Bibliothèque numérique
medic@

Frémy, Edmond (dir.). **Encyclopédie chimique.Tome V.- Applications de la chimie inorganique. 2eme section : industries chimiques. 2e partie : métallurgie. Métallurgie du zinc, par M. A. Lodin.**

Paris : Dunod, 1905.
Cote : Pharmacie 18935x49

PARIS biu Santé

(c) Bibliothèque interuniversitaire de santé (Paris)
Adresse permanente : http://www.biusante.parisdescartes.fr/histmed/medica/cote?pharma_018935x49

©BIU Santé

18935-49

ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE

PUBLIÉE SOUS LA DIRECTION DE

M. FREMY

Membre de l'Institut, professeur à l'École polytechnique, directeur du Muséum
Membre du Conseil supérieur de l'Instruction publique

PAR UNE RÉUNION

D'ANCIENS ÉLÈVES DE L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE, DE PROFESSEURS ET D'INDUSTRIELS

ET NOTAMMENT DE

MM. ARSON et AUDOUIN, ing. en chef des travaux chim. à la Compagnie parisienne du gaz
H. BECQUEREL, memb. de l'Institut, répétit. à l'École polytechnique; BERTHELOT, sénateur, memb. de l'Institut
BOUILHET, ing. dir. de la maison Christofle; L. BOURGEOIS, répétiteur à l'École polytechnique
BRESSON, ancien directeur des mines et usines de la Société autrichienne des chemins de fer de l'Etat
BOURGOIN, professeur à l'École de pharmacie; BOUTAN, ingénieur des mines
CAMUS, directeur de la Compagnie du gaz; AD. CARNOT, directeur des études de l'École des mines
CHARPENTIER (Paul), ingénieur-chimiste expert, essayeur à la Monnaie
CHASTAING, pharm. en chef de la Pitié; CLÈVE, prof. à l'Université d'Upsal; CUMENGE, ing. en chef des mines
CURIE(J.), maître de conférences à la Faculté des sciences de Montpellier; DEBRAY, membre de l'Institut
DEHÉRAIN, membre de l'Institut, professeur au Muséum
DITTE, prof. à la Faculté des sciences de Paris; DUBREUIL, président de la chambre de commerce à Limoges
DUCLAUX, prof. à l'Inst. agronom.; DUQUESNAY, ing. des manuf. de l'Etat; DE FORCRAND, docteur ès sciences
FUCHS, ing. en chef des mines; GARNIER, professeur à la Faculté de médecine de Nancy
GAUDIN, ancien élève de l'École polytechnique, prof. de chimie; GIRARD, directeur du laboratoire municipal
L. GODEFROY, prof. à l'École libre des hautes-études; L. GRUNER, inspecteur général des mines
Ch.-Er. GUIGNET, ancien élève et répétiteur à l'École polytechnique, professeur de chimie
GUNTZ, maître de confér. à la Fac. des sciences de Nancy; HENRIVAUX, dir. de la manuf. des glaces de St-Gobain
JOANNIS, maître de confér. à la Fac. des sciences de Bordeaux; JOLY, prof. adjoint à la Fac. des sciences
JUNGFLEISCH, prof. à l'École de pharmacie; KOLB, administ. de la Société des manuf. des produits chim. du Nord
LAMBLING, professeur à la Faculté de médecine de Lille
LEIDIÉ, pharm. en ch. de l'hôpital Necker; LEMOINE, ing. en ch. des ponts et ch., exam. à l'École polytechnique
LODIN, ing. en chef des mines; MALLARD, prof. à l'École des mines, membre de l'Institut
MARGOTTET, prof. à la Fac. des sciences de Dijon; MARGUERITTE, prés. du conseil d'ad. de la Comp. paris. du gaz
MEUNIER (STANISLAS), prof. au Muséum; MOISSAN, prof. à l'École de pharm., membre de l'Institut
MOUTIER, examinateur de sortie à l'École polytechnique
MUNTZ, prof., direct. des laboratoires à l'Institut agronomique; NIVOIT, prof. à l'École des ponts et chaussées
OGIER, dir. du laborat. de toxicologie à la préfect. de police; PABST, chimiste principal au laborat. municipal
PARMENTIER, prof. à la Fac. des sciences de Montpellier; PÉCHINEY, dir. des usines de produits chim. du Midi
POMMIER, industriel; PORTES, pharm. en ch. de l'hôpital de Lourcine; PRUNIER, prof. à l'École de pharmacie
RIBAN, directeur du laboratoire de la Sorbonne; ROSWAG, ingénieur civil des Mines
ROUSSEAU, s.-dir. du laboratoire de chimie de la Sorbonne; SABATIER, prof. à la Fac. des sciences de Toulouse
SARRAU, prof. à l'Ec. polytechnique, membre de l'Instit.; SCHLAGDENHAUFFEN, dir. de l'Ec. de pharm. de Nancy
SCHLŒSING, prof. au Conservatoire des arts et métiers; SOREL, anc. ing. des manuf. de l'Etat
TERREIL, aide-naturaliste au Muséum; TERQUEM, professeur à la Faculté de Lille
URBAIN, répétiteur à l'École centrale des arts et manufactures; VIEILLE, ing. des poudres et salpêtres
VILLIERS, agrégé à l'Ec. de pharm.; VINCENT, prof. à l'Ec. centrale; VIOLLE, prof. à la Fac. des sciences de Lyon
VILLON, ingénieur chimiste; WICKERSHEIMER, ingénieur en chef des mines, etc.

TOME V. — **APPLICATIONS DE CHIMIE INORGANIQUE**

2e *Section*

INDUSTRIES CHIMIQUES

2e *Partie.* — **Métallurgie**

MÉTALLURGIE DU ZINC

BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

PAR

A. LODIN

Ingénieur en chef des Mines, professeur du Cours de Métallurgie
à l'École nationale supérieure des Mines

PARIS

VVE CH. DUNOD, ÉDITEUR

49, Quai des Grands-Augustins, 49

1905

Droits de traduction et de reproduction réservés

©BIU Santé

MÉTALLURGIE DU ZINC

Par M. LODIN

Ingénieur en Chef des Mines.
Professeur de métallurgie à l'École supérieure des Mines.

BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

HISTORIQUE

Le zinc est aujourd'hui un des métaux les plus couramment employés dans la construction et dans l'industrie; comme chiffre de production, il vient immédiatement après le fer et le plomb. Le développement de ses applications ne remonte cependant guère au delà d'un siècle : il est dû principalement à son emploi sous forme de feuilles laminées.

Avant 1805, époque à laquelle Sylvester et Hobson créèrent le laminage du zinc, ce métal n'avait d'autre débouché industriel que la fabrication du laiton. Cet alliage semble n'avoir pas été connu de la civilisation hellénique, car les bronzes que cette civilisation nous a laissés ne contiennent, outre le cuivre, que de l'étain ou un peu de plomb. Il était au contraire l'objet d'une fabrication régulière pendant la période impériale romaine, soit à Rome, soit en Grèce, soit en Asie-Mineure. On connaît en effet un assez grand nombre de monnaies de cette période dans lesquelles l'analyse a indiqué une proportion de zinc s'élevant jusqu'à 27 p. 100; les plus anciennes sont un peu antérieures à notre ère (Percy, *Metallurgy*, t. I, p. 521 et suiv.).

D'après quelques auteurs, cette introduction du zinc dans les alliages monétaires serait purement accidentelle et due à l'emploi, comme matière première, de cuivres zincifères, provenant du traitement de minerais mixtes.

Il est incontestable que la fusion de pareils minerais peut donner des alliages plus ou moins riches en zinc si elle a été opérée à basse température; c'est probablement à un phénomène de ce genre qu'il faut attribuer la découverte du laiton. Mais il n'en est pas moins certain que la fabrication de cet alliage, désigné par les anciens sous le nom d'oreichalcos ou orichalcum, a été pratiquée plus tard par voie de fusion du cuivre avec de la calamine et du charbon, suivant la formule qui est restée en usage presque jusqu'à nos jours.

C'est ce qui semble résulter des indications un peu obscures fournies par Pline à ce sujet (livre XXXIV); ces indications sont rendues fort confuses par l'emploi du mot *cadmia* pour désigner deux substances différentes : d'une part,

©BIU Santé

un minerai de cuivre zincifère (*fit et e lapide æroso quem vocant cadmiam*); d'autre part les dépôts d'oxyde de zinc impur formés au gueulard de certains fours à cuve et désignés encore aujourd'hui sous le nom de *cadmies*.

Dioscoride s'est servi de l'expression *cadmia* pour désigner un minéral à structure concrétionnée qui ne peut être autre chose que du carbonate ou de l'hydrocarbonate de zinc.

A une époque postérieure, Festus a défini, dans le même sens, l'expression *cadmia* et en même temps indiqué l'emploi du minéral ainsi désigné pour la fabrication du laiton, en des termes qui ne sauraient guère laisser de doute (*cadmia, terra quæ in æs conjicitur ut fiat orichalcum*).

Les traditions relatives à ce mode de fabrication se sont conservées pendant tout le Moyen-Age, ainsi que le prouvent les indications fournies par divers auteurs, notamment par le moine Théophile.

On peut donc affirmer que les anciens connaissaient le laiton et le fabriquaient régulièrement, par fusion du cuivre avec de la calamine et du charbon, à partir du moins de la période impériale romaine. La question de savoir s'ils ont connu le zinc métallique est beaucoup plus difficile à résoudre.

Les preuves matérielles et directes font ici absolument défaut; on n'a jamais découvert un objet quelconque en zinc auquel on pût attribuer une origine antique. Certains auteurs ont conclu de là que l'antiquité n'avait pas connu le zinc; mais cette conclusion négative n'est pas sérieusement fondée.

Nous verrons plus loin que les anciens, s'ils ont connu le zinc métallique, n'ont dû en obtenir que de petites quantités, dans des conditions qui ne se prêtaient pas à une fabrication régulière. Ils n'avaient d'ailleurs aucun intérêt à le substituer aux métaux dont ils se servaient habituellement, tels que le cuivre et ses alliages d'une part, le plomb ou l'étain d'autre part. Peu ductile, difficile à mouler, assez altérable relativement, le zinc ne devait être pour eux qu'une sorte de curiosité minéralogique.

Il faut ajouter que le zinc est si facilement oxydable et soluble que des objets fabriqués avec ce métal et enfouis dans le sol pendant des siècles auraient probablement disparu sans laisser de traces; l'absence d'objets en zinc dans les produits des fouilles antiques ne prouve donc rien.

Le seul texte, à notre connaissance, qui puisse servir à élucider la question, est le passage suivant de Strabon (XIII, 56, C. 610), passage dont voici la traduction littérale (1) :

« Il existe aux environs d'Andeira une pierre qui, brûlée, devient du fer; mise au four avec une certaine terre, elle laisse tomber goutte à goutte du *pseudargyros* (faux argent) qui, par addition de cuivre, produit ce qu'on appelle un alliage, alliage que certains appellent *oreichalcos*. Il existe aussi du *pseudargyros* (faux argent) aux environs du Tmolos ».

D'après certains auteurs, notamment M. B. Hoffmann (*B. u. H. Ztg*, 1882, p. 527), ce serait l'action sur le cuivre, non pas du *pseudargyros*, mais bien de la terre servant à l'obtenir, qui aurait donné lieu à la production de l'alliage dit

(1) Nous devons cette traduction à l'obligeance de M. Haussoullier, directeur-adjoint à l'École des Hautes Études.

©BIU Santé

oreichalcos. Ce système est incompatible avec le texte de Strabon qui s'interprète facilement, au contraire, si l'on admet que le corps désigné sous le nom de *pseudargyros* n'était autre chose que le zinc. Il présentait d'abord une des propriétés les plus caractéristiques de ce métal, celle de donner, avec le cuivre, du laiton, alliage bien caractérisé et parfaitement connu des anciens. Le *pseudargyros* ne pouvait donc être de l'antimoine, comme l'a supposé M. B. Hoffmann (*loc. cit.*), car les alliages de ce métal avec le cuivre ne sauraient être confondus avec le laiton.

On ne peut guère admettre davantage que par l'expression *pseudargyros* Strabon ait voulu désigner le nickel, suivant une hypothèse proposée par M. Berthelot (*Coll. des anciens alchimistes grecs*, p. 266), car ce métal n'aurait pu couler goutte à goutte, comme le texte l'indique.

Ce texte s'interprète au contraire très facilement si l'on admet que le *pseudargyros* n'était autre chose que du zinc condensé en gouttes dans les fentes des parois du fourneau où l'on fondait un minerai de fer zincifère. Ce phénomène a été constaté à Ebbw-Vale, au voisinage des tuyères d'un haut-fourneau (Percy, *Metallurgy*, t. I, p. 519); connu depuis longtemps à Goslar, dans la fusion des minerais cuivreux et zincifères du Rammelsberg, il avait été régularisé dans cette usine par l'adoption de la disposition connue sous le nom de *zinkstuhl*. Il a dû se produire plus d'une fois dans l'antiquité, sans qu'on ait d'ailleurs songé à tirer parti du métal qui se condensait accidentellement; le texte de Strabon, interprété dans ce sens, est d'une entière vraisemblance.

Au XVI[e] siècle, Agricola n'avait pas d'idées bien précises sur la nature du métal qui se condensait ainsi à l'ouvrage des fours à cuve de Goslar. Il s'exprimait en ces termes :

« *... si vero pyrites, primo e fornace, ut Goslariæ videre licet, in catinum defluit liquor quidam candidus, argento inimicus et nocivus; id enim comburit; quo circa recrementis, quæ supernatant, detractis effunditur;..... eundem liquorem parietes fornacis exsudant...* » (*De re metallica*, 1556, livre IX, p. 329).

L'indication relative à l'exsudation à travers les parois du fourneau, dans les conditions observées couramment à une époque plus récente, ne permet pas de douter que le liquide blanc dont il est ici question, nuisible à l'extraction de l'argent et brûlant à l'air, ne fût du zinc métallique; mais Agricola ne songe pas à le désigner sous ce nom, qu'il n'a employé nulle part dans ses ouvrages.

Le mot zinc, sous la forme *der zinken*, paraît avoir été employé pour la première fois par Basile Valentin, qui écrivait vers la fin du XVI[e] siècle ou au commencement du XVII[e] siècle. Peut-être servait-il, à cette époque, à désigner les cadmies; c'est du moins l'opinion de M. B. Hoffmann, qui donne comme preuve à l'appui (*loc. cit.*, p. 542) le passage suivant du dictionnaire de Nehring, publié en 1710 :

« *Zinck ist eine weisse Materie, so sich von den Rammelsbergischen Ertzen an die Ofen ansetzt und machet das Kupffer gantz weiss* ».

Ce texte n'est pas précisément concluant, car il peut tout aussi bien s'appliquer au zinc recueilli au niveau de l'ouvrage des fours à cuve qu'aux cadmies déposées au gueulard de ces fours. La première hypothèse est même plus vrai-

©BIU Santé

semblable que la seconde, car, d'après M. Bruno Kerl (*Die Rammelsberger Hüttenprocesse*, 1861, p. 35), il ressort de l'étude des archives des mines et usines du Harz inférieur que, dans ce district, le mot zinc a commencé vers le milieu du XVII[e] siècle à être employé avec son sens actuel : auparavant on désignait par l'expression *contrefay* ou *contrefait*, appliquée peut-être en même temps au bismuth, le métal qui suintait par les fissures de l'ouvrage des fours à cuve de Goslar.

A peu près vers la même époque, c'est-à-dire vers le milieu du XVII[e] siècle, on chercha à recueillir plus méthodiquement le métal en question. La disposition adoptée à cet effet, sous le nom de *zinkstuhl*, et restée en usage jusqu'au milieu du XIX[e] siècle, pourrait même remonter un peu plus haut, si les indications vagues données par Lohneiss, en 1617, s'y rapportaient effectivement; mais la première description précise qui puisse s'y appliquer d'une manière certaine remonte à 1737 seulement, d'après Schlüter.

En dehors de l'usine de Goslar, il semble qu'aucune fabrication régulière de zinc n'ait fonctionné en Europe avant le XVIII[e] siècle et que la connaissance des propriétés de ce métal ait été tirée d'échantillons importés de l'Inde ou de la Chine, à partir de l'établissement de relations commerciales régulières avec l'Extrême-Orient, c'est-à-dire du milieu du XVI[e] siècle. Le zinc était connu sous le nom de *spiauter* ou de *tutenag* (parfois *tutanego*).

Le premier nom s'est conservé daus l'expression anglaise *spelter*, qui sert à désigner le zinc brut; il est probablement d'origine sémitique, mais on n'a pu jusqu'ici en donner d'étymologie précise.

La seconde expression n'est, d'après le professeur Roth (B. Hoffmann, *loc. cit.*, p. 642), autre chose que le mot tamoul *tûtunâgam*, dérivé des radicaux sanscrits *tuttha*, sulfate de cuivre, et *nâga*, plomb. Ce mot, autrefois employé dans l'Inde pour désigner le zinc, a été remplacé depuis par le terme sanscrit *kharpara*.

Il est probable que le zinc importé en Europe du XVI[e] au XVIII[e] siècle provenait en réalité de la Chine, où l'industrie métallurgique a toujours été beaucoup plus développée que dans l'Inde. Certaines circonstances peuvent même faire supposer que les premières usines à zinc installées en Europe auraient pris pour modèle la fabrication chinoise. Bergman (*Physical and Chemical Essays*. London, 1784) affirme qu'un Anglais serait allé en Chine étudier le mode de production du zinc au commencement du XVIII[e] siècle et aurait ensuite établi à Bristol une usine pour la production du métal *per descensum*. D'après Watson (*Chemical Essays*, 1786), l'Anglais en question n'aurait été autre qu'Isaac Lawson, auteur d'une méthode secrète pour produire le zinc au moyen de la calamine (Price, *Min. Cornubiensis*, p. 46), mais Watson ne donne aucune preuve à l'appui de son hypothèse.

La production du zinc avait d'ailleurs fait l'objet des recherches de plusieurs inventeurs au cours de la première moitié du XVIII[e] siècle. En 1721, Henckel avait affirmé la possibilité d'extraire ce métal de la calamine au moyen du phlogistique, mais sans indiquer d'ailleurs le procédé à employer. Van Swab, en 1742, Margraf, en 1746, proposèrent, indépendamment l'un de l'autre, la distillation réductive comme mode de fabrication du zinc. Il est donc

©BIU Santé

possible que le développement de la métallurgie du zinc se soit effectué en Angleterre en dehors de toute importation exotique, sous l'action initiale de recherches de laboratoire, telles que celles de Henckel ou de Van Swab.

Méthode anglaise. — L'étude des dispositions caractéristiques de la méthode anglaise est plutôt favorable à cette hypothèse. Elle tend, en effet, à faire admettre que ces dispositions dérivent directement de celles des fours de verrerie usités en Angleterre à la même époque.

La première usine anglaise paraît avoir été créée en 1743 par Champion à Bristol, localité où se pratiquait depuis longtemps la fabrication du laiton. Le procédé suivi dans cette usine fut tenu aussi secret que possible, mais il finit néanmoins par être connu; d'autres usines à zinc se créèrent dans les environs de Bristol, puis dans le sud du pays de Galles.

La méthode anglaise, caractérisée par la distillation *per descensum* et par l'emploi de récipients distillatoires volumineux, en forme de pots de verrerie, n'a jamais été appliquée en dehors de son pays d'origine. Peu avantageuse à tous égards, elle a été abandonnée vers 1860.

Méthode carinthienne. — La méthode carinthienne appliquait la distillation *per descensum*, comme la méthode anglaise, mais les récipients distillatoires qu'elle employait étaient des tubes verticaux de petit diamètre, placés dans une chambre en maçonnerie que l'on devait laisser refroidir après chaque opération. Les consommations étaient fort élevées dans la méthode carinthienne; aussi cette formule de traitement n'est-elle pas restée bien longtemps en usage. Créée par Dillinger, en 1799, à Döllach (Möllthal), appliquée un peu plus tard à Dognaska (Banat), elle avait définitivement disparu vers le milieu du XIX^{e} siècle.

Méthode silésienne. — Comme la méthode anglaise, la méthode silésienne s'est développée dans un district où la fabrication du laiton était pratiquée depuis fort longtemps. D'après des documents authentiques, un nommé Peter Jost, de Tarnowitz, fabriquait du laiton à Jagerndorf, entre 1560 et 1570, au moyen de calamine extraite des environs de Beuthen. Cette industrie disparut pendant la guerre de Trente Ans, vers l'année 1630 environ, et l'exploitation des gîtes calaminaires du pays demeura abandonnée jusqu'au commencement du XVIII^{e} siècle. En 1704, un négociant de Breslau, Georges von Giesche, obtint de l'empereur Léopold un privilège de vingt années pour l'extraction de ce minerai dans toute la région; renouvelé par périodes successives, ce privilège ne se termina définitivement qu'en 1802.

Tant que la calamine n'eut d'autre débouché que la fabrication du laiton, sa production resta peu importante : c'était la fabrication du zinc métallique qui devait donner à l'industrie minière de la Silésie le grand développement qu'elle a acquis aujourd'hui.

L'initiateur de la métallurgie du zinc dans ce district fut Christian Ruberg, ancien maître mineur du Harz, qui était devenu directeur de la verrerie de Wessola, près Myslowitz. Ce serait, dit-on, vers 1790, qu'il aurait songé à extraire le zinc des cadmies qui se déposent abondamment au gueulard des hauts-fourneaux de la région. En 1798, il installa dans la verrerie qu'il dirigeait

©BIU Santé

un premier four d'essai dont les dispositions ne nous ont pas été conservées. D'après certains auteurs, ce four aurait eu de grandes analogies avec le four anglais; il est plus vraisemblable qu'il devait se rapprocher plus ou moins du type des fours à quatre moufles installés dix ans plus tard à l'usine Lydognia et qu'au fond il dérivait des fours de verrerie en usage à Wessola.

Ruberg mourut le 5 septembre 1805, sans avoir pu donner à son idée une forme pratique et définitive. C'était Freytag, directeur de l'usine royale de Lydognia (annexe de Königshütte) qui devait créer le type du four silésien à dix moufles, après une série d'études et d'essais qui se prolongèrent de 1808 à 1817.

En 1833, Knaut substitua les moufles étroits aux moufles larges employés jusque-là; il put ainsi doubler le nombre des récipients distillatoires sans augmenter sensiblement les dimensions du four. Le type à vingt moufles, créé par lui, resta presque seul en usage dans les usines silésiennes jusque vers 1860.

A cette époque, la substitution de gazogènes aux anciennes chauffes à barreaux droits permit d'agrandir les fours et d'employer des combustibles de moindre valeur. En 1868, la récupération de la chaleur par le système Siemens s'introduisit dans quelques usines silésiennes; son application s'est trouvée restreinte par des circonstances économiques particulières à la Haute-Silésie.

Méthode belge. — Les origines premières de la méthode belge sont plus obscures que celles de la méthode silésienne. Sa création a été motivée par la préoccupation de tirer parti des calamines du grand gîte d'Altenberg (la vieille mine), près de Moresnet. Ce gîte, désigné souvent sous le nom de « la Vieille-Montagne », paraît avoir été exploité dès le XII[e] siècle pour alimenter les fabriques de laiton établies à Aix-la-Chapelle, Stolberg, Dinant, etc. Des documents remontant à 1435, 1439 et 1454 établissent que l'exploitation y était en activité à ces diverses dates. Cette exploitation se faisait pour le compte des divers gouvernements qui se sont succédé dans le pays, tantôt en régie, tantôt par amodiations partielles, d'une durée très limitée, douze ans au maximum. La calamine extraite était calcinée sur place avant d'être expédiée.

En prenant possession du pays, en 1795, le gouvernement français continua d'abord le système de l'exploitation en régie avec lequel il n'obtint que des profits insignifiants. Pour arriver à un meilleur résultat financier, tout en faisant cadrer le régime légal de cette mine particulière avec les termes de la loi du 28 juillet 1791, un décret du 30 ventôse au XIII institua la concession de la Vieille-Montagne, en vue d'une amodiation de cinquante années par voie d'adjudication. Cette adjudication fut faite au bénéfice de Dony, moyennant une redevance fixe de 40.500 francs par an et une redevance proportionnelle à l'extraction; elle fut rendue définitive par un décret du 24 mars 1806.

Parmi les clauses du cahier des charges annexé au décret figurait « l'obligation de faire les épreuves qui seraient reconnues utiles pour parvenir à réduire, à l'aide de fourneaux appropriés, la calamine à l'état métallique ». Cette clause répondait aux préoccupations de Dony, chimiste liégeois, qui, depuis 1780, dit-on, travaillait à découvrir une méthode de fabrication du zinc.

Les récits que l'on a faits des premiers essais de Dony paraissent empreints d'un caractère légendaire.

©BIU Santé

Amédée Burat (*Études sur les gites calaminaires*, 1846, p. 7) prétend, par exemple, que Dony aurait d'abord entrepris de réduire la calamine par fusion, avec addition de charbon, sur la sole d'un réverbère et que, pour suivre l'opération, il aurait bouché la porte latérale du four au moyen d'un pot à fleurs faisant saillie à l'extérieur : il aurait constaté, par le petit orifice existant au fond de ce récipient, la condensation d'une certaine quantité de zinc liquide à son intérieur et aurait été conduit ainsi à l'adoption de l'allonge conique connue sous le nom de *tube* dans les usines belges.

Cette anecdote est au moins douteuse. Chimiste expérimenté, Dony devait savoir que Villette avait, sur les indications fournies par Margraf, obtenu du zinc dès 1769, par voie de distillation réductive et en employant comme matière première la calamine de Moresnet : il devait donc se trouver amené à opérer en vases clos, comme Villette l'avait fait, et non pas sur la sole d'un réverbère.

Si néanmoins il avait eu recours à ce dernier appareil, il n'aurait pu obtenir du zinc métallique dans les conditions indiqués. Étant donnée la forte proportion d'oxygène, libre ou combiné, qui existe dans l'atmosphère d'un réverbère, le zinc volatilisé se serait réoxydé immédiatement : cette réoxydation aurait été particulièrement intense dans l'allonge improvisée dont fait mention la légende, car le tirage du four devait provoquer une active rentrée d'air par l'orifice existant au fond du pot à fleurs.

Il faut remarquer enfin que le brevet original de Dony, pris le 7 décembre 1809, ne mentionne aucun des éléments caractéristiques de la méthode belge actuelle, ni le récipient cylindrique, supporté seulement à ses deux extrémités, servant à opérer la réduction du minerai, ni l'allonge conique assurant la condensation du zinc volatilisé. L'appareil décrit dans ce brevet est un moufle de grandes dimensions, muni de condenseurs s'évasant extérieurement.

L'anecdote du pot à fleurs devrait donc se placer à une date postérieure au brevet pris par Dony et antérieure à l'année 1818, époque à laquelle le four belge était constitué avec tous ses éléments essentiels : elle est donc aussi peu vraisemblable au point de vue historique qu'au point de vue technique.

En réalité les origines de la méthode belge sont enveloppées d'une obscurité presque complète.

Après avoir créé, en 1808, l'usine de Saint-Léonard, dans un faubourg de Liège, Dony fut bientôt obligé, faute de ressources suffisantes, de s'associer avec Chaulet : en 1818, les deux associés durent céder leur entreprise à Dominique Mosselmann, qui réussit à lui donner une certaine prospérité.

En 1837, à la mort de Mosselmann, l'affaire fut mise en société anonyme, sous le nom de Société de la Vieille-Montagne; elle se développa rapidement, car sa production annuelle, obtenue au moyen des seuls minerais de Moresnet, passa de 1.830 tonnes en 1837 à 10.372 en 1852. Des fusions intervenues avec d'autres affaires analogues ont contribué par la suite à augmenter l'importance de la Société, qui tient aujourd'hui le premier rang parmi les producteurs de zinc du monde entier.

La méthode belge a subi, depuis son origine, des transformations beaucoup moins importantes que la méthode silésienne. Les tentatives faites pour y appliquer la récupération de la chaleur ont eu généralement peu de succès :

©BIU Santé

les progrès principaux qu'on a réalisés consistent dans l'agrandissement des fours et des récipients employés ainsi que dans l'emploi de chauffes gazogènes.

Débouchés industriels du zinc. — Les débuts de la métallurgie du zinc ont été ralentis non seulement par divers obstacles techniques, mais aussi par des difficultés d'ordre économique, relatives principalement à l'écoulement des produits.

Au commencement de ce siècle, le seul emploi du zinc était la fabrication du laiton. Même pour cet usage, on avait de grandes difficultés à faire accepter le nouveau métal : les fabricants de laiton prétendaient que l'application de l'ancienne méthode, par fusion du cuivre avec de la calamine et du charbon, donnait un produit de qualité supérieure. Certains d'entre eux ont continué jusqu'au milieu du XIX[e] siècle à employer cette formule, malgré les avantages économiques de l'emploi du zinc métallique.

C'était le laminage qui devait assurer l'avenir de la métallurgie du zinc. En 1805, Sylvester et Hobson prenaient un brevet pour l'exécution du travail de laminage après chauffage préalable entre 100 et 150 degrés. L'application de ce principe ne tarda pas à être faite en divers endroits, notamment à Liège, où Dony installa un laminage de zinc dès 1812.

Moins coûteux que le cuivre, plus léger et plus rigide que le plomb, le zinc laminé a trouvé dans les couvertures d'édifices et dans les emballages un débouché important qui tend plutôt à se développer.

Un autre débouché considérable lui a été fourni par la galvanisation, c'est-à-dire par son application à la surface du fer ou de la fonte. Les principes de ce mode d'emploi du zinc avaient été posés dès 1742 par Malouin, dans une communication à l'Académie des Sciences; mais la galvanisation n'a pris un développement sérieux que vers le milieu de ce siècle.

Il en a été de même de la fabrication du blanc de zinc pour la peinture. Cet usage de l'oxyde de zinc avait été indiqué dès 1780 par Courtois et Guyton de Morveau, mais il n'a acquis une certaine importance pratique que vers 1845, sous l'impulsion donnée par Leclaire.

Le blanc de zinc se fabrique par deux procédés très différents. En Europe, on emploie d'ordinaire la méthode adoptée par Leclaire, c'est-à-dire la combustion du zinc métallique; en Amérique, au contraire, on applique de préférence le procédé Wetherill, c'est-à-dire la volatilisation, par réduction directe, du zinc contenu dans les minerais, avec réoxydation immédiate du métal. Les frais sont notablement moindres, mais le produit est de qualité un peu inférieure.

La fabrication des moulages, connus sous le nom de zincs d'art, exige un métal de qualité supérieure : elle ne représente d'ailleurs qu'un débouché assez limité comme quantité.

Développement de l'industrie du zinc. — La consommation du zinc a augmenté rapidement depuis le premier tiers du siècle; aussi, la production de ce métal a-t-elle pris un développement considérable et s'est-elle propagée assez vite en dehors de ses centres d'origine.

©BIU Santé

Au cours de ce développement, deux des méthodes employées avaient disparu; la méthode carinthienne entre 1840 et 1850, la méthode anglaise une quinzaine d'années plus tard.

Les deux autres formules primitives se sont transformées et perfectionnées. La méthode silésienne est restée la seule usitée dans son pays d'origine ainsi que dans les districts voisins de Pologne et de Gallicie. La méthode belge prédomine toujours en Belgique: elle s'est répandue en France, en Espagne (Arnao), en Angleterre et aux États-Unis. Dans cette dernière contrée, les premières tentatives de fabrication du zinc remontent à 1850, mais c'est vers 1860 seulement que cette industrie prit un certain développement.

La combinaison des types silésien et belge a donné lieu à la création d'appareils mixtes, usités principalement dans la région rhénane et auxquels nous proposons de donner, pour cette raison, le nom de fours rhénans.

Ce type mixte réunit les avantages du four silésien, en ce qui concerne la commodité du travail, à celles que donne le four belge pour l'épuisement complet des minerais; il se prête très facilement au chauffage par gazogènes et à l'adaptation de récupérateurs de chaleur. Il semble donc destiné à s'introduire de plus en plus dans la pratique.

RÉACTIONS FONDAMENTALES DE LA MÉTALLURGIE DU ZINC

Les propriétés chimiques du zinc et de ses dérivés ont été étudiées avec détail dans un autre volume de l'*Encyclopédie chimique;* nous nous bornerons à rappeler celles de ces propriétés qui jouent un rôle dans les opérations métallurgiques.

ZINC

Propriétés physiques. — Le zinc est un métal blanc bleuâtre, de structure grenue ou cristalline; il est médiocrement dur, assez malléable quand il est pur.

Le zinc du commerce, qui contient ordinairement de petites quantités de plomb, de fer et de cadmium, accidentellement un peu d'arsenic et de cuivre, est beaucoup moins malléable que le zinc pur. On peut cependant le laminer facilement à une température comprise entre 100 et 150 degrés; au delà de cette dernière limite, le zinc devient fragile, probablement par suite d'une modification cristalline de sa structure interne. Au-dessus de 200 degrés, on peut le pulvériser facilement.

A la température ordinaire, la résistance du zinc à la rupture est de 14 à 16 kilogrammes par millimètre carré.

La densité du zinc est de 7,12 à 7,15; elle augmente, par l'action du laminage ou d'une compression mécanique, jusqu'à 7,2 ou même 7,3.

Le zinc fond à une température un peu supérieure à 410 degrés; les chiffres

©BIU Santé

obtenus par divers observateurs varient entre 400 degrés (Thum) et 420 (Riemsdyk). Les plus exacts paraissent être ceux de Daniell (412 degrés) et de Person (415 degrés).

La chaleur latente de fusion est, d'après Person, de $28^{cal},13$ par unité de poids du métal, ou de $0^{cal},917$ par équivalent ($32^{gr},6$).

La densité du métal liquide est d'environ 6,5 (W. C. Roberts Austen, *Phil. Mag.*, t. XIII, p. 360), elle est donc seulement les neuf dixièmes de celle du métal à froid. Cette diminution de densité paraît se produire par dilatation à l'état solide : le phénomène même de la fusion serait accompagné d'une légère contraction, d'après divers observateurs ; il en résulte que les fragments non encore fondus flottent sur le métal en fusion. Cependant la formule par laquelle Matthiessen a représenté la dilatation cubique du zinc

$$V_t = V_o (1 + 0{,}000.082.22.\, t + 0{,}000.000.070.6\, t^2),$$

ne donne pour le volume du métal à 410 degrés que la valeur

$$V_{410} = 1{,}046.\, V_o$$

tandis que les observations directes de densité donneraient pour la dilatation une valeur plus que double. La différence tient sans doute à ce que les formules de Matthiessen ont été établies d'après des observations faites à des températures assez éloignées du point de fusion.

La tension de vapeur du zinc devient sensible à une température bien inférieure au point de fusion du métal ; M. Demarçay a constaté qu'elle avait déjà une valeur très appréciable à 184 degrés (*C. R.*, 1882, t. XCV, p. 183). L'ébullition du zinc se produit à une température un peu inférieure au point de fusion de l'argent ; cette température avait été évaluée anciennement à 890 degrés par Becquerel, à 1.040 degrés par MM. Sainte-Claire Deville et Troost ; mais ce dernier chiffre était entaché d'une erreur importante due à la variation de densité de la vapeur d'iode qui avait servi de point de comparaison pour la détermination des températures. En tenant compte de cette variation, M. Troost a obtenu le chiffre de 942 degrés.

D'un autre côté, M. Violle (*C. R.*, t. XCIV, p. 720) est arrivé à celui de 930 degrés ; on peut donc considérer la température d'ébullition du zinc comme déterminée avec une assez grande approximation.

D'après J. Mensching et V. Meyer (*Ber. d. deutsch Chem. Ges.*, 1866, p. 3293), la densité de la vapeur de zinc serait de 2,41 un peu au-dessus du point d'ébullition du métal, de 2,36 vers 1.500 à 1.600 degrés.

La chaleur spécifique du zinc, entre 0 et 100 degrés, est de 0,09555 (V. Regnault).

PROPRIÉTÉS CHIMIQUES

Oxygène. — Le zinc ne paraît pas être attaqué par l'oxygène ou l'air secs, à la température ordinaire (Boutigny, *Ann. d'Hyg. publique*, t. XVII, p. 290). En présence de l'humidité, il donne un carbonate basique hydraté, correspondant, d'après Pettenkofer, à la formule $5ZnO, 4CO^2, 8HO$. Ce carbonate, dont la composition varie un peu suivant les circonstances de sa formation, constitue un

©BIU Santé

enduit grisâtre, adhérent, qui protège le métal contre les progrès de l'oxydation. Quand la température s'élève, l'altération superficielle du zinc devient de plus en plus active; le métal fondu se recouvre rapidement d'une croûte grisâtre qui serait, d'après Berzélius, un sous-oxyde de zinc, mais qui doit plutôt être considérée comme un mélange de protoxyde de zinc et de zinc métallique.

Vers 500 degrés, le zinc prend feu et brûle avec une flamme bleuâtre, très éclatante; il se forme du protoxyde de zinc, dont une partie reste à la surface du bain, et l'autre, provenant de la combustion du métal volatilisé, se met en suspension dans l'atmosphère sous forme de flocons blancs très légers (*Nihil album*, *Lana philosophica*).

La combustion du métal se continue jusqu'au bout si l'on enlève périodiquement la croûte d'oxyde qui autrement gênerait l'action de l'oxygène; elle s'effectue avec un dégagement considérable de chaleur correspondant, d'après M. Thomsen, à $43^{cal},2$ par équivalent, ou à 1.320 calories par unité de poids.

Actions oxydantes diverses. — Les corps oxydants exercent une action énergique sur le zinc; les acides attaquent ce métal en formant des sels avec son oxyde et en provoquant en même temps le dégagement d'hydrogène ou la formation de composés complexes (hydrosulfites obtenus par l'action de l'acide sulfureux dissous).

Les solutions alcalines agissent d'une manière analogue; il se dégage de l'hydrogène, et l'oxyde de zinc formé se combine avec l'alcali.

Les corps que l'on emploie d'ordinaire dans les laboratoires comme agents d'oxydation par voie sèche, tels que le nitre et le chlorate de potasse, réagissent violemment sur le zinc; leur mélange avec de la poudre de zinc déflagre très vivement et peut même détoner par le choc (zinc et chlorate de potasse).

L'acide arsénique ou l'acide arsénieux chauffés avec du zinc donnent une réaction très vive avec formation d'oxyde et d'arséniure de zinc.

Dans les mêmes conditions, le zinc réduit un grand nombre d'oxydes métalliques.

Ces diverses réactions n'ont qu'un intérêt relativement secondaire au point de vue de la métallurgie du zinc; celles de l'eau et de l'acide carbonique ont, au contraire, une importance fondamentale.

Action de l'eau. — La réaction du zinc sur l'eau est exothermique; elle dégage $8^{cal},7$ par équivalent en partant de l'eau liquide et peut donc se produire sans l'intervention d'aucune source extérieure de chaleur.

Cependant, à la température ordinaire, cette réaction ne se manifeste qu'avec une extrême lenteur; appréciable avec la poudre de zinc, elle est tout à fait insensible avec le zinc laminé. Le contact d'un métal moins attaquable, comme le cuivre, active le phénomène, qui devient assez rapide à la température de l'ébullition. Au rouge, la vapeur d'eau passant sur le zinc donne de l'oxyde cristallisé.

Action de l'acide carbonique. — La réaction de l'acide carbonique sur le zinc est une action exothermique comme celle de l'eau; elle dégage $9^{cal},13$

©BIU Santé

par équivalent, d'après les chiffres élémentaires donnés par M. Berthelot et M. Thomsen.

Elle ne se manifeste cependant pas d'une manière appréciable à la température ordinaire; mais nous avons pu constater par des expériences directes qu'elle était déjà sensible à une température d'environ 300 degrés.

Dans cette réaction, comme dans celle de l'eau sur le zinc, les produits qui en dérivent exercent l'un sur l'autre une action inverse qui tend à limiter le phénomène; à chaque température correspond donc un état d'équilibre qui n'a fait jusqu'ici l'objet d'aucune détermination précise. Nous reviendrons sur cette question à l'occasion de la réduction de l'oxyde de zinc.

Action du soufre. — Le soufre a une grande affinité pour le zinc, car un mélange des deux corps pulvérisés, dans la proportion de 2 de zinc pour 1 de soufre, correspondant à la formation du protosulfure, brûle très facilement et détone même sous un coup de marteau.

Cependant, du zinc chauffé dans un bain de soufre ne s'attaque pas sensiblement, même à la température d'ébullition du soufre ou à des températures supérieures. Le métal se recouvre d'une couche mince de sulfure, infusible et insoluble dans le soufre en excès, qui arrête le développement de la réaction.

On constate un phénomène tout à fait analogue avec l'acide sulfhydrique.

Avec le sulfure de carbone en vapeur, l'absorption du soufre par le zinc s'effectue très facilement; il se sépare du carbone.

La chaleur de formation du sulfure de zinc anhydre n'a pas été déterminée; elle doit être peu différente de celle du sulfure hydraté, qui est, d'après M. Berthelot, de $21^{cal},5$ par équivalent, ou de 660 calories par gramme de zinc.

Le zinc décompose un grand nombre de sulfures métalliques; la réaction est très violente à chaud avec le cinabre.

Sélénium. — Le sélénium paraît se comporter exactement comme le soufre; fondu, il réagit sur le zinc en donnant un enduit de séléniure de zinc qui arrête la réaction. Le séléniure de zinc est jaune rougeâtre, fort analogue à la blende, cristallisant comme elle dans le système cubique.

Tellure. — Le tellure attaque le zinc avec déflagration à une température assez modérée; le tellurure de zinc est gris par réflexion, rouge par transparence, et a des propriétés fort analogues à celles du sulfure et du séléniure.

Chlore. Brome. Iode. — Le chlore, le brome et l'iode attaquent facilement le zinc avec des dégagements de chaleur de $48^{cal},6$; $43^{cal},1$; $30^{cal},0$ par équivalent de métal, si ces divers éléments sont à l'état gazeux.

Les composés formés sont fusibles au-dessous du rouge, volatils au-dessus; ils ont une grande affinité pour l'eau. Leurs dissolutions subissent une légère décomposition partielle par l'évaporation à sec.

Phosphore et arsenic. — Le phosphore et l'arsenic se combinent facilement

©BIU Santé

avec le zinc. Les composés obtenus sont moins fusibles que le zinc; l'arséniure paraît même se volatiliser sans fusion préalable.

L'un et l'autre sont attaqués facilement par les acides faibles en donnant de l'hydrogène phosphoré et de l'hydrogène arsénié.

Carbure. — L'existence d'un carbure de zinc est fort douteuse; on admettait généralement autrefois que ce carbure existait en plus ou moins forte proportion dans les zincs du commerce, mais Eliot et Storer n'y ont jamais trouvé trace de carbone. Si ce corps s'y rencontrait, ce serait donc à l'état de mélange mécanique.

Silicium. — Le silicium se dissout dans le zinc en fusion, et s'en sépare en cristaux pendant le refroidissement du métal; celui-ci n'en retient que des traces après solidification.

Cette propriété curieuse a été utilisée pour la préparation du silicium cristallisé.

Alliages du zinc. — Le zinc donne avec la plupart des métaux des alliages durs et cassants, il s'en sépare par volatilisation au rouge vif.

La formation de certains de ces alliages ne paraît correspondre à aucun développement d'affinité chimique. Le zinc et le plomb, par exemple, une fois fondus ensemble, se mélangent assez facilement, mais un repos prolongé amène leur séparation presque complète par différence de densité. Le plomb retient de 0,005 à 0,0075 de zinc suivant la durée du repos, le zinc une quantité de plomb sensiblement équivalente.

Le fer semble avoir peu d'affinité pour le zinc; il s'en imprègne lentement quand il est longtemps en contact avec ce métal, fondu au-dessous du rouge sombre et devient alors très cassant. Inversement, le zinc fondu dissout une certaine quantité de fer, mais après un repos prolongé du bain, la plus grande partie de ce corps se sépare sous forme de crasses plus ou moins oxydées qui viennent flotter à la surface du bain.

D'autres alliages du zinc sont au contraire formés avec un dégagement important de chaleur, par exemple celui formé de 1 de platine pour 2 de zinc.

De même, on constate une élévation de température très sensible lorsqu'on introduit du zinc dans du cuivre fondu, pour fabriquer du laiton. L'argent et l'or ont également pour le zinc une affinité bien caractérisée, dont on tire parti pour les séparer du plomb, en même temps que le cuivre.

COMPOSÉS DU ZINC

Oxyde de zinc. — L'oxyde de zinc est tantôt en poudre fine ou en flocons légers, tantôt cristallisé en prismes hexagonaux de petite dimension. Il est blanc, infusible ; on l'a considéré longtemps comme absolument fixe aux températures les plus élevées. Percy (*Metallurgy*, t. I, p. 532), a montré que cette opinion était inexacte; à la température du ramollissement de la porce-

©BIU Santé

laine, il a obtenu une volatilisation de 0,006 de l'oxyde chauffé, avec attaque sensible du creuset de platine dans lequel il opérait. Nous avons vérifié expérimentalement l'exactitude de cette indication de Percy.

D'après Stahlschmidt (*B. u. H. Ztg.*, 1875, p. 69), la volatilisation de l'oxyde de zinc serait déjà sensible à la température de la fusion de l'argent, et très active au blanc intense ; l'oxyde impur, comme celui qui provient du grillage des blendes naturelles, serait sensiblement moins volatil que l'oxyde pur.

La volatilisation de l'oxyde de zinc s'obtient facilement dans des courants gazeux de composition très variée; mais il y a lieu de faire une distinction entre la véritable volatilisation observée, par exemple, par M. Sidot (*C. R.*, LXIX, p. 202) dans un courant d'oxygène avec la volatilisation apparente qui peut se produire dans les gaz réducteurs, tels que l'hydrogène ou l'oxyde de carbone. Dans ces gaz, on observe bien un transport de l'oxyde de zinc vers les régions froides du tube, où il cristallise, mais ce transport est dû, principalement, à une succession de réactions inverses, dues aux variations d'équilibre du mélange gazeux suivant les températures.

En effet, l'élévation de température modifie profondément l'intensité d'action des agents réducteurs sur l'oxyde de zinc. Nous avons vu qu'à la température ordinaire, les réactions du zinc sur l'eau et sur l'acide carbonique sont exothermiques; par suite, la réduction de l'oxyde de zinc par l'hydrogène ou par l'oxyde de carbone semble être théoriquement impossible. Il n'est pas douteux cependant que cette réduction ne se produise aux températures très élevées ; au blanc, on peut l'obtenir au moyen de l'hydrogène ou de l'oxyde de carbone si le courant gazeux est rapide ; avec un courant lent, on n'obtient qu'un transport de l'oxyde de zinc de la partie chaude vers la partie froide du tube dans laquelle on opère.

Ce dernier phénomène s'explique de la manière suivante : supposons qu'on fasse passer de l'hydrogène sur de l'oxyde de zinc chauffé au rouge très vif; l'action réductrice exercée par le gaz croissant avec la température, l'oxyde de zinc se réduit jusqu'au moment où la proportion de vapeur d'eau devient suffisante pour équilibrer par son action oxydante sur le zinc métallique l'action réductrice de l'hydrogène sur l'oxyde de zinc. Supposons le mélange gazeux arrivé à l'état d'équilibre et composé principalement d'hydrogène, avec des quantités de vapeur d'eau et de vapeur de zinc peu importantes. Quand la température du mélange s'abaisse, les proportions de vapeur d'eau et d'hydrogène qu'il contient cessent de correspondre à l'état de neutralité par rapport à la vapeur de zinc ; la quantité d'hydrogène devient insuffisante et le zinc s'oxyde plus ou moins. Si le courant est très lent, la réoxydation du métal sera sensiblement complète, comme l'a montré Deville (*A. de Ch. et de Ph.*, 3e s., t. XLIII, p. 477) ; si au contraire, le courant gazeux est rapide, la proportion de l'hydrogène, comparée à celle de vapeur d'eau, sera relativement plus forte dans le mélange gazeux à haute température, car l'action réductrice du gaz sur l'oxyde de zinc exige un certain temps pour se développer. Avec une vitesse suffisante du courant, cette proportion pourra être assez élevée pour neutraliser l'influence oxydante de la vapeur d'eau pendant la période de

©BIU Santé

refroidissement jusqu'au moment où le zinc se solidifiera et où par suite les actions chimiques cesseront sensiblement de s'exercer.

Avec l'oxyde de carbone, les phénomènes qui se produisent sont de même nature ; suivant la vitesse du courant gazeux, on obtient soit une réduction de l'oxyde de zinc, soit un simple transport de cet oxyde.

Il serait fort intéressant, au point de vue métallurgique, de connaître l'influence exacte de la température sur les équilibres dont nous venons de parler; mais les données précises font défaut sur ce sujet, spécialement en ce qui concerne l'action de l'hydrogène. D'après M. Lencauchez (*Mémoires de la Société des Ingénieurs civils*, 1877, p. 575), un mélange gazeux contenant 0,005 seulement d'acide carbonique avec 0,995 d'oxyde de carbone exercerait encore sur le zinc une action oxydante énergique à la température de condensation de ce métal. D'après le Dr Fischer (*Dingl. Pol. J.* CCXXXVII, p. 387), les gaz qui se dégagent au cours de la réduction de l'oxyde de zinc, dans des conditions industrielles, tiennent de 0,01 à 0,001 d'acide carbonique, le reste du mélange gazeux étant formé principalement d'oxyde de carbone avec un peu d'hydrogène et d'azote. Il faut remarquer que ces proportions d'acide carbonique sont certainement supérieures à celles qui correspondent à l'état d'équilibre pour la température de condensation des vapeurs de zinc, car une partie assez importante du métal réduit se dépose sous forme de poussière en partie oxydée. Le moins élevé des chiffres ci-dessus, 0,001 d'acide carbonique dans le mélange, est donc encore au-dessus de celui qui correspondrait à un état d'équilibre stable, ce qui confirme l'indication donnée par M. Lencauchez.

Le carbone réduit l'oxyde de zinc à haute température en donnant exclusivement de l'oxyde de carbone, s'il est en grand excès, ou, dans le cas contraire, un mélange où l'acide carbonique entre pour une proportion relativement faible, croissant avec la température suivant les indications données ci-dessus. La température à laquelle commence l'action du carbone sur l'oxyde de zinc n'a pas été déterminée jusqu'ici ; cette action ne devient réellement intense qu'au-dessus du point de volatilisation du zinc, vers 1.000 degrés.

Son intensité dépend de la perfection du mélange ; elle est d'autant plus grande que les deux corps sont en contact plus intime, mais elle est sensible même quand on emploie de l'oxyde de zinc et du charbon en fragments d'un certain volume. Dans ce cas, il n'est pas douteux que la réaction ne se développe presque exclusivement par l'intermédiaire de l'oxyde de carbone. Ce gaz, formé soit par un commencement de réaction aux points de contact des fragments, soit par l'action du carbone sur l'oxygène atmosphérique, pénètre l'oxyde de zinc et le réduit en donnant de l'acide carbonique ; celui-ci se trouve immédiatement ramené à l'état d'oxyde de carbone par le carbone en excès et peut exercer de nouveau son action réductrice. Par cette série d'échanges successifs, tout se passe comme si le carbone arrivait à se mettre en contact intime avec l'oxyde de zinc.

Le zinc ne décompose l'oxyde de carbone à aucune température.

Le fer réduit complètement l'oxyde de zinc, à une température voisine de celle de volatilisation du métal. Cette réaction donne lieu à des observations

©BIU Santé

analogues à celles que provoque l'action de l'eau et de l'acide carbonique sur le zinc; la réduction de l'oxyde de zinc par le fer est un phénomène endothermique qui ne peut se produire que moyennant l'intervention d'une source extérieure de chaleur, mais qui est facilité à haute température par la volatilité du zinc, modifiant constamment les conditions d'équilibre entre les corps en présence.

Le soufre chauffé au rouge avec l'oxyde de zinc donne du sulfure de zinc et de l'acide sulfureux, d'après Despretz (*A. de Ch. et de Ph.*, 2ᵉ s., t. XLIII, p. 228). Il faut remarquer qu'inversement le sulfure chauffé en présence d'un excès d'oxygène donne un mélange d'oxyde et de sulfate de zinc avec dégagement d'acide sulfureux; c'est ce qui se passe couramment dans le grillage des blendes. Il y a donc là encore un exemple de ces réactions inverses, qui se présentent si fréquemment dans l'étude du zinc et de ses dérivés.

L'oxyde de zinc se dissout dans les solutions alcalines en proportion d'autant plus grande que la solution est plus concentrée. Il se dissout également dans l'ammoniaque, mais avec une assez grande lenteur quand il est anhydre; la présence de sels divers accélère la dissolution. La solution ammoniacale d'oxyde de zinc laisse déposer de l'oxyde de zinc hydraté quand on expulse l'ammoniaque par l'action de la chaleur.

Le carbonate d'ammoniaque, acide et en excès, transforme l'oxyde de zinc en carbonate avec production d'un sous-carbonate d'ammoniaque; il dissout ensuite le carbonate de zinc formé. La dissolution chauffée laisse dégager l'ammoniaque et le carbonate d'ammoniaque et laisse précipiter du carbonate de zinc. Cette méthode de séparation du zinc, installée par M. Schnabel à Lautenthal pour le traitement des écumes riches provenant de la désargentation du plomb, y a fonctionné pendant un certain temps d'une manière convenable au point de vue technique, mais avec un résultat peu satisfaisant au point de vue économique.

Carbonate de zinc. — Le carbonate de zinc anhydre est le plus important des minerais de zinc. Il se décompose vers 450 degrés en perdant 35 p. 100 de son poids.

A cette température, les divers corps réducteurs énumérés plus haut n'exercent encore aucune action sensible sur l'oxyde de zinc; il semblerait donc que l'on pût, sans aucun inconvénient, se dispenser de faire subir au carbonate une calcination préalable avant réduction. Mais il faut remarquer que la décomposition d'une masse un peu importante de carbonate de zinc exige un certain temps et ne s'effectue que d'une manière progressive, à mesure que la propagation de la chaleur avance de la surface vers le centre. La réduction des zones extérieures, par l'action du charbon mélangé, sera donc commencée avant que le dégagement de l'acide carbonique, provenant de la partie centrale, ait cessé de se produire. Or, au cours de la réduction de l'oxyde de zinc, il importe de réduire au minimum la proportion d'acide carbonique dans le mélange gazeux; nous avons vu en effet que l'acide carbonique provoque la réoxydation du zinc au moment où la vapeur du métal se condense et par suite la formation de poussières de zinc, partiellement oxydées, qu'il faut retraiter ensuite.

©BIU Santé

D'autre part, il convient d'éviter toutes les influences qui peuvent abaisser la température du mélange de minerai et de charbon en cours de réduction. L'opération exige, en effet, une température très élevée, difficile à soutenir régulièrement; elle serait sensiblement ralentie par l'absorption de chaleur due au dégagement de l'acide carbonique. Aussi a-t-on renoncé presque partout, aujourd'hui, à traiter le carbonate cru ; on n'introduit dans les appareils de réduction que des calamines calcinées. Nous verrons plus loin que diverses circonstances économiques concourent à faire adopter cette solution.

Les hydrocarbonates de zinc sont de composition fort variable; on les rencontre en quantités assez importantes dans de nombreux gîtes calaminaires, associés au carbonate anhydre et aux divers silicates de zinc. Ils se décomposent à une température plus basse que le carbonate anhydre, vers 200 degrés environ.

Le carbonate de zinc, anhydre ou hydraté, se dissout facilement dans les solutions de carbonate d'ammoniaque.

Sulfate de zinc. — Le sulfate de zinc se combine avec l'eau en dégageant de la chaleur; il forme de nombreux hydrates qui se décomposent complètement vers une température de 440 degrés.

Quand on chauffe le résidu au rouge, il perd d'abord la plus grande partie de son acide et passe à l'état de $4ZnO, SO^3$; l'anhydride sulfurique dégagé se décompose partiellement en acide sulfureux et oxygène (H. Sainte-Claire Deville et Debray, *C. R*, t. LI, p. 822). Au rouge blanc, le sulfate tétrabasique se décompose à son tour, en laissant de l'oxyde de zinc.

Chauffé avec un excès de charbon à une température modérée, le sulfate de zinc donne un dégagement de 2 volumes d'acide sulfureux pour 1 volume d'acide carbonique; le résidu est un mélange d'oxyde de zinc avec un excès de charbon, un peu de zinc et de sulfure de zinc. A une température plus élevée, le zinc distille complètement (Gay-Lussac, *A. de Ch. et de Ph.*, 1re s., t. LXIII, p. 431).

L'oxyde de carbone semble, d'après Stummer, exercer à température moyenne une action tout à fait analogue à celle du carbone; il ramènerait le sulfate de zinc à l'état d'oxyde, probablement avec formation d'acide sulfureux et d'acide carbonique.

Il est à présumer que l'hydrogène doit donner des résultats analogues; cependant, d'après Arfvedson (*Pogg. Ann.*, t. I, p. 59), il transformerait au rouge le sulfate de zinc en oxysulfure ZnS, ZnO; celui-ci serait d'une couleur jaune paille et se dissoudrait dans l'acide chlorhydrique avec dégagement d'hydrogène sulfuré. Rammelsberg (*Pogg. Ann.*, t. LXIV, p. 188) a confirmé les résultats obtenus par Arfvedson, mais il faut remarquer que les conclusions de ces deux auteurs restent un peu hypothétiques. En effet, ils se sont bornés à déterminer la perte de poids du sulfate de zinc chauffé dans un courant d'hydrogène et en ont déduit la composition du résidu sans analyser celui-ci, en vérifiant simplement qu'on n'y constatait plus la présence de sulfate de zinc. Certaines circonstances mentionnées par Arfvedson sont d'ailleurs peu vraisemblables et l'existence d'un oxysulfure de zinc reste des plus douteuses.

©BIU Santé

Silicates de zinc. — Nous savons qu'on rencontre dans la nature le silicate anhydre $2ZnO,SiO^2$ (willémite), et le silicate hydraté, $2ZnO,SiO^2,HO$ (calamine électrique). Les silicates de zinc sont difficiles à obtenir artificiellement par voie sèche à cause de leur peu de fusibilité. D'après Percy (*Metallurgy*, t. I, p. 536), ces divers composés, depuis le protosilicate jusqu'au trisilicate, fondent à peine aux températures les plus élevées des fours à vent; ils ne paraissent passer à l'état liquide que vers la température de fusion du platine.

Les silicates de zinc communiquent leur peu de fusibilité aux silicates complexes dans la composition desquels ils entrent; on sait depuis longtemps que quelques centièmes d'oxyde de zinc suffisent pour rendre une scorie pâteuse et peu fluide. Cependant, grâce à la fusibilité des silicates alcalins, on a pu faire entrer avec avantage l'oxyde de zinc dans la composition de certains verres ou cristaux.

Les silicates de zinc sont réduits par le carbone à partir du rouge vif; la réduction paraît n'être complète qu'au rouge blanc, mais elle peut s'opérer sans qu'il y ait nécessairement un contact intime entre le carbone et le silicate. Percy a montré, en effet, que du silicate de zinc en poussière, chauffé au creuset brasqué, sans mélange de charbon, arrivait à perdre tout son zinc. Il faut en conclure que l'action de l'oxyde de carbone à très haute température suffit pour réduire complètement le silicate de zinc, pourvu que la proportion d'acide carbonique dans le mélange gazeux final soit très faible, ce qui est le cas en présence d'un excès de carbone.

Dans les conditions où s'opère la réduction industrielle des minerais de zinc, on constate que les calamines silicatées sont plus difficiles à réduire que les autres et exigent une température plus élevée pour donner un rendement satisfaisant. Autrefois, avec le chauffage insuffisant que l'on réalisait dans les fours à zinc, on n'obtenait souvent que la moitié du zinc contenu dans le silicate; aujourd'hui, la perte par les résidus est toujours assez faible, seulement l'allure des fours doit être d'autant plus chaude que le minerai est plus riche en silicate.

On a proposé de mélanger le silicate de zinc avec de la chaux ou de l'oxyde de fer pour faciliter la réduction; il est évident en effet que cette réduction est d'autant plus facile qu'il existe une plus forte proportion de bases énergiques en présence de la silice. Mais ce procédé n'a pu recevoir aucune application pratique; il donne lieu à la formation de silicates fondus qui corrodent les récipients et qui sont en outre, à cause de leur fluidité à haute température, beaucoup moins perméables aux gaz que les silicates infusibles ne contenant que de l'oxyde de zinc; l'action réductrice de l'oxyde de carbone se trouve entravée et le résultat final est moins satisfaisant que si l'on ne faisait aucune addition basique.

Le silicate de zinc hydraté perd son eau au rouge et se comporte ensuite comme le silicate anhydre en présence des agents réducteurs, avec cette seule différence que sa porosité plus grande, due à l'expulsion de l'eau qu'il contenait primitivement, facilite les réactions.

Aluminate de zinc. — Le spinelle zincifère ou gahnite, ZnO,Al^2O^3,

©BIU Santé

se rencontre rarement à l'état naturel, mais il se forme en quantités assez importantes dans les parois des moufles ou creusets servant à la distillation du zinc. D'après A. Stelzner et H. Schulze (*Freib. Jahrb.*, 1871, p. 9), il forme parfois, en Silésie, un tiers du poids des vieux moufles.

Sulfure de zinc. — Le sulfure de zinc pur est blanc, infusible, faiblement volatil à une température très élevée, et se condensant par refroidissement sous forme de prismes hexagonaux. Il possède deux formes cristallines, l'une appartenant au système pseudo-régulier (blende), sous laquelle on le rencontre ordinairement dans la nature, l'autre se rattachant au type hexagonal (wurtzite), assez rare dans les échantillons naturels, mais fréquente au contraire dans les produits artificiels. La forme hexagonale paraît correspondre à la cristallisation à température élevée.

Les blendes naturelles contiennent souvent un peu de cadmium et presque toujours du fer en assez forte proportion. Quand ce métal est en quantité élevée, la blende devient noire et assez fusible.

L'oxygène attaque ce minéral à partir du rouge sombre; il donne simultanément de l'oxyde et du sulfate de zinc avec dégagement d'acide sulfureux. Les proportions relatives d'oxyde et de sulfate varient avec la température; plus celle-ci est basse, plus la proportion de sulfate doit être élevée, puisque ce composé se décompose progressivement quand la température s'élève. On ne possède aucune donnée précise à ce sujet en ce qui concerne le sulfure de zinc pur; nous reviendrons plus loin sur les phénomènes qui se passent dans le grillage des blendes naturelles.

Le carbone intimement mélangé avec de la blende réduit celle-ci à haute température; il se volatilise du zinc et du sulfure de carbone. Ce fait, indiqué par Berthier, a été vérifié par Percy et Smith (*Metallurgy*, t. I, p. 543); ces auteurs ont constaté en même temps que le sulfure de fer qui reste dans le creuset est complètement privé de zinc.

Il faut remarquer que cette réaction, intéressante au point de vue théorique, ne peut avoir aucune application pratique. A une température plus basse, la réaction inverse se produit; il se dépose du sulfure de zinc et du noir de fumée, d'après les expériences de M. Lencauchez (*Mém. Soc. Ing. civ.*, 1877, p. 672).

L'hydrogène ne réagit que très faiblement sur le sulfure de zinc à très haute température; il donne lieu simplement, d'après MM. Sainte-Claire Deville et Troost, à un transport du sulfure qui prend une forme cristalline. On peut interpréter ce phénomène de transport de la même manière que les phénomènes analogues déjà signalés plus haut.

Le fer réduit complètement le sulfure de zinc au rouge vif, avec volatilisation du métal. Nous verrons plus loin que cette réaction joue un rôle secondaire dans la réduction des blendes naturelles grillées.

D'après Percy et Smith, l'action de l'antimoine sur le sulfure de zinc serait nulle, celle de l'étain douteuse, celles du plomb et surtout du cuivre très sensibles. Ces deux derniers métaux se sulfureraient en provoquant une volatilisation plus ou moins importante de zinc; en ce qui concerne le cuivre, la fraction

©BIU Santé

de ce métal, non sulfurée dans la réaction, se combinerait avec une partie du zinc. Ce serait cette circonstance spéciale qui expliquerait la réaction, invraisemblable en apparence d'après la valeur des affinités respectives des deux métaux pour le soufre, mesurées par leurs chaleurs de combinaison. Pour le plomb et le fer, l'anomalie peut s'expliquer par la volatilité du zinc, qui modifie à chaque instant les conditions de l'équilibre chimique.

L'eau ne semble réagir sur le sulfure de zinc qu'au rouge vif; d'après Regnault (*A. d. M*, 3e s., t. XI, p. 46), on arrive par son action à éliminer tout le soufre de la blende; un peu d'oxyde de zinc est transporté vers l'extrémité froide du tube dans lequel on opère.

L'acide carbonique n'exerce au rouge aucune action sur la blende.

Les acides non oxydants attaquent lentement la blende à froid; l'action de l'acide azotique est plus énergique.

Les solutions alcalines chaudes et concentrées dissolvent le sulfure de zinc; le nitre fondu le transforme complètement en oxyde.

L'action de la chaux sur le sulfure de zinc à haute température paraît être peu énergique; d'après Percy et Smith (*Metallurgy*, t. V, p. 546), il se formerait une très petite quantité de sulfure de calcium et d'oxyde de zinc.

Le peroxyde de manganèse, chauffé avec la blende, donnerait, d'après Berthier, de l'oxyde de zinc et du protoxyde de manganèse avec dégagement d'acide sulfureux. Percy dit n'avoir pu vérifier cette réaction à cause de la destruction trop rapide des creusets employés.

Le sulfure de zinc chauffé avec un excès de litharge donne de l'oxyde de zinc et du plomb métallique. L'oxyde de cuivre donne du sulfure de cuivre et du cuivre, peut-être zincifère.

Oxysulfures de zinc. — L'existence d'une véritable combinaison d'oxyde et de sulfure de zinc est tout à fait hypothétique. Nous avons vu qu'Arfvedson et Rammelsberg affirment que la réduction du sulfate de zinc par l'hydrogène donnerait un composé de la formule ZnS,ZnO, mais que les arguments donnés à l'appui de cette opinion sont peu concluants. Berthier admettait que le sulfure et l'oxyde de zinc se combinaient en toutes proportions, et que les produits ainsi obtenus étaient fusibles à température élevée; il ne semble pas avoir vérifié par lui-même ces indications, expression des opinions admises à cette époque par les métallurgistes, et contradictoires jusqu'à un certain point avec celles données par Arfvedson et Rammelsberg. En effet, la substance obtenue par ceux-ci n'était évidemment pas fondue, bien qu'elle eût été portée, d'après Arfvedson, à la température de volatilisation du zinc.

Les observations de Percy et Smith (*Metallurgy*, t. V, p. 438) ont donné des résultats tout différents. En chauffant de la blende avec de l'oxyde de zinc, dans des creusets brasqués de blende, de manière à éviter l'action des parois siliceuses, ils ont constaté la disparition complète de l'oxyde de zinc introduit; il s'était formé du zinc et de l'acide sulfureux.

$$2ZnO + ZnS = 3Zn + SO^2$$

C'est une réaction analogue à celle des sulfures de plomb ou de cuivre sur les

©BIU Santé

oxydes des mêmes métaux; elle ne paraît d'ailleurs pas susceptible d'utilisation industrielle.

Kersten avait signalé des cristaux hexagonaux, jaunes ou bruns, trouvés dans une fissure d'un four près de Freiberg, et qu'il considérait comme l'oxysulfure 4ZnS, ZnO. Mais Rammelsberg a constaté (*Pogg. Ann.*, t. LXIV, p. 188) que ces cristaux étaient en réalité de la wurtzite, et que d'autres cristaux analogues signalés dans une usine des environs de Stolberg étaient de l'oxyde de zinc.

La formule 4ZnS, ZnO a été attribuée par Fournet à la voltzine, minéral concrétionné qu'il avait trouvé dans le filon de Rosiers, près Pontgibaud; ce minéral dérivait, d'après lui, de la réduction du sulfate de zinc par une matière organique, à basse température. Ce n'était peut-être qu'un mélange de sulfure de zinc avec du sulfate et une certaine quantité de matière organique; la note de Fournet (*A. d. M.*, 2e s., t. III, p. 519) n'est pas très concluante à cet égard.

En résumé, l'existence d'un oxysulfure de zinc demeure tout à fait hypothétique; si elle est à la rigueur admissible à basse température, elle ne le serait pas à température élevée, d'après les observations de Percy et Smith. En tous cas il n'y a pas lieu, au point de vue métallurgique, de se préoccuper de la formation éventuelle d'un pareil composé.

PRINCIPALES ESPÈCES MINÉRALES DU ZINC

Les espèces minérales du zinc ne sont pas bien nombreuses; encore plusieurs d'entre elles ne se rencontrent-elles pas dans la nature en quantité suffisante pour constituer de véritables minerais au point de vue industriel.

Les plus importantes, au point de vue pratique, se répartissent dans les catégories suivantes :

1° Sulfures. — *Blende* et *Wurzite;*
2° Oxydes et spinelles. — *Zincite*, *Franklinite;*
3° Silicates. — *Willémite*, *Calamine électrique ;*
4° Carbonates et hydrocarbonates. — *Smithsonite*, *zinconise* ou *hydrozincite.*

Le rôle que jouent ces espèces minérales dans la constitution des gîtes métallifères sera étudié dans le chapitre suivant.

Blende et wurtzite. — Le sulfure de zinc se rencontre dans la nature sous deux formes cristallines distinctes, l'une pseudo-cubique, très fréquente, la *blende*, l'autre, relativement rare, se rattachant au système hexagonal, la *wurtzite.*

Cette deuxième variété de sulfure de zinc a une densité un peu plus faible que la première (3,98 au lieu de 4,06); elle a d'ailleurs les mêmes propriétés chimiques et physiques que la blende, seule assez abondante pour présenter de l'intérêt au point de vue industriel.

©BIU Santé

La forme cristalline du sulfure de zinc dépend de la température à laquelle s'opère sa cristallisation.

La reproduction artificielle de la wurtzite s'effectue facilement par voie ignée; celle de la blende s'obtient ordinairement par voie humide, au dessous de 200 degrés. On a signalé cependant des cristaux de blende qui se seraient formés accidentellement dans la masse de divers produits métallurgiques, scories, briques de fours, etc., mais ces observations, de date relativement ancienne, doivent soulever quelques doutes. Elles se rapportent probablement à la wurtzite, inconnue comme espèce minéralogique à l'époque où elles ont été faites.

La blende cristallise dans le système régulier, mais avec une tendance très marquée à l'hémiédrie tétraédique; elle possède six clivages faciles, correspondant aux faces du dodécaèdre rhomboïdal. Sa densité, qui est de 4,06 à l'état pur, varie entre 3,9 et 4,2, suivant la nature et la proportion des impuretés qu'elle renferme.

Les blendes absolument pures, incolores et transparentes, sont extrêmement rares; on en a cependant trouvé des échantillons à Franklin (New-Jersey) et dans le Nordmark (Suède). On rencontre plus fréquemment des blendes transparentes, mais colorées en jaune par une proportion très faible de sulfure de fer ou de sulfure de cadmium. Ces variétés pures forment d'ordinaire des échantillons isolés; cependant, on les a rencontrés en quantités assez importantes dans quelques mines, notamment à Picos de Europa (Asturies) et à Friedensville (Pennsylvanie).

Le plus souvent, la blende est brune ou noire; elle tient une forte proportion de fer qui paraît s'y trouver à l'état de protosulfure. Elle renferme en outre fréquemment, soit à l'état de combinaison, soit plutôt à l'état de mélange, du plomb, du cuivre, de l'antimoine, etc., ainsi que le montrent les analyses suivantes :

	I	II	III	IV	V	VI	VII
S.	32,22	33,60	32,79	33,47	33,49	33,65	33,57
Zn.	67,46	66,59	65,24	63,76	52,10	48,11	44,67
Cd.	»	»	1,52	0,16	1,51	traces	0,28
Fe.	»	0,16	0,47	1,37	12,19	16,23	18,25
Mn.	»	»	»	1,56	0,37	»	2,66
Pb.	»	»	»	0,06	»	»	»
Cu.	»	»	»	traces	»	traces	»
Sn.	»	»	»	»	»	»	traces
Sb.	»	»	»	0,08	»	»	»
As.	»	»	»	traces	»	»	»
	99,68	100,35	100,02	100,44	99,66	97,99	99,43

I. — Blende cristallisée, incolore, de Franklin Furnace (New Jersey), d'après Henry; *Phil. Mag.*, 1851, p. 23.

II. — Blende jaune transparente, de Picos de Europa (Asturies), d'après Caldwell (cité par Dana; *System of Mineralogy*, 6e édit., p. 61).

III. — Blende jaune de Schemnitz (Hongrie), d'après L. Sipöcz (*Zeitschr. für Krystallogr.*, 1885, p. 216).

IV. — Blende brune de Nagyag (Transylvanie), d'après le même auteur.

V. — Blende noire de Rodna (Transylvanie), d'après le même auteur.

VI. — D° de Bottino (Italie), d'après Bechi; *Am. J. of science*, 1852, p. 61.

VII. — D° de Breitenbrunn, d'après Heinichen; *B. u. H. Ztg.*, 1863, p. 27.

©BIU Santé

Certaines blendes noires de Freiberg tiennent jusqu'à 0,55 p. 100 d'étain à l'état de sulfure, plus une petite quantité de cassitérite en mélange (Stelzner et Schertel, *Zeitschr. für Krystallogr.*, 1888, p. 398).

Zincite. — On obtient facilement dans les laboratoires des cristaux incolores et transparents d'oxyde de zinc appartenant au système hexagonal régulier; la densité de ces cristaux est de 5,68. Les échantillons naturels appartiennent évidemment au même système cristallin que les cristaux artificiels, mais ils ne sont jamais bien nets. Ils sont colorés en rouge orangé ou en rouge brun par la présence d'une forte proportion d'oxyde de manganèse, avec un peu d'oxyde de fer. Leur coloration est d'autant plus faible que les oxydes étrangers y sont moins abondants. Leur densité est un peu inférieure à celle de la zincite pure; elle est comprise entre 5,43 et 5,52. Leur dureté varie entre 4 et 4,5.

Les analyses suivantes, faites sur des échantillons provenant de l'unique gisement connu (New-Jersey), donnent une idée des variations de composition de la zincite, qui, à l'état pur, tiendrait 80,2 pour 100 de zinc.

	I	II
	—	—
ZnO	96,02	93,28
MnO	3,95	6,50
Fe^2O^3	0,43	0,44
	100,40	100,22

I. — Analyse de Simaud ; *B. u. H. Jahrb.*, 1879, p. 294.
II. — D° de Stone ; *Sch. of Mines Quart.*, 1887, p. 149.

Franklinite. — ZnO, Fe^2O^3. — Ce minéral appartient à la famille des spinelles. Il cristallise en octaèdres réguliers, parfois modifiés sur les angles, de couleur noire, opaques et tout à fait analogues en apparence à la magnétite. Les échantillons obtenus artificiellement par Ebelmen, par voie de fusion prolongée dans l'acide borique, avaient une densité de 5,122; les échantillons naturels, toujours plus ou moins manganésifères, ont une densité variant entre 5,5 et 5,16. La dureté de la franklinite est d'environ 6,5.

Le composé ZnO, Fe^2O^3 contient 27 p. 100 de zinc, mais la teneur de la franklinite naturelle est toujours au-dessous de ce chiffre, soit par suite d'une substitution partielle du protoxyde de manganèse à l'oxyde de zinc, soit à cause de mélanges isomorphes de magnétite.

Les analyses ci-dessous, faites sur des échantillons de Stirling Hill (New-Jersey), donnent une idée de ces variations de composition.

	I	II
	—	—
Fe^2O^3	58,67	66
ZnO	17,16	22
MnO	23,88	12
	99,71	100

I. — Analyse de Simaud (*B. u. H. Jahrb*, 1879, p. 294).
II. — Composition moyenne de la franklinite de Stirling Hill, d'après Beco (*Rev. univ.*, 2e sér., t. II, p. 173).

©BIU Santé

La franklinite, soit pure, soit mélangée de zincite et de willémite, comme elle l'est ordinairement, est d'un traitement difficile par la méthode ordinaire; son rendement est faible et sa fusibilité est telle qu'elle perce très rapidement les creusets.

C'est seulement par l'application du procédé de fabrication directe du blanc de zinc, dû à S. Wetherill, qu'on a pu tirer parti des minerais de Stirling Hill et de Franklin Mine, riches en franklinite.

Willémite. — $2ZnO, SiO^2$. — La willémite est transparente ou translucide, d'une couleur variant du blanc au gris ou au brun verdâtre; sa dureté est d'environ 6,5, sa densité varie entre 3,89 et 4,18. Elle cristallise en rhomboèdres de 116° 1′. Théoriquement elle contient 0,7297 d'oxyde de zinc ou 0,5856 de zinc; les échantillons naturels contiennent toujours un peu de fer et quelquefois du manganèse.

On désigne souvent sous le nom de troostite la variété manganésifère, de couleur assez foncée, qui accompagne la franklinite et la zincite du New-Jersey. Les analyses suivantes indiquent la composition de quelques variétés de willémite.

	I	II	III	IV	V	VI
SiO^2	27,28	27,40	26,29	27,92	27,20	27,14
ZnO	72,37	68,83	72,91	57,83	65,82	64,38
FeO	0,35	0,87	0,35	0,62	0,23	1,24
MnO	»	2,90	»	12,59	6,97	6,30
MgO	»	»	»	1,14	»	»
HO	»	»	»	0,28	»	»
	100,00	100,00	100,00	100,38	100,22	99,06

I. — Willémite de Moresnet, d'après Delesse (*A. d. M.*, 4e sér., t. X, p. 213).
II. — Dº du New Jersey, dº dº
III. — Dº de Busbach Berg, près Stolberg, d'après Monheim (*J. f. prakt. Chem.*, 1re sér., t. XLIX, p. 320).
IV. — Troostite de Stirling Hill (variété verte), d'après Stone (*Sch. of Mines Quart.*, 1887, t. VIII, p. 151).
V. — Troostite de Franklin (variété incolore), d'après Stone (*Ibid.*).
VI. — Dº (variété rouge sombre), d'après Stone (*Ibid.*).

En dehors du gîte exceptionnel du New-Jersey, où se rencontre la variété troostite, la willémite se trouve dans un grand nombre de gîtes calaminaires, avec le silicate hydraté, le carbonate et l'hydrocarbonate de zinc, mais toujours en proportion très faible.

La willémite a été reproduite artificiellement par Ebelmen (*C. R.*, t. LVII, p. 1304) et par H. Deville (*C. R.*, t. LII. p. 1304). Elle a été observée par Schulze et Stelzner dans les parois de moufles ayant longtemps servi à la distillation du zinc; elle s'y rencontre avec la tridymite et la gahnite, sous forme de très petits prismes hexagonaux jaunâtres ou brun violacé. (*Neues Jahrb.*, 1881, t. I, p. 120).

©BIU Santé

Calamine électrique. — $2ZnO, SiO^2, HO$. — Le silicate de zinc hydraté cristallise en prismes rhomboïdaux droits, de 104° 13′, présentant une hémiédrie polaire caractéristique qui semble être en corrélation avec leurs propriétés pyroélectriques.

Leur dureté est sensiblement égale à celle de l'apatite ; leur densité varie de 3,35 à 3,50 par suite de substitutions diverses qui font varier leur couleur du blanc au brun ou au vert. Les analyses suivantes peuvent donner une idée des variations, assez faibles d'ailleurs, de la composition des échantillons de calamine électrique.

	COMPOSITION THÉORIQUE	I	II	III	IV	V
SiO^2	24,93	24,89	25,40	24,99	25,30	25,34
ZnO	67,60	66,84	67,05	68,66	67,02	67,02
FeO	»	»	»	»	0,68	0,68
PbO	»	0,27	»	»	»	»
HO	7,47	7,46	7,47	7,75	7,58	7,58
CO^2	»	0,54	0,31	»	»	0,35
	100,00	100,00	100,23	101,40	100,62	100,97

I. — Échantillon de Moresnet, d'après Berzélius (Descloizeaux ; *Manuel de minéralogie*, t. I, p. 121).
II. — Échantillon de Moresnet, d'après Monheim (*J. f. prakt. Chem.*, 1re sér., t. XLIX, p. 319).
III. — Échantillon de Tarnowitz, d'après Rammelsberg (Descloizeaux ; *Loc. cit.*).
IV. — Dº de Santander, d'après Glebsattel dº dº
V. — Dº d'après Monheim (*J. f. prakt. Chem.*, 1re sér., t. XLIX, p. 319).

Quand elle est exempte de substances étrangères, la calamine électrique tient 0,542 de zinc.

Smithsonite (calamine des anciens auteurs). — ZnO, CO^2. — La calamine électrique accompagne ordinairement le carbonate neutre de zinc, qui forme la masse principale des gîtes connus sous le nom de gîtes calaminaires.

Le carbonate neutre de zinc cristallise en rhomboèdres, dont l'angle caractéristique varie de 107° 40′ à 107° 3′, suivant la proportion des corps étrangers contenus et dont la couleur se fonce, passant du blanc au vert ou au brun, quand cette proportion augmente. On a créé, pour les carbonates chargés de fer et de manganèse, une variété spéciale, dite *monheimite*, dont l'angle au sommet serait de 107° 3′, mais cette variété est assez mal définie.

La densité varie entre 4,3 et 4,45, ce dernier chiffre correspondant au carbonate de zinc pur, dont la dureté est de 5 environ.

Pure, la calamine carbonatée tient 52 p. 100 de zinc. Sa composition est beaucoup plus variable que celle de la calamine électrique ; la substitution partielle du fer et du manganèse au zinc y est très fréquente ; celle du cuivre et du plomb se constate quelquefois, comme le montrent les analyses suivantes :

©BIU Santé

	I	II	III	IV	V	VI
CO^2	34,8	35,17	35,77	35,80	34,68	34,99
ZnO	65,2	55,13	36,28	48,32	62,21	60,86
FeO	»	0,98	22,63	1,99	1,26	»
MnO	»	4,20	2,14	9,25	»	0,93
PbO	»	»	»	»	1,00	»
CuO	»	»	»	»	»	2,68
CaO	»	0,88	1,27	0,94	»	0,83
MgO	»	1,36	»	1,86	»	0,14
$2ZnO, SiO^2 + HO$	»	1,85	0,41	»	»	»
SiO^2	»	»	»	0,20	»	»
HO	»	»	»	0,56	»	»
	100	99,57	98,50	98,92	99,15	100,43

I. — Échantillon cristallisé du Derbyshire, d'après Smithson (*Phil. Trans.*, 1803).
II. — D° jaunâtre de Moresnet, d'après Monheim (*J. f. prakt. Chem.*, 1re sér., t. XLIX, p. 349).
III. — Échantillon (variété verte), de Moresnet, d'après Monheim (*J. f. prakt. Chem.*, 1re sér., t. XLIX, p. 319).
IV. — Échantillon (variété verte), de Herrenberg, d'après Monheim (*J. f. prakt. Chem.*, 1re sér., t. XLIX, p. 319).
V. — Échantillon de Nertchinsk, d'après Kobell (*J. f. prakt. Chem.*, 1re sér., t. XXVIII, p. 480).
VI. — D° d'Albarradon (Mexique), d'après Genth (Descloizeaux ; *Manuel de minéralogie*, t. II, p. 121).

Les variétés ferrifères ou manganésifères, d'un vert plus ou moins foncé, ont reçu les noms de *kapnite* et de *monheimite*. Leur teneur en zinc peut descendre au-dessous de 30 p. 100, alors que celle du carbonate de zinc pur est de 52 p. 100.

La smithsonite a été reproduite artificiellement par plusieurs méthodes.

De Sénarmont l'a obtenue en faisant réagir à 180 degrés, en tubes scellés, du sulfate de zinc sur du carbonate de soude ou du chlorure de zinc sur du carbonate de chaux (*C. R.*, 1851, t. XXXII, p. 409).

Avec ces deux derniers corps, aucune réaction ne se produirait à la température ordinaire.

M. L. Bourgeois (*Reproduction artificielle des minéraux*, p. 144) a également reproduit ce minéral en faisant agir à 100 degrés, en tube scellé, de l'eau chargée d'acide carbonique sur du zinc métallique.

G. Rose a observé que si on précipite le sulfate de zinc par le bicarbonate de potasse en excès, l'hydrocarbonate qui s'est formé au premier moment se transforme peu à peu en petits rhomboèdres de smithsonite.

Nous avons obtenu un résultat analogue en laissant agir pendant plusieurs jours, à froid, en tube scellé, du bicarbonate de soude en excès sur une dissolution acide de sulfate de zinc.

Ces dernières observations prouvent que si l'eau déplace partiellement l'acide carbonique lorsque la précipitation du zinc s'effectue dans un milieu où la tension de l'acide carbonique est faible, la réaction inverse se produit lorsque la tension de cet acide s'élève.

Zinconise ou **Hydrozincite.** — On rencontre fréquemment dans les

©BIU Santé

gites calaminaires un hydrocarbonate de zinc blanc ou jaunâtre, poreux, happant à la longue et absorbant une quantité d'eau qui peut aller jusqu'au tiers de son poids, d'après Berthier. Ce minéral, très tendre (dureté 2 à 2,5) se rencontre toujours à l'état amorphe, le plus souvent à l'état de concrétions zonées. Sa dureté varie entre 3,5 et 3,8.

La composition de ce minéral est peu constante; les proportions relatives de l'acide carbonique et de l'eau y varient d'un échantillon à l'autre; de plus la substitution de l'oxyde de cuivre et de la chaux à l'oxyde de zinc y est assez fréquente. Les variétés cuprifères sont coloriées en vert plus ou moins foncé, plus rarement en bleu verdâtre; elles ont reçu le nom de d'aurichalcite (Böttger). Certains échantillons cuprifères, contenant une forte proportion de chaux, ont été désignés par Delesse sous le nom de buratite.

Les analyses suivantes donnent une idée de la composition de la zinconise et de ses variétés.

	I	II	III	IV	V	VI	VII
ZnO.	71,4	73,88	68,02	45,84	55,29	32,02	26,98
$Fe^2O^3 + Al^2O^3$. . .	»	»	0,51	»	»	»	»
PbO.	»	»	0,10	»	»	»	»
CuO.	»	»	0,96	28,19	18,41	29,46	4,17
MgO.	»	»	0,16	»	»	»	»
CaO.	»	»	»	»	»	8,62	29,69
CO^2.	13,5	15,01	13,41	16,06	14,08	21,45	39,16
HO.	15,1	11,11	11,24	9,95	10,80	8,45	
Résidu insoluble . .	»	»	5,91	»	1,86	»	»
	100,0	100,0	100,31	100,04	100.44	100,0	100,0

I. — Zinconise du Bleiberg (Carinthie), par Smithson (*Phil. Trans.*, 1803).
II. — — de la Nestosa (Asturies), par Bonnet.
III. — — de Raibl (Carniole), par von Kripp (*Jahrb. d. k. k. G. Reichsanst.*, 1873, p. 386).
IV. — Aurichalcite de Loktefskoï (Altaï), par Böttger (*Pogg Ann.*, 1839, t. XLVIII, p. 495).
V. — Rissélte d'Espagne, par Risse (Descloizeaux, *Manuel de minéralogie*, t. II, p. 183).
VI. — Buratite de Loktefskoï (Altaï), par Delesse (*A. d. M.*, 1re sér., t. X, p. 218).
VII. — — de Temperino (Toscane), par Delesse (*A. d. M.*, 1re sér., t. X, p. 218).

On a proposé, pour représenter la composition de la zinconise, les formules suivantes :

	$3ZnO, CO^2, 2HO$	$8ZnO, 3CO^2, 8HO$	$8ZnO, 3CO^2, 6HO$
ZnO . . .	75,25	70,14	72,97
CO^2 . . .	13,61	14,28	14,87
HO. . . .	11,14	15,58	12,16
	100,00	100,00	100,00

En réalité, aucun des échantillons naturels ne s'y rapporte exactement. Il semble que la zinconise ne soit pas une espèce minérale nettement définie : l'étude des hydrocarbonates de zinc, obtenus artificiellement, et la transformation de ces hydrocarbonates en carbonate anhydre, dans les conditions indiquées plus haut, confirment cette manière de voir.

La calamine carbonatée et la zinconise associées à une proportion variable,

©BIU Santé

parfois très faible, de calamine électrique, constituent une association minéralogique constante, désignée, en bloc, sous le nom de calamine par les mineurs et les métallurgistes. Jusqu'au commencement de ce siècle, les minéralogistes considéraient ce mélange comme une espèce unique; c'est Smithson qui, en 1803, définit le premier ses trois éléments constitutifs. Il est fort regrettable que la publication de son mémoire dans les *Philosophical Transactions* ait eu pour conséquence de faire donner par Beudant le nom de smithsonite au carbonate anhydre et celui de calamine au silicate hydraté. Cette nomenclature, adoptée généralement par les minéralogistes, modifie complètement le sens traditionnel du mot calamine.

Pour les anciens mineurs, ce mot désignait le carbonate de zinc; le silicate en effet était sans valeur pour eux, étant donné qu'il ne se réduisait pas dans les conditions où se pratiquait alors le traitement métallurgique.

Puisque l'ancienne espèce minéralogique devait être subdivisée en trois espèces nouvelles, il aurait été logique de conserver son nom au plus important de ses éléments constituants, le carbonate anhydre. C'est ce que Berthier faisait très justement remarquer, dès 1810, en rendant compte, dans le *Journal des Mines* (t. XXVIII, p. 341), de la découverte de Smithson :

« Avant la publication du travail de M. Smithson, les minéralogistes confondaient toutes les calamines en une seule espèce, sur la nature de laquelle ils n'avaient pu s'accorder. Il est d'autant plus singulier qu'ils se soient décidés à rejeter le carbonate de zinc que cette substance est la plus commune. Sur dix échantillons pris au hasard dans une collection, il y en a sept au moins qui appartiennent au carbonate. »

Adoptant la manière de voir de Berthier, les mineurs et les métallurgistes ont continué à désigner sous le nom de calamines les minerais de zinc oxydés où les silicates n'entrent en somme que pour une fraction insignifiante.

GITES ZINCIFÈRES

Les espèces minérales du zinc ne se rencontrent généralement pas à l'état isolé dans les gites métallifères; elles y sont ordinairement groupées en associations caractéristiques. Combinées avec l'allure générale des gites, ces associations permettent d'établir une classification que l'on peut résumer dans le tableau suivant :

MINÉRAUX CONSTITUTIFS	ROCHE ENCAISSANTE	ALLURE GÉNÉRALE	GÎTES TYPIQUES
Zincite, franklinite, troostite.	Calcaire cristallin.	Interstratifiée.	Stirling Hill.
Blende, galène, pyrite (à l'état phanérocristallin.)	Calcaires ou schistes cristallins.	D°	New Jersey, Nouveau Mexique, Ammeberg.
D°	Calcaires et schistes d'âges divers.	Interstratifiée avec expansions recoupant la stratification.	Haute Silésie, Laurium.

©BIU Santé

MINÉRAUX CONSTITUTIFS	ROCHE ENCAISSANTE	ALLURE GÉNÉRALE	GÎTES TYPIQUES
Blende, galène, pyrite (à l'état phanérocristallin).	Schistes ou roches cristallines.	En filons.	Les Bormettes, Pontpéan, etc.
D°	Calcaires, avec alternances schisteuses.	D°	Nord de l'Angleterre.
Blende, marcassite, galène (à l'état cryptocristallin et en zones concentriques)	Calcaires massifs.	En amas irréguliers.	Raibl, Malines, Wiesloch, Schmalgraf, etc.
Smithsonite, hydrozincite, calamine électrique, willémite (rare).	D°	Épigénie partielle ou complète du type précédent.	Altenberg (la Vieille-Montagne), Réocin, Malfidano, etc.

Une étude complète des gites zincifères dépasserait les limites que comporte le présent travail; nous nous bornerons donc à donner sur quelques-uns d'entre eux, choisis parmi les plus caractéristiques, les détails nécessaires pour faire comprendre leur mode de formation.

GITES OXYDÉS, CONTEMPORAINS DE LA ROCHE ENCAISSANTE

Gîtes de zincite, franklinite et willémite du New-Jersey. — Le grand gite exploité à Stirling Hill et Mine Hill (Sussex County,

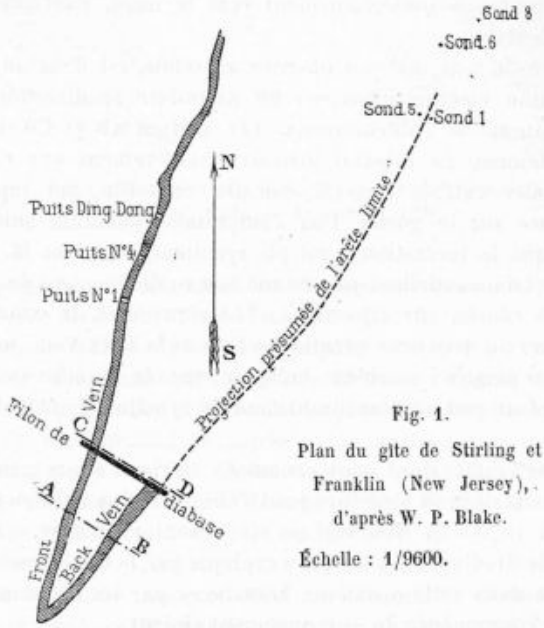


Fig. 1.
Plan du gite de Stirling et Franklin (New Jersey), d'après W. P. Blake.
Échelle : 1/9600.

New Jersey), constitue au point de vue minéralogique une exception unique, car il est le seul où l'on ait rencontré la zincite et la franklinite. Au point de vue géologique, il présente des analogies marquées avec les divers

©BIU Santé

gîtes minéraux intercalés dans les calcaires ou schistes cristallins, gîtes si fréquents en Scandinavie.

Il est encaissé dans un calcaire cristallin reposant lui-même sur le gneiss; son affleurement, dont la puissance varie de 2 à 20 mètres, est composé de deux branches faisant entre elles un angle d'environ 25 degrés, ouvert vers le N.-N.-E. (fig. 1). La branche occidentale, dite Front Vein, s'étend sur la région connue sous le nom de Mine Hill, elle est inclinée de 65 degrés vers l'est. La branche occidentale, ou Back Vein, se développe sur la colline dite Stirling Hill; verticale et très puissante, elle a été longtemps exploitée à ciel ouvert.

La première, beaucoup moins épaisse que la seconde, présente en compensation un développement en direction plus considérable, atteignant environ 900 mètres, tandis que l'affleurement de la branche opposée disparaît à 250 mètres du sommet du pli, au contact d'un filon de diabase micacée, puissant et très développé en direction. La Front Vein, au contraire, se prolongeait nettement au delà du même filon de diabase et se terminait beaucoup plus loin par voie d'amincissement progressif. On a fini par rechercher le prolongement de la branche orientale en profondeur et par reconnaître qu'elle se continuait au delà du filon de diabase; sa disparition à la surface devait être attribuée à un plissement aigu, dont l'arête plongeait vers le nord-est, sous un angle d'environ 30 degrés avec l'horizon. Des sondages au diamant exécutés dans le prolongement de la Back Vein par la Lehigh Zinc Company, jusqu'à des profondeurs de 300 à 400 mètres, ont retrouvé le minerai et montré que la branche orientale se prolonge souterrainement vers le nord, exactement comme la branche occidentale.

La structure du gîte, un peu obscure autrefois, est donc aujourd'hui bien connue sur une étendue d'environ un kilomètre en direction, à partir du sommet sud-ouest de l'affleurement. Les coupes AB et CD (fig. 2) la font ressortir nettement. Le minerai formait primitivement une couche un peu irrégulière, interstratifiée dans le calcaire cristallin, qui repose lui-même en concordance sur le gneiss. Une compression générale subie par le terrain a provoqué la formation d'un pli synclinal, séparant la Front Vein de la Back Vein, et d'un anticlinal qui a donné lieu au doublement de cette deuxième branche de la couche sur elle-même. Théoriquement, la couche métallifère pourrait former un deuxième synclinal à l'est de la Back Vein, mais les recherches exécutées jusqu'ici semblent indiquer que la branche orientale se termine en pointe un peu au-dessous du fond du synclinal principal (voir sections AB et CD).

La masse métallifère dont nous venons de décrire l'allure générale n'est pas homogène; le détail de sa structure peut s'observer plus nettement sur la Front Vein, dans la région de Mine Hill ou de Franklin Furnace, que sur la Back Vein (région de Stirling Hill), ce qui s'explique par le doublement de la couche sur elle-même dans cette deuxième branche et par les étirements locaux qui ont dû être la conséquence de ce mouvement violent.

En allure normale, le gîte se décompose assez nettement en deux zones à peu près d'égale épaisseur, c'est-à-dire ayant chacune de $2^m,50$ à $3^m,50$. La plus élevée est formée de franklinite presque pure, en cristaux octaédriques

©BIU Santé

à peine adhérents entre eux : elle se décompose en petits bancs qui ondulent parallèlement au toit calcaire. Ce toit est délimité par une surface très nette, bien que ne présentant aucune strie de glissement.

A mesure qu'on descend vers le mur, la franklinite devient plus rare; la proportion de zincite et de willémite (troostite) augmente au contraire; la calcite cristalline, presque absente vers le toit, devient abondante plus bas et forme la gangue des minéraux zincifères. La zincite est en assez forte proportion vers le mur; néanmoins, c'est encore la willémite (troostite), qui constitue l'élément principal de la zone inférieure du gîte.

On rencontre exceptionnellement dans celui-ci d'autres espèces minérales, telles que la rhodonite et l'asbeste.

Le gîte exploité à Stirling Hill et à Mine Hill n'est pas le seul qui existe dans le calcaire cristallin de la région; ce calcaire, traversé de fissures tapissées de cristaux de grenat mélanite et parfois d'orthose, contient, au toit et au

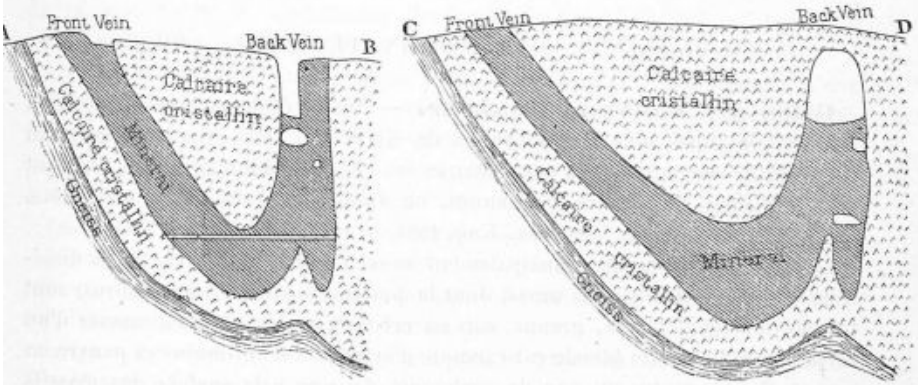


Fig. 2. — Coupes verticales du gîte de Stirling et Franklin (New Jersey), d'après W.-P. Blake. — Échelle : 1/2400.

mur du gîte principal, divers amas métallifères relativement peu étendus.

Ceux de la région du toit se composent surtout de franklinite et de zincite; ceux de la région du mur contiennent principalement de la magnétite avec un peu de franklinite; leur ensemble forme une zone assez régulière, mais d'une puissance trop faible pour qu'on puisse en tirer parti. Leur minerai est d'ailleurs mélangé d'une forte proportion de quartz et de silicates divers, notamment de hornblende vert foncé, de mica blanc ou brun et même d'orthose; on y rencontre exceptionnellement, à l'état de cristaux bien définis, le spinelle zincifère, le béryl et le grenat jaune, rouge, brun ou noir.

On a vu que ce dernier minéral, ainsi que l'orthose, se rencontre assez souvent dans le calcaire encaissant; leur présence paraît se rattacher à l'influence métamorphique exercée par de nombreux filons granitiques qui recoupent le calcaire et parfois le gîte lui-même, notamment vers l'extrémité nord de la Front Vein; les sondages faits sur la direction de la Back Vein ont permis de constater leur prolongement vers l'est.

©BIU Santé

L'analogie entre le gîte de Stirling Hill et les amas de magnétite, si nombreux en Scandinavie, est des plus caractéristiques. La roche encaissante est la même; les espèces minérales silicatées qui accompagnent le minerai dans les deux types de gîtes se présentent avec la même abondance relative et la même cristallinité générale; enfin l'allure des gisements, interstratifiée dans l'ensemble, mais conservant la trace d'un refoulement intense, postérieur au dépôt du minerai, présente une similitude qu'on ne saurait méconnaître.

Mais la région métallifère du New-Jersey présente un autre phénomène du plus grand intérêt au point de vue théorique. Dans le même calcaire cristallin qui forme la roche encaissante du gîte exploité, à une certaine distance au sud de celui-ci, on rencontre des zones imprégnées de blende; le dépôt de ce minéral semble être contemporain de celui du calcaire, exactement comme pour les minerais oxydés de Mine Hill et Stirling Hill. (W. P. Blake, *Eng. and Min. J.*, t. LVII, p. 532.)

GITES DE BLENDE, CONTEMPORAINS DES ROCHES AZOIQUES

Gîtes du Nouveau-Mexique. — On a découvert récemment au Nouveau-Mexique, près de Hanover et de Silver City, des gîtes analogues, où la blende se rencontre dans des calcaires sans fossiles déterminables, reposant sur des roches cristallines archéennes, où abondent l'amphibole et l'épidote. (W. P. Blake, *Tr. Am. Ins. Min. Eng.* 1894, p. 187.)

Le minerai se présente principalement sous forme d'amas irréguliers disséminés dans le calcaire; ces amas, dont la puissance atteint 5 à 6 mètres, sont formés de blende brune, grenue, soit en cristaux isolés, soit en masses d'un certain volume; cette blende est exempte d'arsenic et d'antimoine et pauvre en argent. On rencontre un peu de carbonate de zinc à la surface des massifs blendeux, jamais à leur intérieur, qui contient au contraire de la pyrite.

D'autres amas sont formés principalement de grenat jaune et d'amphibole vert clair (actinolite) en masses fibreuses; ces deux minéraux empâtent de la blende soit sous forme de très petits cristaux intimement disséminés à leur intérieur, soit sous celle de veines ou de masses réparties irrégulièrement. L'analyse a fait reconnaître que le grenat lui-même contenait du zinc, mais il est possible que ce métal s'y rencontre à l'état de blende, en cristaux microscopiques, et non pas à celui de silicate.

Le calcaire encaissant contient en outre des amas de magnétite et des gîtes irréguliers de calamine qui ont évidemment pour origine l'altération de la blende.

Gîte de Sterzing (Tyrol). — Le gîte de Sterzing (Tyrol) présente les plus grandes analogies avec ceux du Nouveau-Mexique. D'après von Beust (*Jahrb. d. kl. k. g. Reichsanst.* 1870, p. 505), ce gîte est formé d'un mélange de blende et de galène, avec pyrite ordinaire, chalkopyrite, ankérite (dolomie ferrifère), sidérose, asbeste et grenat; il constitue des lentilles puissantes de 4 à 10 mètres, encaissées dans le micaschiste.

©BIU Santé

Ce gîte intéressant a été étudié d'une manière relativement incomplète; situé à une grande altitude, il ne peut guère être exploité que pendant les mois d'été, avec des frais relativement considérables. Les travaux n'y sont poussés activement que lorsque le zinc atteint des cours élevés.

La présence de l'ankérite permet de considérer le gisement de Sterzing comme constituant une transition entre les gîtes de blende interstratifiés dans les calcaires et ceux contemporains des schistes cristallins.

Gîte d'Ammeberg (Suède). — Comme type de cette deuxième catégorie, on peut prendre le gîte d'Ammeberg, situé près d'Askersund, à 12 kilomètres du lac Wettern. Activement exploité par la Société de la Vieille-Montagne, ce gîte est bien reconnu aujourd'hui et peut servir de point de comparaison pour l'étude des gisements analogues, assez nombreux en Scandinavie.

Décrit assez complètement, dès 1866, par M. B. Turley (*B. u. H. Ztg.*, 1866, p. 417 et suiv.), il a été plus récemment l'objet d'une étude topographique de la part de M. E. Törnebohm (*Beskrifning till blad N° 7 af geologisk öfversigtskarta*. Stockholm, 1881).

La carte ci-jointe (fig. 3), extraite de cette dernière publication, donne une idée assez nette de l'allure générale du minerai et des roches encaissantes. Nous conserverons la nomenclature lithologique de M. Törnebohm, en indiquant entre parenthèses la synonymie de M. de Launay (Fuchs et de Launay. *Traité des gîtes métallifères*, t. II, p. 440 à 448).

Les roches de la région d'Ammeberg appartiennent à la formation gneissique, si développée en Scandinavie; malgré leur cristallinité générale, elles présentent une stratification relativement fort nette, mais violemment contournée par l'effet de plissements postérieurs.

La plus ancienne de ces roches paraît être le gneiss gris, développé surtout vers le sud et remontant vers le nord pour former un promontoire qui se termine au lac Try. Sur cette assise fondamentale viennent se mouler des assises successives de terrains cristallins, plongeant vers l'extérieur du massif.

La première de ces assises est la granulite grise (halleflinta), constituée par un mélange cristallin, très compact, de quartz et de feldspath avec mica peu abondant. Le quartz est parfois assez prédominant pour avoir fait désigner la roche sous le nom de quartzite.

Le mica et le feldspath sont remplacés, dans certaines assises de la granulite grise, par de la blende, de la galène, de la pyrite ordinaire, de la pyrite cuivreuse, de la pyrite magnétique ou même, plus rarement, de la magnétite. Cette substitution s'est ordinairement effectuée par zones interstratifiées, avec prédominance marquée d'un des minéraux métalliques indiqués ci-dessus.

La granulite grise renferme, vers le milieu de son épaisseur, une assise assez puissante de calcaire cristallin, plus ou moins disloquée par les plissements intenses qui se sont développés dans la région d'Ammeberg, mais dont néanmoins la concordance ne peut faire aucun doute. Cette couche disparaît à l'ouest vers le puits Le Hon, c'est-à-dire un peu plus tôt que la zone blendeuse exploitée, mais à l'est elle s'étend beaucoup plus loin que cette zone, dans la direction d'Isåsen.

©BIU Santé

La granulite grise est recouverte au nord par la granulite rouge (granite) ; le contact des deux roches, bien que fort ondulé, reste, dans son ensemble, parallèle à celui de la granulite grise avec le gneiss gris, ce qui doit faire conclure

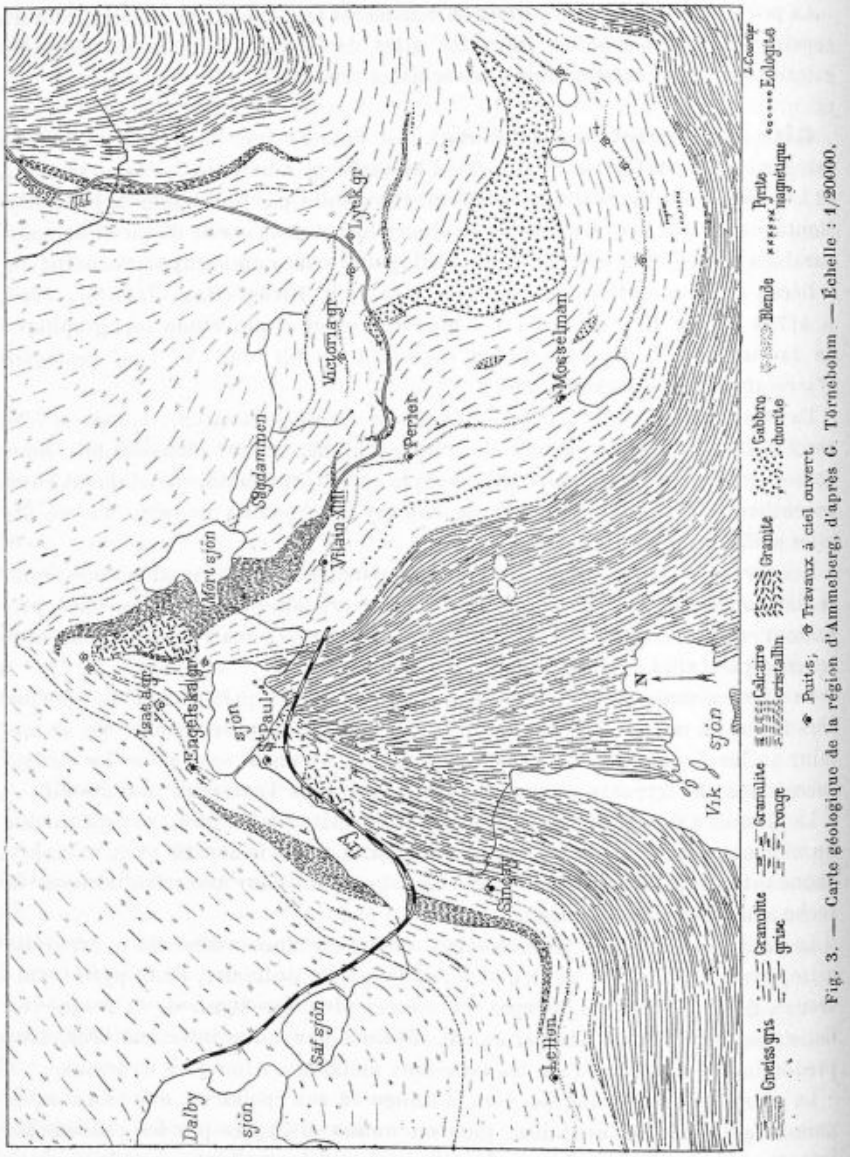


Fig. 3. — Carte géologique de la région d'Ammeberg, d'après G. Törnebohm. — Échelle : 1/20000.

à l'origine sédimentaire primitive et à la succession régulière des trois formations.

Celles-ci sont recoupées par diverses roches éruptives qui ne semblent avoir aucune relation avec les gîtes métallifères.

©BIU Santé

A l'est des exploitations de blende, au milieu de la granulite grise, se développe un massif assez important de gabbro-diorite (diorite). A l'ouest, au contraire, on rencontre deux massifs de granite (microgranulite) recoupant le gneiss gris, la granulite grise et la granulite rouge (granite). Un autre massif de la même roche affleure, au nord du lac Try, vers le sommet du pli aigu formé en ce point par le calcaire et la zone métallifère.

Dans la région ouest du district, on connaît plusieurs grands filons de gabbro (diabase) qui recoupent toutes les assises cristallines.

La granulite grise est traversée par plusieurs filons, relativement peu puissants, de pegmatite à gros éléments, riche en tourmaline ; ces filons sont nettement postérieurs à la formation de la zone blendeuse, qu'ils ont recoupée et dérangée.

Les imprégnations métallifères de la granulite grise constituent des niveaux assez constants dans la masse de celle-ci, ou du moins ils s'y rencontrent à une hauteur bien déterminée. Elles ont été spécialement explorées dans deux régions distinctes, séparées par le lac Try. Au sud-ouest se trouve la région dite de Knalla, la plus riche et la plus anciennement exploitée ; elle comprend les puits Le Hon et de Sinçay ; au sud-est se développe la région de Nygrufva, comprenant les puits Vilain XIIII, Périer et Mosselman. L'intervalle entre ces deux zones productives est assez mal connu. La couche de blende y effectue un pli brusque vers le nord et sort des concessions de la Société de la Vieille-Montagne ; elle a été exploitée autrefois dans cette région à Engelskagrufva et Isäsagrufva, ainsi que dans diverses fouilles à ciel ouvert, mais elle ne l'est plus aujourd'hui.

Vers l'ouest, la couche ne dépasse guère le puits Le Hon ; du côté de l'est, l'exploitation ne s'étend pas sensiblement au delà du puits Mosselman, bien que le gîte se prolonge beaucoup plus loin dans cette direction, sous l'apparence d'une zone galéneuse, relativement pauvre, qui contourne le massif de gabbro-diorite signalé ci-dessus.

La constitution intime de la couche métallifère principale varie beaucoup d'un point à l'autre. Parfois, il n'existe aucune démarcation nette entre la zone imprégnée et la roche encaissante ; il semble que la blende se soit progressivement substituée, dans la masse de celle-ci, au mica d'abord, puis au feldspath et enfin au quartz même, en quelques points du moins. La blende est de couleur foncée dans la région ouest (Knalla), de couleur claire dans la région est (Nygrufva). Elle se présente en lamelles qui n'ont généralement pas plus de 2 millimètres de large; la teneur en zinc est d'autant plus élevée que ces lamelles sont plus grandes. Cette teneur peut atteindre jusqu'à 55 p. 100 ; elle croît ordinairement d'une manière assez régulière du toit au mur pour y diminuer brusquement au contact d'une zone de wollastonite, mélangée d'un peu de calcite, qui forme une bande interstratifiée dans la roche granulitique.

La wollastonite se rencontre parfois dans le gîte lui-même sous forme de zones qui alternent avec la blende.

D'après M. B. Turley, on pouvait observer autrefois, au nord du puits Périer, de pareilles alternances sur plus de 100 mètres en direction à l'affleurement et sur une profondeur considérable dans les travaux souterrains.

©BIU Santé

Le gîte renferme un peu de pyrite, en masses isolées, et une certaine quantité de galène, tantôt en veines, tantôt en cristaux disséminés. La proportion de ce dernier minéral a atteint 8 à 9 p. 100 dans la région du puits Saint-Paul.

En dehors du gîte principal, la galène se rencontre souvent, en masses assez importantes, dans une zone grenatifère qui se développe dans la granulite, au mur de la couche blendeuse; cette zone renferme en même temps de la pyrite ordinaire et de la pyrite magnétique.

Ces deux derniers minéraux se concentrent tout particulièrement à la base de la zone grenatifère, de manière à former une couche spéciale, parallèle dans son ensemble à la couche blendeuse, mais s'en écartant progressivement de l'ouest vers l'est. A l'extrémité de la première région, vers le puits Le Hon, l'intervalle entre les deux zones minéralisées n'est souvent que d'une quinzaine de mètres; il augmente rapidement vers le lac Try parce que dans cette région la couche du mur ne subit pas une inflexion aussi considérable vers le nord que la couche du toit; dans la région de l'est, cet intervalle est d'une centaine de mètres au moins.

La couche pyriteuse contient un peu de galène et de chalkopyrite, mais en trop faible proportion pour être régulièrement exploitable; son allure est par suite assez mal connue. Cette allure est probablement fort irrégulière, comme celle de la couche de blende: celle-ci présente les inclinaisons les plus diverses, depuis la verticale jusqu'à l'horizontalité presque absolue, ainsi que les inflexions les plus complexes; sa puissance atteint jusqu'à 13 mètres par places pour se réduire à de simples traces blendeuses en d'autres points (Fuchs et de Launay, *Traité des gîtes minéraux*, t. II, p. 442 à 444). Une partie de ces variations peut être attribuée à l'irrégularité de la formation initiale, mais la grande partie provient des refoulements mécaniques subis à une date postérieure par l'ensemble des terrains. Certains gîtes de combustibles, d'origine sédimentaire incontestable, tels que ceux d'anthracite de la Sarthe et de la Mayenne, présentent des contournements tout à fait comparables.

C'est également à des actions mécaniques postérieures à la formation du minerai qu'on doit attribuer l'origine d'une surface de glissement qui, dans certaines régions, forme le toit du gîte et sépare nettement le minerai de la granulite stérile.

A l'est de Nygrufva, au sud-est du Sogdammen, on connaît une autre zone blendeuse, exploitée autrefois à ciel ouvert, à Victoria et Lyck-Grufva. Cette zone, inexploitée jusqu'ici, semble bien distincte de la zone principale, car elle est intercalée dans la granulite grise entre le calcaire cristallin et la granulite rouge: la continuité de la bande calcaire intermédiaire est d'ailleurs tellement incontestable qu'on ne saurait identifier les deux couches métallifères en ayant recours à l'hypothèse de plissements complexes.

Le minerai de la couche exploitée tient en moyenne de 20 à 25 p. 100 de zinc avec un peu de galène; sa dureté rend sa préparation mécanique assez difficile, aussi la teneur du minerai préparé ne dépasse-t-elle guère 45 p. 100. La présence d'une certaine quantité de feldspath rend le grillage de ce minerai assez difficile.

©BIU Santé

GITES INTERSTRATIFIÉS DANS DES ASSISES FOSSILIFÈRES

La formation des gites zincifères décrits ci-dessus semble bien être contemporaine du dépôt des roches encaissantes, mais la cristallinité de celles-ci ne permet pas d'arriver à des conclusions tout à fait précises à cet égard. La solution du problème serait évidemment plus facile en l'absence de phénomènes métamorphiques trop accentués, mais les dépôts zincifères interstratifiés, d'âge relativement récent, ont subi fréquemment une altération toute différente qui complique singulièrement la détermination de leurs caractères primitifs. Sous l'action oxydante des eaux superficielles, les sulfures qu'ils contenaient ont tantôt disparu, tantôt subi une épigénie calaminaire qui modifie complètement leur apparence et leur allure.

C'est seulement dans leurs zones profondes que ces gîtes se retrouvent intacts ou du moins assez peu altérés pour que l'on puisse reconstituer leurs traits primordiaux : encore faut-il tenir compte, même dans ce cas, des phénomènes de transformation métasomatique qui ont concentré en nodules cristallins ou en veines irrégulières les sulfures primitivement très divisés et uniformément disséminés dans la roche encaissante.

Ces phénomènes de concentration, analogues à ceux auxquels est due la formation des silex de la craie, se sont probablement développés par suite de la circulation très lente des eaux souterraines, à une profondeur suffisamment grande pour que l'action oxydante de l'atmosphère n'exerçât plus d'influence appréciable.

Cette circulation, effectuée dans le sens descendant, a pu donner lieu au transport des sulfures métalliques dans des assises inférieures à celles où ils s'étaient déposés primitivement et à leur précipitation dans les cavités ouvertes dans la masse de ces assises. Les gites de zinc et de plomb, ainsi formés, présentent d'ordinaire une concentration métallique beaucoup plus grande que celle des gites primitifs : aussi ont-ils été l'objet d'une exploitation relativement plus active.

On peut même dire que les schistes imprégnés de blende, avec plus ou moins de galène, n'ont guère été exploités régulièrement. On en connaît cependant d'assez nombreux gisements : à Raibl (Carinthie), à Welkenrädt (Belgique), de pareils schistes se trouvent au toit de gîtes blendeux dont la formation par circulation d'eaux descendantes est indiscutable. Au Mansfeld, les schistes cuivreux, dont la minéralisation est certainement contemporaine du dépôt, contiennent une proportion relativement importante de sulfure de zinc.

Les calcaires, soit schisteux, soit compacts, contiennent souvent de la blende disséminée irrégulièrement en nodules, exactement comme la galène dans les grès de Mechernich. C'est ainsi que, dans les environs de Philippeville (Max Braun, *Ztschr. d. Deutsch. g. Gesellsch.*, 1857, p. 358), le terrain dévonien renferme une assise de calcaire dolomitique, intercalée dans des schistes, qui est imprégnée de blende et de galène sur une épaisseur qui atteint parfois 1m,50 à 2 mètres. Cette imprégnation, développée plus ou moins régulièrement sur 3 à

©BIU Santé

4 kilomètres en direction, atteindrait jusqu'à une proportion de 20 p. 100 de blende et de 15 p. 100 de galène. En certains points, la blende s'y présente en cristaux isolés et en grains cristallins, d'une couleur rouge qui pourrait les faire confondre avec du grenat. Les filons qui recoupent cette couche imprégnée ne contiennent guère que de la pyrite de fer; ils ne semblent donc pas être l'origine de l'imprégnation.

On pourrait citer d'autres niveaux calcaires, où la blende, uniformément disséminée, semble bien être d'origine contemporaine; mais ces niveaux n'ont guère été l'objet d'exploitations méthodiques.

Gîtes de la Haute-Silésie. — Les gîtes interstratifiés de la Haute-Silésie sont au contraire le siège d'une exploitation extrêmement importante, mais leur mode de formation a donné lieu à quelques controverses. Pour se rendre compte de la valeur des diverses hypothèses émises à ce sujet, il est nécessaire de résumer les traits essentiels de la constitution géologique de la région.

Tous les gîtes métallifères connus sont intercalés dans les assises du trias: les seuls réellement importants au point de vue pratique se trouvent dans la zone moyenne de cette formation, mais on a rencontré cependant de petites quantités de minerai dans la zone supérieure.

Le trias de la Haute-Silésie est intercalé entre le terrain houiller, très riche en combustible, mais stérile en ce qui concerne les minerais métalliques, et le terrain jurassique, également improductif à ce dernier point de vue. Il est séparé du terrain houiller par une discordance stratigraphique très sensible; le terrain jurassique, concordant en apparence avec le trias, débute dans la région par les assises à Parkinsonia Parkinsoni, ce qui implique une lacune importante correspondant à une émersion prolongée.

La coupe du trias est la suivante dans l'ordre descendant :

1° Argiles réfractaires de Mirow, avec empreintes de fougères et assises subordonnées de sables et de grès;

2° Argiles brunes ou grises avec couches de combustible impur; intercalations de grès et de brèches calcaires contenant des unio, des débris de poissons et de sauriens;

3° Niveau de la *Lettenkohle:* Argiles grises et rouges, dolomies brunes et grès verdâtres avec quelques couches minces de combustible impur.

Cette dernière assise repose sur le Muschelkalk constitué de la manière suivante :

1° Calcaire de Rybna, gris, brun ou rougeâtre, passant par places à la dolomie; contient Cer. Nodosus avec des débris de poissons et de sauriens ;

2° Marnes dolomitiques jaunâtres, sans fossiles, imperméables;

3° Dolomie à nullipores, à fossiles marins;

4° Niveau à Spirifer Mentzeli, représenté à l'ouest de Tarnowitz par des calcaires fossilifères, à l'est par des dolomies pauvres en fossiles. Au développement de ce deuxième facies correspond celui des gîtes métallifères qui font défaut dans la région calcaire. A la base de la dolomie se trouvent des assises très bitumineuses et des lits d'argiles pyriteuses (*vitriolletten*);

©BIU Santé

5° *Sohlenstein* ou mur des gites métallifères formé d'un calcaire bleuâtre très argileux (jusqu'à 52 p. 100 d'argile) avec intercalation de nombreux lits d'argile pyriteuse, de 0m,01 à 1 mètre de puissance;

6° Calcaires de Chorzow contenant les mêmes fossiles que le Wellenkalk de l'Allemagne centrale.

Au-dessous se développe le grès bigarré, marneux à sa partie supérieure; vers l'ouest, il repose directement sur le terrain houiller; à l'est, vers Slavkof et Olkusz (Pologne russe), il en est séparé par des calcaires, des tufs porphyriques et des grès représentant le permien.

On a signalé, dans le Keuper et dans le calcaire de Rybna, quelques imprégnations métallifères, mais elles n'ont aucune importance industrielle. Les dolomies du niveau à Spirifer Mentzeli, puissantes de 100 mètres au maximum, sont la seule assise qui ait donné lieu au développement d'exploitations minières.

Ces exploitations portent sur deux niveaux distincts (*fig.* 4), situés l'un au

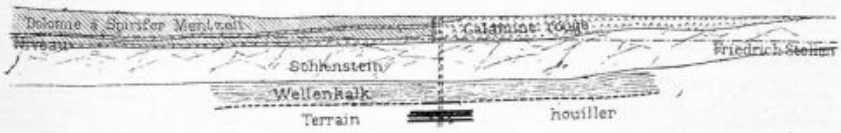


Fig. 4. — Coupe de l'affleurement nord du bassin de Beuthen (Haute-Silésie), d'après F. Römer. — Échelle : 1/10000.

contact immédiat du *Sohlenstein*, l'autre à une hauteur de 15 à 25 mètres au-dessus de ce contact.

Ces niveaux se présentent tantôt sous la forme de couches à peu près continues, mais de puissance assez variable, tantôt sous celle d'amas discontinus; les zones exploitables n'occupent qu'une fraction assez faible de la surface totale de la formation.

La région métallifère de la dolomie à Spirifer Mentzeli se développe principalement à l'est de la ligne Tarnowitz-Beuthen : la plus grande partie de ses affleurements se trouve donc sur les territoires russe et autrichien; cependant, c'est dans la région prussienne que se trouvent les principales exploitations, concentrées dans le bassin synclinal de Beuthen. La largeur de ce bassin varie de 2k,5 à 4 kilomètres; son étendue en direction ne dépasse pas une quinzaine de kilomètres : néanmoins la production annuelle de blende et de calamine y varie entre cinq et six cent mille tonnes.

Au nord du bassin de Beuthen, séparé de lui par un anticlinal peu accentué, se développe le bassin du Trockenberg, beaucoup moins important au point de vue industriel. Les minerais de zinc y sont relativement peu abondants; le niveau métallifère supérieur de la dolomie à Spirifer Mentzeli y est fréquemment stérile. Le niveau inférieur est représenté dans cette région par des amas de galène, dont la puissance ne dépasse pas un mètre et dont la surface ne représenterait, d'après Carnall, que 12 p. 100 de l'étendue horizontale de la formation.

Dans le bassin de Beuthen, les deux niveaux métallifères et spécialement le niveau inférieur, reposant sur le *Sohlenstein*, ont une puissance plus considé-

©BIU Santé

rable et plus régulière. La galène y est peu abondante; la marcassite semble concentrée dans certaines régions qu'on évite d'exploiter à cause des difficultés que cause sa présence dans la préparation mécanique.

Tantôt on observe une dissémination régulière des sulfures métalliques à l'état de mouches dans la masse de la dolomie; d'autres fois, la blende, élément principal du gîte, constitue des veines cimentant des fragments anguleux de cette roche; d'autres fois enfin, elle se présente sous forme d'agglomérations fibreuses, zonées, dont le centre est occupé par un fragment de dolomie ou par une géode; plus rarement encore, elle se rencontre à l'état de stalactites. Ces dernières apparences fournissent une preuve évidente de remaniements subis par le gîte, postérieurement à sa formation initiale, sous l'influence d'une circulation d'eaux souterraines non oxydantes.

L'action des eaux superficielles, chargées d'oxygène, a d'ailleurs modifié profondément les caractères du gîte au voisinage des affleurements. La marcassite

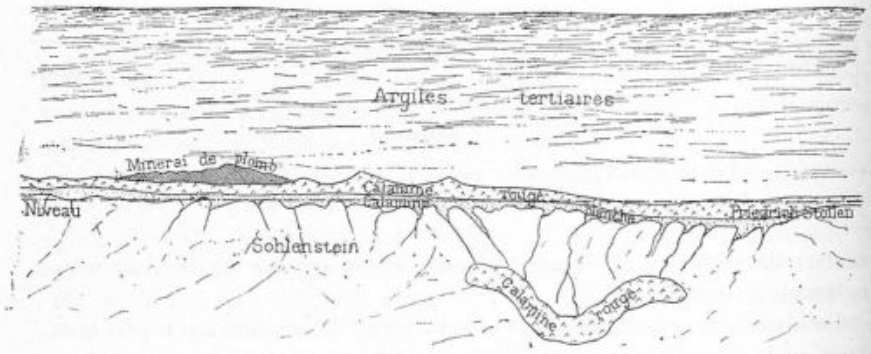


Fig. 5. — Coupe de la mine Theresia und Apfel (Haute-Silésie), d'après F. Römer. — Échelle : 1/1200.

est passée à l'état d'oxyde de fer, la galène à l'état de carbonate de plomb, la blende à l'état de calamine. Dans certains cas, ces divers minéraux sont restés intimement mélangés et constituent ce qu'on appelle en Silésie la calamine rouge; dans d'autres cas, les sels de zinc sont descendus vers la base du gîte et s'y sont précipités à nouveau sous la forme de calamine blanche plus ou moins dolomitique, mais exempte de fer.

La calamine blanche et parfois même la calamine rouge pénètrent dans le *Sohlenstein* en ramifications plus ou moins profondes. On rencontre aussi dans cette roche des amas irréguliers de calamine rouge, situés notablement au-dessous du contact et reliés par de minces filets au niveau principal (*fig.* 5).

La masse du gîte épigénisé, appauvrie par la séparation d'une grande partie du zinc qu'il contenait primitivement, se trouve souvent ramenée à l'état de minerai de fer faiblement zincifère.

A l'affleurement même, les deux niveaux primitifs, complètement oxydés l'un et l'autre, se réunissent parfois en une masse calaminaire unique dont la puissance peut atteindre de 20 à 30 mètres (*fig.* 6). En aval pendage, les deux

©BIU Santé

niveaux se séparent, représentés d'abord par des couches de calamine rouge; plus loin la galène et la blende, présentant des symptômes très nets de corrosion superficielle, apparaissent en quantités croissantes; enfin, à une profondeur variable suivant les localités, les symptômes d'altération disparaissent progressivement et les gites sulfurés se montrent dans leur état initial.

L'existence, dans ces gîtes, de blende zonée ou même à l'état de stalactites en place ne permet pas d'admettre qu'ils aient pu se déposer directement, sous leur forme actuelle, au sein des eaux où se précipitait la dolomie encaissante. L'état fragmentaire de cette dolomie et l'agglomération de ses fragments par des veines de blende confirment cette manière de voir.

On ne saurait cependant admettre davantage que l'imprégnation de la dolomie par les sulfures métalliques soit due à des solutions métallifères venues de la profondeur. Ces solutions auraient dû monter par les failles qui traversent le terrain houiller et y laisser des incrustations filoniennes comme

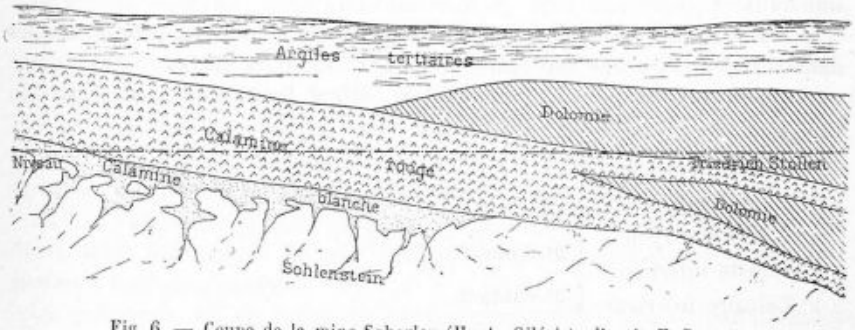


Fig. 6. — Coupe de la mine Scharley (Haute-Silésie), d'après F. Römer.
Échelle : 1/1200.

vestiges de leur passage; or, les travaux miniers, si développés dans le bassin houiller, ont trouvé toutes les fractures à l'état stérile.

D'autre part, en admettant que les roches de la formation houillère fussent incapables d'exercer sur les solutions ascendantes l'action chimique nécessaire pour provoquer la précipitation des sulfures, la théorie ci-dessus impliquerait que les amas métallifères devraient être répartis, dans la masse des trias, suivant la direction des failles inférieures, et se trouver spécialement à l'intersection de ces failles avec la première assise calcaire de la formation, c'est-à-dire avec le calcaire de Chorzow. Il n'en est rien; ces amas ne se répartissent pas, en plan, suivant des alignements en corrélation avec les failles du terrain houiller. Dans le sens vertical, au contraire, ils se rencontrent à des niveaux stratigraphiques constants, spécialement dans la dolomie à Spirifer Mentzeli, le calcaire de Chorzow restant constamment stérile.

Ces conditions de gisement obligent à admettre que la circulation d'eaux ascendantes n'a contribué en rien au dépôt initial des sulfures métalliques et que ce dépôt a dû être contemporain de celui des roches encaissantes. La concentration de ces sulfures en veines massives, en stalactites ou en nodules concrétionnés doit être attribuée à un déplacement postérieur au dépôt,

©BIU Santé

déplacement opéré vraisemblablement par la circulation lente d'eaux sulfureuses dans la masse du terrain.

Un caractère remarquable du trias métallifère silésien est la rareté des couches d'origine marine et la prédominance des assises d'origine saumâtre ou lacustre, chargées de débris végétaux, dans l'ensemble de la formation. Ce caractère n'a rien de particulier à la Haute-Silésie; il se retrouve dans un grand nombre de gîtes interstratifiés de sulfures métalliques.

Gîtes du Laurium. — La région métallifère du Laurium est caractérisée par une série d'alternances de schistes et de calcaires, généralement cristallins, dans lesquels on n'a découvert jusqu'ici aucun fossile, ce qui rend la détermination de leur âge géologique fort incertaine.

Ces alternances donnent lieu à plusieurs contacts entre schiste et calcaire, contacts qui ont exercé une influence fort nette sur la distribution des gîtes minéraux.

Si l'on fait abstraction des dépôts tertiaires et quaternaires, peu développés dans la région, la coupe géologique de celle-ci serait la suivante, d'après une nomenclature classique, mais incomplète (Alfred Huet, *Mém. Soc. Ing. civ.*, 1879, p. 9).

1° Calcaire supérieur ;
2° Schiste supérieur } 1er contact ;
3° Calcaire moyen } 2e contact;
4° Schiste inférieur } 3e contact.
5° Calcaire inférieur }

Il convient d'ajouter les indications complémentaires suivantes :

1° Le calcaire supérieur ne constitue pas une assise continue et régulière; il est simplement représenté par une série de lentilles intercalées dans le schiste supérieur. La discontinuité des contacts auxquels il donne lieu et la stérilité constante de ces contacts expliquent qu'ils aient été laissés en dehors de la nomenclature générale.

2° Le schiste supérieur, tantôt argileux, tantôt quartzeux et micacé, est d'une puissance assez mal connue, mais certainement fort irrégulière. Son contact avec le calcaire moyen présente souvent des inclinaisons considérables, comme si ce dernier calcaire avait été raviné au cours d'une émersion prolongée qui aurait précédé le dépôt du schiste supérieur (voir fig. 7).

3° Le calcaire moyen se décompose en deux sous-assises calcaires d'apparence et d'allure assez différentes, séparées par un banc schisteux très constant, d'une puissance de 3 mètres au maximum, désigné sous le nom de schiste intercalaire.

Le calcaire moyen supérieur est de couleur rousse, de structure plutôt compacte et massive; le calcaire moyen inférieur est au contraire blanc, en bancs bien caractérisés. Leur puissance totale est très variable ; elle atteint une centaine de mètres dans la région de Camaresa et devient nulle au nord (Daskalio) où le schiste supérieur arrive au contact du schiste inférieur.

L'existence du schiste intercalaire donne lieu à deux contacts supplémen-

©BIU Santé

taires, très rapprochés l'un de l'autre, que l'on confond généralement sous le nom de contact intercalaire. Cette confusion se justifie jusqu'à un certain point, par le peu d'épaisseur du schiste intercalaire et par la distribution uniforme de la minéralisation, quand elle existe, sur les deux faces du schiste et souvent même à l'intérieur de ce schiste lui-même.

De plus, dans les régions où le contact intercalaire est productif, les deux assises du calcaire moyen ont une faible puissance; l'imprégnation s'étend alors sur toute la hauteur du calcaire, réunissant ainsi le premier contact supérieur, le contact intermédiaire et le deuxième contact.

En dehors de cette circonstance exceptionnelle, le deuxième contact (calcaire sur schiste) est stérile.

4° Le schiste inférieur est un véritable micaschiste; sa puissance atteint 300 mètres au mont Ripari, mais décroît rapidement à l'est et au sud, où elle se réduit à une vingtaine de mètres.

Ce schiste renferme, dans certaines régions, deux niveaux de lentilles calcaires, de 2 à 4 mètres de puissance, commençant l'un à 2 ou 3 mètres, l'autre à 25 mètres environ de sa base. Il en résulte que l'on appelle les contacts subordonnés.

5° Il existe parfois dans le calcaire inférieur, au voisinage du troisième contact, un autre système de contacts subordonnés dû à l'existence d'un niveau de lentilles schisteuses; ce système est ordinairement stérile.

En général, le calcaire inférieur est blanc, cristallin, sans stratification distincte, mais recoupé par de très nombreuses fissures qui le réduisent quelquefois à l'état fragmentaire.

La puissance de ce calcaire est inconnue; elle dépasse certainement 300 mètres dans la région centrale du Laurium, d'après les résultats donnés par un sondage exécuté au fond du puits Serpieri.

Ce sondage a montré, en outre, que le calcaire inférieur contient de la magnésie en proportion croissant avec la profondeur. Cette proportion, de 1,65 p. 100 à la cote + 96, n'est que de 2,55 à la cote + 5, mais elle atteint 19,80 à 157 mètres au-dessous du niveau de la mer; le calcaire passe donc progressivement à une véritable dolomie.

La détermination de l'âge géologique des formations du Laurium est fort incertaine, vu l'absence totale de fossiles. D'après M. Richard Lepsius (*Geologie von Attika*, 1893), ces formations seraient archéennes depuis le calcaire inférieur jusqu'au calcaire moyen inférieur inclusivement; le schiste intercalaire, le calcaire moyen supérieur et le schiste supérieur seraient crétacés.

Cette manière de voir n'est appuyée sur aucune preuve directe; elle implique l'existence, au milieu du dépôt du calcaire moyen, d'une énorme lacune chronologique dont l'influence aurait dû se manifester soit par une discordance bien accentuée, soit par des érosions du calcaire moyen inférieur. M. Lepsius a cru, il est vrai, retrouver la trace de ces érosions dans une coupe relevée par lui à l'est de Camaresa (*Geol. von Attika*, p. 68). Mais la pénétration locale, peu importante d'ailleurs, du schiste intercalaire dans le calcaire moyen inférieur, telle que l'indique cette coupe, peut s'expliquer facilement par l'affaissement du

©BIU Santé

schiste dans une cavité ouverte dans le calcaire par la circulation des eaux suivant le contact.

D'autre part, les coupes de Plaka (fig. 7) et de Sklivès (fig. 8) reproduites ci-contre d'après des croquis relevés en 1895, par M. Jouguet, élève ingénieur des Mines, font ressortir une concordance parfaite entre les assises, minces et uniformes dans cette région, du calcaire moyen inférieur et du schiste intercalaire ; elles sont en contradiction avec l'hypothèse d'une énorme lacune entre le dépôt des unes et des autres. Ce serait bien plutôt entre le calcaire moyen supérieur et le schiste supérieur qu'il conviendrait de placer cette lacune; les variations brusques d'épaisseur du calcaire moyen supérieur et les fortes inclinaisons, allant parfois jusqu'à la verticale, que présente son contact avec le schiste supérieur, l'existence de petits îlots de calcaire moyen supérieur, isolés à la base du schiste supérieur au-dessus du schiste intercalaire, sont autant de faits peu compatibles avec l'hypothèse d'une émersion prolongée, succédant au dépôt du calcaire moyen inférieur.

Rien ne prouve d'ailleurs qu'il y ait eu effectivement une interruption prolongée dans les phénomènes de sédimentation qui ont donné naissance aux formations du Laurium. Les variations de puissance des assises sont la règle dans cette région; celles du schiste inférieur ne sont pas moins accentuées que celles du calcaire moyen supérieur et cependant personne n'a eu l'idée de séparer ce niveau des deux assises calcaires entre lesquelles il est intercalé. Il est donc logique de considérer, jusqu'à preuve du contraire, tout le massif métallifère comme d'âge archéen.

Postérieurement à sa formation, ce massif a subi des actions mécaniques dont l'effet s'est traduit par la production de plissements et de cassures; mais cet effet est souvent obscurci par les variations originelles de puissance des dépôts d'un point à l'autre. Le plissement le plus caractéristique de la région est celui qui limite vers l'ouest les travaux de Camaresa, se dirige ensuite vers le nord jusqu'au puits Constantin (Dimoliaki) et tourne enfin vers le nord-nord-est. Ce pli rejette le contact inférieur en profondeur vers l'ouest d'une centaine de mètres à la hauteur de Camaresa; l'amplitude du rejet paraît s'atténuer vers le nord.

A l'est de ce grand pli monoclinal se trouve un synclinal assez accusé, dirigé vers le nord-nord-est et paraissant coïncider avec le développement de puissants amas métallifères (Plaka, Sklivès). Les autres plissements, parallèles ou perpendiculaires aux précédents, qu'on a signalés dans la région du Laurium, sont moins accentués et généralement mal connus.

Sur le prolongement du grand pli de Camaresa dans la direction du nord, on voit apparaître, au mont Plaka, un massif granitique, elliptique en plan, au milieu du schiste inférieur et du calcaire moyen. La roche qui le constitue est un granite à mica noir; elle a fait subir au schiste inférieur un métamorphisme intense qui y a développé du grenat et de l'épidote en abondance.

Au contraire, le calcaire a été peu modifié au contact; cependant il est certainement antérieur à la venue du granite, car des filons de cette roche recoupent non seulement le calcaire moyen, mais même le schiste supérieur. La classification de M. Lepsius, attribuant ce schiste à la période crétacée, obligerait donc

©BIU Santé

d'attribuer à l'éruption du granite de Plaka une date singulièrement récente : l'hypothèse rattachant toutes les formations sédimentaires anciennes du Laurium à la période archéenne concorde mieux avec l'âge probable d'injection de cette roche.

Les filons granitiques sont assez nombreux dans la région nord du Laurium, au voisinage du massif de Plaka ; un d'entre eux, orienté nord-nord-est, sépare les districts miniers de Plaka et de Sklivès.

Mais on rencontre également des filons de roches acides dans la région sud. Dans le district de Camaresa, on en a relevé cinq, orientés est-ouest et plongeant sous un angle de 40 à 45 degrés vers le nord. Ces filons sont bien caractérisés et d'allure régulière dans le calcaire inférieur. Au contact du schiste inférieur, ils semblent souvent s'arrêter brusquement, mais en réalité ils se traînent sur une certaine longueur dans le contact lui-même, pénètrent dans le schiste en reprenant leur allure initiale, s'y amincissent rapidement et disparaissent à une faible distance du contact.

La roche qui les constitue est désignée habituellement sous le nom d'eurite, sa détermination exacte est assez difficile à cause de l'état de décomposition dans lequel elle se présente d'ordinaire. D'après M. Lepsius, elle ne serait autre chose qu'un granite à mica noir, identique comme composition minéralogique à celui de Plaka, et présentant seulement un grain plus fin. Certaines analyses données par cet auteur confirment l'assimilation qu'il propose ; d'autres analyses mettent surtout en évidence la décomposition fort avancée de la roche, par voie d'élimination des alcalis, avec introduction d'une certaine quantité de carbonates de chaux et de magnésie :

	I	II	III
SiO^2	69,36	70,20	62,50
Al^2O^3	16,93	15,48	18,14
Fe^2O^3	1,27	0,86	2,43
FeO	1,25	1,07	»
CaO	3,66	2,36	7,40
MgO	0,92	0,93	0,75
KO	3,20	4,38	0,25
NaO	2,16	1,24	
HO	1,10	1,80	0,30
PO^5	traces	traces	0,14
MnO	»	traces	1,35
ZnO	»	2,14	traces
S	»	0,03	traces
CO^2	»	»	6,50
	99,85	100,49	99,76

I. — Granite normal de Plaka (Lepsius, *loc. cit.*, p. 94).
II. — Échantillon inaltéré d'un filon d'eurite de la région du puits Serpieri (d°).
III. — Échantillon très altéré, d'apparence argileuse, provenant de l'eurite n° 3 de la même région (Laboratoire de la Société française du Laurium, d'après M. Jouguet).

Ce dernier échantillon contient environ 14,5 p. 100 de calcaire magnésien ; abstraction faite de cet élément, il renferme 73,4 p. 100 de silice et 21,4 d'alu-

©BIU Santé

mine. Ces chiffres correspondent assez exactement à ceux que donnerait la kaolinisation du granite de Plaka, par élimination des alcalis.

On rencontre en un assez grand nombre de points de la région du Laurium, notamment vers Theriko, au mont Michel, à Megali Vigla, etc., des massifs et des filons de roches vertes. Ces roches, désignées par M. Lepsius sous le nom collectif de gabbros, semblent n'être autre chose que des euphotides ayant subi une transformation serpentineuse très avancée. Rien n'indique qu'il existe un rapport quelconque entre leur apparition et la formation des gîtes métallifères.

Les cassures du sol ont eu au contraire une influence marquée sur le développement de ces gîtes, surtout de ceux appartenant au type calaminaire. Elles ont été surtout explorées dans la région de Camaresa, où l'on désigne sous le nom de *croiseurs* celles qui sont orientés vers le sud-est (en moyenne N. 135° E.), et *griffons* celles qui sont orientées vers le nord-est (en moyenne N. 45° E.). Ces cassures pénètrent dans les schistes, mais elles y sont peu accusées ; dans les calcaires, au contraire, surtout dans le calcaire inférieur, où elles ont été élargies par la circulation des eaux, elles ont donné lieu à la formation de dépôts métallifères importants.

Comme dans la plupart des gîtes zincifères enclavés pour tout ou partie dans les calcaires, ces dépôts se divisent en deux catégories bien distinctes : d'une part, les dépôts primordiaux, formés de minéraux sulfurés ; d'autre part, les dépôts calaminaires, ayant pour origine l'altération des précédents.

Au Laurium, les dépôts primordiaux sont représentés par trois types bien distincts : 1° le mélange blende, pyrite, galène, désigné dans ce district par l'abréviation B. P. G. ; 2° un mélange de sulfures métalliques, avec galène prédominante, accompagné d'une gangue formée de calcite et de fluorine (minerais spathiques) ; 3° des carbonates de fer et de manganèse, avec mouches de galène.

La première catégorie de minerais, plus ou moins modifiée par les agents atmosphériques, se rencontre un peu partout au Laurium ; la deuxième ne se trouve guère que dans la région sud du district ; la troisième, que dans la région nord.

Si l'on cherche à se rendre compte de la répartition de la minéralisation initiale aux divers contacts, on constate immédiatement que le deuxième est presque constamment stérile. Il n'est minéralisé que dans certains points où le calcaire moyen inférieur est peu puissant et où la minéralisation, ayant pour point de départ le contact intermédiaire, a traversé complètement ce calcaire pour atteindre sa base.

Le premier contact est minéralisé surtout dans la région nord du Laurium (Plaka) ; on y rencontre (fig. 7) des amas considérables de minerais sulfurés (B. P. G.), massifs, très compacts, et dont la blende, très riche en fer combiné, ne peut être concentrée pratiquement par lavage au delà d'une teneur de 27 p. 100 de zinc. La décomposition de ces minerais par les agents atmosphériques, sensible à Plaka, complète ou presque complète à Haut-Plaka et à Villia, a donné lieu à la formation de calamines ferrugineuses, avec mélange si intime des éléments constituants que la concentration par lavage ne permet pas de dépasser la teneur indiquée ci-dessus pour les blendes.

©BIU Santé

Les minerais se trouvent souvent au contact même, mais, d'autres fois, ils pénètrent dans les cassures du calcaire moyen supérieur, au-dessous de ce contact. On en a même trouvé au mur d'un filon de granite euritique qui recoupe le calcaire moyen supérieur, entre Plaka et Sklivès.

Le premier contact se montre stérile dans la région centrale du Laurium (Camaresa); il redevient un peu productif en quelques points de la région sud, notamment à Élaphos (près Berzeko) et aux Anémones (près Souresa).

Au premier point, inexploité aujourd'hui, on a rencontré des oxydes de fer manganésifères et plombeux, provenant évidemment de l'altération de carbonates de fer et de manganèse accompagnés de galène; au nord, on exploite des minerais à gangue spathique (fluorine et calcite), fortement altérés, avec un peu de calamine blanche.

A Synterini, à l'ouest du grand pli de Camaresa, dans la région abaissée, on a trouvé des minerais analogues dans le premier contact et dans des griffons situés au-dessous de ce contact.

Le contact intercalaire n'est bien connu que dans la région nord où il a

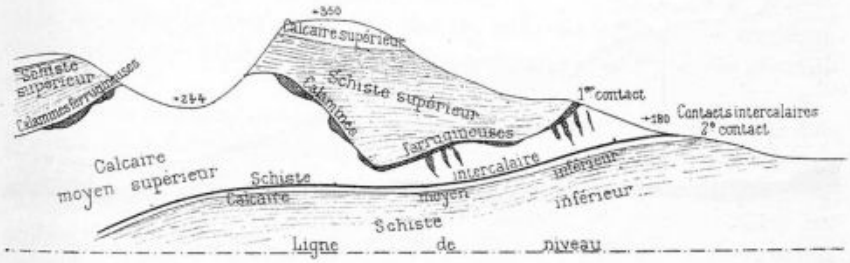


Fig. 7. — Coupe nord-sud des gîtes de Plaka et de Haut-Plaka, prise à 250 mètres à l'ouest du puits Thérèse.

donné lieu au développement de gîtes importants, se rattachant au type carbonaté. Ce sont des amas interstratifiés, composés de carbonate de fer plus ou moins manganésifère, avec mouches de galène disséminée, généralement riche en argent, qui s'étendent dans le calcaire moyen supérieur, de part et d'autre du schiste intercalaire.

Dans cette région, ce schiste et le calcaire moyen inférieur ont l'un et l'autre une puissance de 2 à 3 mètres seulement; le calcaire moyen supérieur est également peu puissant et fait même souvent complètement défaut; le schiste supérieur repose alors directement sur le schiste intercalaire. A Dardesa, par exemple, le calcaire moyen supérieur est parfois réduit à quelques témoins isolés, comme l'ont prouvé les galeries de recherches poussées dans le schiste.

De cet amincissement général de la formation, il résulte que le minerai, puissant de 4 à 6 mètres, semble à première vue en relation avec les trois contacts à la fois. Mais on peut constater que, dans bien des points, il disparaît progressivement en hauteur, de même que sur les bords des amas, par dissémination progressive dans la masse du calcaire. Dans certains gîtes (Dardesa), le minerai ne se montre que dans le calcaire moyen inférieur;

©BIU Santé

il y est distribué en lentilles, allongées suivant la direction nord-sud, contenant des blocs de calcaire stérile et séparées fréquemment du calcaire encaissant par une veine argileuse. Ce dernier caractère peut dériver de l'altération du gite par les agents atmosphériques.

A Sklivès, au contraire, les amas pénètrent souvent dans la masse du calcaire moyen supérieur et dépassent même son toit de manière à faire saillie dans le schiste supérieur (fig. 8) : d'un contour beaucoup moins régulier qu'à Dardesa, ils passent progressivement au calcaire stérile.

Quand les amas n'occupent pas toute la hauteur du calcaire moyen inférieur, on trouve parfois au-dessous d'eux, dans ce calcaire, des cassures, dites *griffons*, contenant des oxydes riches de manganèse, peu compacts ou même complètement pulvérulents; on y a rencontré aussi des calamines blanches, plombeuses, dans une région (nord-ouest de Sklivès) où les amas de contact contenaient, par exception, de la blende très riche en fer et tenant seulement

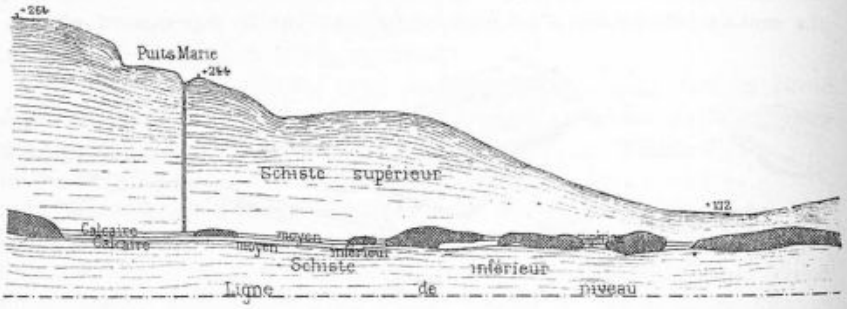


Fig. 8. — Coupe par le puits Marie, à Skalivès, orientée nord 24 degrés est.

27 p. 100 de zinc. L'origine de ces remplissages secondaires doit être évidemment cherchée dans l'action des eaux superficielles.

L'existence de lentilles calcaires vers la base du schiste inférieur (contact subordonné) a donné lieu au développement d'une minéralisation exceptionnelle en un point spécial du district de Camaresa (puits Clémence). Les lentilles calcaires, situées à deux niveaux au-dessus du troisième contact, sont enveloppées par le minerai, qui en outre les traverse en plusieurs points, sous la forme de veines parallèles à la direction du grand pli de Camaresa.

Ce minerai des contacts subordonnés est resté en grande partie à l'état sulfuré et n'a subi que dans une faible mesure l'action oxydante des eaux superficielles, si accentuée dans d'autres districts voisins, notamment au sud-est du puits Serpieri (région des eurites ou des calamines cristallisées).

Au-dessous des lentilles ainsi minéralisées, le calcaire inférieur est complètement stérile; il ne contient ni minerais sulfurés au troisième contact ni calamines au-dessous de ce contact. Ce fait est important au point de vue de la recherche des origines de la minéralisation au Laurium.

C'est au troisième contact que se rattachent les principaux gîtes métallifères de ce district; les minerais sulfurés primitifs ont dû se déposer en abondance au contact même, où on les retrouve encore dans les points où l'oxydation

©BIU Santé

exercée par les eaux atmosphériques n'a pas été trop intense; ces minerais pénètrent tantôt dans le toit, tantôt dans le mur. C'est surtout du côté du mur qu'ils se sont développés dans les cassures du calcaire, dites griffons ou croiseurs, sous forme d'apophyses diminuant en général rapidement de section vers le bas et finissant par disparaître complètement à une certaine profondeur.

L'analogie de cette disposition avec celle que présentent les cassures remplies exclusivement de calamine et ayant pour origine le remaniement postérieur du gîte, conduit à admettre que le sens de circulation des eaux qui ont déposé les deux remplissages devait être le même, c'est-à-dire descendant dans les deux cas. Cependant, il est remarquable que la structure concrétionnée, caractérisant ordinairement ce mode de dépôt des blendes, n'ait jamais été signalée au Laurium.

Les griffons sulfurés contiennent normalement un mélange cristallin, homogène, de blende, de pyrite et de galène, analogue à celui des amas interstratifiés de Plaka et du contact lui-même.

Les eaux d'infiltration ont exercé sur les minerais sulfurés du troisième contact une action oxydante fort énergique et entraîné une partie des produits d'oxydation.

L'oxyde de fer, plus ou moins zincifère, est resté sur place, de même que le plomb, transformé généralement en carbonate, tandis que le zinc allait se précipiter dans les fissures du calcaire inférieur. Cette précipitation s'est effectuée dans des conditions très variables suivant les points : tantôt les griffons et les croiseurs sont uniformément minéralisés (Megala Pefka); tantôt les griffons seuls contiennent de la calamine, les croiseurs restant stériles (puits des Papillons); tantôt enfin les croiseurs sont seuls minéralisés (puits Isabelle). Dans ce dernier cas, la calamine est ordinairement concentrée, en colonnes presque horizontales, aux intersections de deux séries de croiseurs sensiblement parallèles en direction, mais d'inclinaison différente.

Un phénomène remarquable et particulier au Laurium est le développement considérable des gîtes de calamines riches au mur des filons granitiques (eurites) de la région située au sud-est du puits Serpieri.

Les griffons et les croiseurs se sont trouvés élargis et enrichis au mur de la roche éruptive, exactement comme dans les zones les plus productives du troisième contact lui-même.

De puissants amas calaminaires se sont développés le plus souvent au mur du filon (fig. 9), la région du toit restant relativement stérile; d'autres fois, c'est entre le contact et la roche éruptive que les fentes du calcaire se sont trouvées élargies et remplies de calamine (fig. 10).

L'action exercée par les filons d'eurite semble avoir été de double nature. Leur mur a facilité, comme le contact lui-même, la circulation des eaux descendantes, enrichies en sulfate de zinc par l'altération des minerais sulfurés; mais, en outre, la roche éruptive semble être intervenue, comme réactif alcalin, pour faciliter la précipitation du zinc sous forme de calamine. C'est du moins ce qu'on peut conclure de la kaolinisation que l'eurite a subie, par élimination de ses alcalis.

©BIU Santé

Toutes les fentes du calcaire inférieur qui sont minéralisées par les dépôts calaminaires se resserrent rapidement en profondeur ; la plupart disparaissent bien avant d'atteindre le niveau de la nappe hydrostatique, situé à 2 ou 3 mètres seulement au-dessus du niveau de la mer.

Le remplissage calaminaire des griffons et croiseurs se compose ordinai-

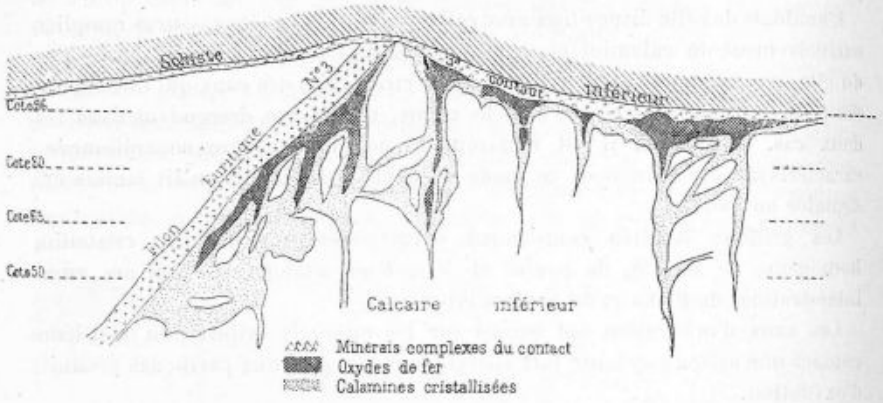


Fig. 9. — Coupe de l'eurite n° 2 (Camaresa), d'après Alf. Huet.
Échelle : 0,005.

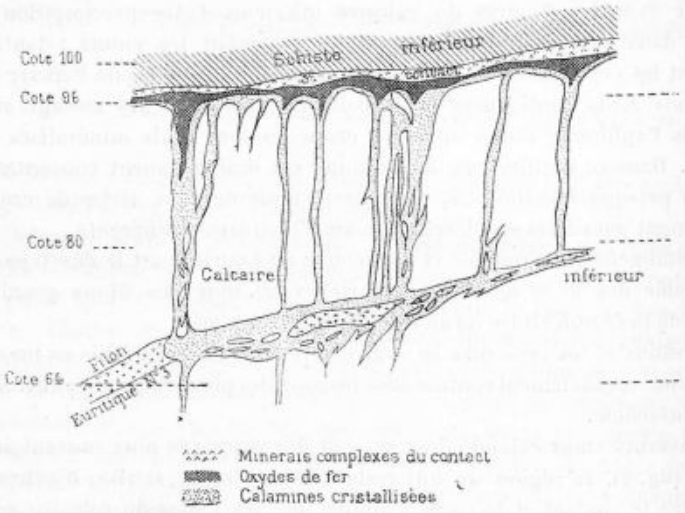


Fig. 10. — Coupe de l'eurite n° 3 (Camaresa), d'après Alf. Huet.
Échelle : 0,0125.

rement de carbonate de zinc, relativement très pur, sauf la présence d'un peu de cuivre qui le colore en bleu ou en vert.

Ce métal a été parfois rencontré au Laurium en masses plus concentrées; on cite notamment (Huet, *Mém. Soc. Ing. civ.*, 1887, t. I, p. 544) un noyau de cuivre oxydulé cristallisé, représentant plus de deux tonnes, trouvé dans le

©BIU Santé

griffon n° 7 du puits Jean-Baptiste, à la cote 80. On a même rencontré un peu de cuivre natif dans la calamine (Berzeko).

De pareilles découvertes sont exceptionnelles, mais la présence du cuivre dans la plupart des minerais du Laurium se manifeste par sa concentration dans les mattes et les speiss qui proviennent de leur traitement métallurgique.

Les minerais sulfurés de ce district contiennent une assez forte proportion d'arsenic qui se retrouve principalement dans les fumées de l'usine; ces fumées en renferment de 40 à 50 p. 100 en moyenne. Les calamines massives, dites *cristallisées*, sont au contraire exemptes de ce métalloïde.

On a rencontré du nickel dans certaines calamines de Berzeko.

L'importance de la transformation calaminaire subie par les gîtes de Laurium complique sensiblement la recherche de leur origine primitive : les faits résumés ci-dessus permettent cependant d'aboutir, au sujet de celle-ci, à des conclusions suffisamment précises.

Ces gîtes ne peuvent avoir une origine interne, car l'exploration du calcaire inférieur, si développée dans le district de Camaresa, a montré que partout les apophyses de minerais sulfurés, partant du contact, se resserrent très rapidement en pénétrant dans ce calcaire et s'y ferment complètement à une faible profondeur.

Cependant la composition du calcaire ne change pas sensiblement depuis le contact jusque vers la cote zéro : il faut donc admettre, pour expliquer le resserrement rapide des griffons sulfurés, que la corrosion du calcaire et le remplissage des vides ainsi formés sont dus à des solutions circulant de haut en bas.

La stérilité du troisième contact et du calcaire inférieur au-dessous des zones minéralisées du contact subordonné (région du puits Clémence) confirme cette manière de voir. Il en est de même de la stérilité du calcaire moyen au-dessous de la région des B. P. G. de Plaka, exploités au premier contact.

En ce qui concerne les carbonates de fer et de manganèse, avec galène, de Dardesa et de Sklivès, les nombreux exemples de transition progressive entre le minerai et le calcaire stérile, soit latéralement, soit à la base des amas, ne permettent pas davantage d'admettre que ces gîtes se soient formés par voie de substitution. Si leur origine devait être attribuée à des solutions circulant de bas en haut, on rencontrerait certainement des veines métallifères dans le calcaire d'abord, dans le schiste inférieur ensuite, au-dessous des gîtes exploités; or la pratique, déjà longue, de l'exploitation n'a rien montré de semblable.

On est donc amené à admettre que les minerais se sont déposés directement aux contacts impairs (schiste au toit et calcaire au mur), ou bien que, précipités primitivement dans la masse des schistes, en même temps que ceux-ci, ils se sont concentrés postérieurement à leur base, au contact du calcaire.

La première hypothèse explique d'une manière satisfaisante la formation des gîtes subordonnés aux contacts supérieurs : pour le troisième contact, elle soulève une difficulté tirée de l'existence d'apophyses minéralisées pénétrant dans le schiste du toit et dans le calcaire du mur. Les pénétrations dans le toit sont exceptionnelles et peu importantes; elles peuvent s'interpréter par des refoulements mécaniques postérieurs au dépôt.

©BIU Santé

L'origine des griffons sulfurés s'explique assez bien si l'on admet que le calcaire inférieur ait été préalablement corrodé par la circulation d'eaux non minéralisées, circulation s'effectuant au-dessous des contacts, ou bien que les solutions métallifères, circulant de haut en bas, aient à la fois corrodé le calcaire et précipité les sulfures qu'elles tenaient en dissolution.

Cette dernière hypothèse est celle qui se prête le mieux à l'interprétation des faits observés. Il faut alors admettre que les sulfures, primitivement disséminés dans la masse des schistes, se sont redissous dans des eaux sulfureuses, ayant pour origine la filtration très lente des eaux atmosphériques à travers la roche elle-même. Les schistes étaient primitivement chargés de matières organiques, même les schistes inférieurs, malgré leur apparence cristalline : c'est ce qui ressort des observations microscopiques de M. Lepsius, démontrant l'existence de nombreuses particules charbonneuses dans la masse des schistes. Ces matières organiques, réagissant sur le sulfate de chaux en présence d'une quantité d'eau limitée, devaient donner lieu à la formation d'eaux sulfureuses qui dissolvaient les sulfures métalliques et les précipitaient ensuite à un niveau inférieur, au contact du calcaire.

On s'explique, dans ces conditions, pourquoi la minéralisation du contact subordonné a supprimé, au dessous d'elle, celle du troisième contact, dans la région du puits Clémence.

Nous avons signalé ailleurs (*A. d. M.*, 9e sér., t. VIII, p. 66), diverses observations qui confirment cette théorie, sur laquelle nous aurons à revenir en étudiant la formation des blendes zonées. L'objection la plus sérieuse qu'on puisse lui opposer, dans le cas particulier du Laurium, est précisément l'absence de ces blendes zonées; mais cette absence s'explique du moment que l'on admet que les sulfures transportés par les solutions sulfureuses descendantes se sont précipités non pas dans des vides préexistants, à la manière des stalactites dans les cavernes contemporaines, mais bien par substitution métasomatique à la masse du calcaire, ce qui concorde d'ailleurs avec leur apparence homogène et cristalline.

Un fait qui viendrait à l'appui du système de la précipitation initiale du minerai dans la masse des schistes, est l'existence à Vromopoussi (région est du Laurium) de veines minces de galène intercalées entre les feuillets du schiste supérieur (Cambrésy, *Rev. univ.*, 3e sér., t. VII, p. 194).

Cette précipitation de sulfures métalliques s'explique d'ailleurs facilement par l'action des matières organiques dans des bassins fermés, soit lacustres, soit marins; la présence de l'acide sulfhydrique dans les zones profondes de la mer Noire, constatée par les explorations scientifiques russes, est concluante à cet égard.

Cette théorie explique enfin, par la persistance même des conditions de la sédimentation, la récurrence des dépôts métallifères à des niveaux différents, récurrence que les théories ascensionnelles ne peuvent expliquer, puisqu'on ne trouve ordinairement pas trace de minerai au-dessous des contacts minéralisés ou dans leur intervalle. Elle est d'ailleurs en contradiction avec le système de M. Lepsius, rattachant au crétacé la moitié du calcaire supérieur et le schiste supérieur, à l'archéen les niveaux inférieurs du Laurium : la récurrence des

©BIU Santé

mêmes conditions de sédimentation, après une lacune chronologique aussi considérable, est en effet bien peu vraisemblable. On a vu d'ailleurs que ce système soulève plus d'une difficulté au point de vue stratigraphique, ainsi qu'en ce qui concerne l'âge des roches acides du Laurium.

Dans toute la région du Laurium, les gites sulfurés primordiaux, déposés aux contacts ou au voisinage immédiat de ceux-ci, ont subi avec une grande intensité l'action oxydante des eaux atmosphériques. Les sulfures ne se sont conservés intacts qu'en un petit nombre de points, où les schistes supérieurs présentaient une épaisseur ou une imperméabilité exceptionnelle. A la place qu'occupaient primitivement ces sulfures on rencontre aujourd'hui des minerais oxydés, formés d'un mélange d'oxyde de fer hydraté, de galène en rognons altérés à la surface, de cérusite, de gypse, etc. Le zinc se retrouve, transformé en carbonate, en amas dans le calcaire inférieur. Ces amas correspondent à l'élargissement des fissures, réparties en deux systèmes perpendiculaires et désignées sous les noms de griffons et de croiseurs ; quelquefois (région Isabelle) ils se trouvent à l'intersection de croiseurs parallèles en direction, mais d'inclinaison différente. Dans le premier cas, leur ouverture va en diminuant rapidement avec la profondeur, et se réduit à zéro à un certain niveau; dans le second, ils constituent des renflements de croiseurs, de forme grossièrement cylindrique et allongée dans le sens horizontal.

Les figures publiées par M. Huet en 1879 et en 1887 (*Mém. Soc. Ing. civ.*) et par M. Cambrésy (*Rev. univ.*, 3e sér., t. VII, pl. 6) donnent une idée de l'irrégularité de forme que présentent les gites calaminaires de Laurium : les parois de ces gîtes montrent les traces d'une corrosion chimique intense; leur partie centrale est souvent vide.

Dans certains cas exceptionnels, le vide central occupe presque toute la cavité primitive. C'est ainsi que, d'après M. L. de Launay (E. A. Martel. *Les Abîmes*, p. 566), on aurait trouvé en 1891, au puits Serpieri (Camaresa), une petite grotte longue de 10 mètres, large de 5 mètres, tapissée de calamine (carbonate de zinc) et de cristaux de gypse en forme de flèches, mesurant jusqu'à 1m,80 de longueur.

L'association du gypse à la calamine est un fait des plus fréquents, mais elle ne présente pas toujours une netteté aussi grande, parce que le gypse a été souvent redissous après sa formation. Son origine ressort avec une précision toute particulière au Laurium, où l'on a rencontré, à plusieurs reprises, dans les travaux souterrains, des quantités assez importantes d'eaux acides, tenant à la fois du sulfate de fer, du sulfate de zinc et de l'acide sulfurique. Dans un bassin intérieur, découvert vers 1888 dans les travaux du puits Serpieri (Camaresa), au voisinage des minerais sulfurés mixtes (B. P. G.), la proportion d'acide sulfurique atteignait 90 grammes par litre d'eau (Cambrésy, *Rev. univ.*, 3e sér., t. XII, p. 202).

On ne saurait douter que ces eaux sulfatées acides ne proviennent de l'altération des minerais sulfurés et que ce ne soient elles qui, réagissant sur le calcaire, aient donné lieu à la formation, d'une part, de calamines carbonatées plus ou moins ferrugineuses, d'autre part, de gypse.

©BIU Santé

FILONS BLENDEUX DANS LES ROCHES SCHISTEUSES OU CRISTALLINES

La blende se rencontre fréquemment dans les filons bien caractérisés, recoupant des roches de tout âge et de toute composition lithologique. Ces filons peuvent se répartir en deux catégories ; d'une part, ceux à épontes calcaires, présentant à divers égards des transitions avec les gîtes blendeux irréguliers, encaissés dans la même roche ; d'autre part, ceux qui recoupent des schistes argileux ou des roches cristallines quelconques, micaschistes, gneiss, granites, etc., et ne présentent aucun caractère spécial dérivant de l'abondance relative de la blende dans leur remplissage. Cette deuxième catégorie de gîtes se rattache intimement au type ordinaire des filons plombeux ; bien souvent, d'ailleurs, la blende ne constitue qu'un élément secondaire de la composition de ces derniers filons. Les progrès de la préparation mécanique et l'élévation relative des cours du zinc ont permis d'en tirer utilement parti dans une foule de cas ; mais la galène n'en demeure pas moins, le plus souvent, la base essentielle de l'exploitation.

La blende se rencontre aussi, mais plus exceptionnellement, dans certains gîtes cuprifères ou même stannifères, notamment dans le Cornwall.

Nous avons signalé ailleurs (*Bull. Soc. Géol.*, 3e sér., t. XII, p. 645) sa présence dans le gîte stannifère de la Villeder (Morbihan) et l'intérêt théorique que présentent ses relations avec les autres minéraux contenus dans ce gîte.

A la Villeder, comme dans les gisements analogues, la blende est cristalline, noire et riche en fer. Dans les filons plombeux, elle se présente sous des apparences beaucoup plus variées. Le plus souvent, elle est cristalline ou du moins lamelleuse ; sa couleur varie du jaune clair (Schemnitz) au brun et au noir, suivant la proportion de fer qu'elle renferme. Dans quelques gîtes cependant, notamment à Pontpéan et à La Touche (Ille-et-Vilaine), on l'a rencontrée sous forme de masses radiées, brunes, souvent beaucoup plus argentifères que les blendes lamelleuses exploitées à peu de distance dans le même filon.

Ces masses radiées ne présentent pas la structure zonée, stalactiforme, si commune dans les gîtes encaissés dans le calcaire ; les aiguilles cristallines qui les constituent se prolongent sans interruption du centre à la circonférence.

D'après Breithaupt (*B. u. H. Ztg.*, 1863, p. 25), les blendes radiées seraient en réalité de la wurtzite, mais cette affirmation demanderait à être vérifiée.

L'étude complète des filons qui contiennent de la blende en quantité exploitable, soit à titre principal, soit à titre accessoire, exigerait des développements tout autres que ceux que comporte le présent travail. Le mode de formation de ces filons reste d'ailleurs fort difficile à déterminer. L'opinion la plus généralement admise l'attribue à la circulation d'eaux ascendantes ; dans de nombreuses publications, F. Sandberger a cherché à démontrer que la sécrétion latérale fournissait une explication plus satisfaisante.

Ainsi que nous avons eu l'occasion de l'indiquer au sujet du gîte de Pontpéan (*A. d. M.*, 9e sér., t. VIII, p. 102 et suiv.), il serait théoriquement possible de rattacher l'origine des filons ordinaires à une circulation descen-

©BIU Santé

dante, de même que celle des gîtes à épontes calcaires ; mais dans le premier cas, les arguments directs en faveur de cette manière de voir font à peu près défaut, tandis qu'ils abondent dans le deuxième.

Il est donc préférable de ne pas insister davantage sur ces considérations et de donner simplement, à titre d'exemple caractéristique, quelques indications sur un filon où les minéraux métalliques autres que la blende ne jouent qu'un rôle tout à fait secondaire.

Mine des Bormettes. — Le massif des Maures, constitué principalement par des phyllades et des schistes à séricite, renferme de nombreux filons qui ont été, dans l'antiquité et au Moyen-Age, l'objet d'une exploitation active en vue de la production du plomb argentifère. Un de ces filons, situé aux Bormettes, non loin d'Hyères, sur le rivage, avait été vidé complètement jusqu'à une dizaine de mètres au-dessous du niveau de la mer ; à cette profondeur, les anciens exploitants avaient été arrêtés par la prédominance de la blende dans le remplissage, bien plutôt que par la venue d'eau, fort peu importante. Concédé en février 1885, le gîte des Bormettes a donné rapidement une production considérable qui se maintient actuellement à un chiffre annuel de 20 à 25.000 tonnes de blende, avec une teneur de 48 à 50 p. 100 de zinc.

Le filon des Bormettes est orienté dans son ensemble N. 60° E.; il plonge vers le nord nord-ouest sous une inclinaison qui était supérieure à 70 degrés au voisinage de la surface et qui s'est abaissée au-dessous de 60 degrés vers la profondeur de 200 mètres. Ce filon est intercalé dans des phyllades azoïques; assez régulier sur une étendue de 400 mètres en direction, il se termine à chacune de ses deux extrémités par une inflexion brusque des phyllades rapprochant le mur du toit. Ces deux inflexions sont de sens inverse, ce qui donne à l'ensemble d'un gîte une apparence sinusoïdale.

Les recherches faites pour retrouver le filon au delà des inflexions extrêmes sont restées infructueuses jusqu'ici : il est vrai que du côté ouest leur développement a été limité par le voisinage de la mer, sous laquelle le gîte s'enfonce vers cette extrémité.

Au niveau de 38 mètres, on a pu y observer l'affleurement du filon sous les couches permiennes, qui recouvrent les phyllades de ce côté. Le remplissage était un peu décomposé au contact; il ne pénétrait pas dans le permien.

Il n'est peut-être pas sans intérêt de rappeler que ce dernier terrain est métallifère dans la région; au cap Brun, près Toulon, il contient des minerais de cuivre qui ont été exploités à diverses époques.

Le filon des Bormettes, reconnu sur une hauteur verticale d'environ 250 mètres, se développe jusqu'ici très régulièrement en profondeur; sa longueur exploitable reste sensiblement constante, et la richesse moyenne de son remplissage ne varie guère. Ce remplissage se compose de quartz, de débris de la roche encaissante, abondants surtout au voisinage du toit, de blende, de galène, de bournonite et de pyrite cuivreuse. Ces deux derniers minéraux sont en proportion très faible, généralement moins de 1 p. 100, mais leur séparation par lavage est fort difficile et l'antimoine introduit par la bournonite déprécie un peu la blende.

©BIU Santé

La proportion de blende obtenue par lavage est sensiblement égale à la moitié du poids du minerai brut; celle de galène est de 4 à 5 p. 100 de ce poids. Ce dernier minéral donne du plomb tenant 0,0015 d'argent.

La puissance du filon des Bormettes varie entre 0m,50 et 6 mètres; elle est de 1m,60 en moyenne. Souvent le filon se divise en trois veines entre lesquelles la minéralisation se répartit fort inégalement.

La surface exploitée a varié, suivant les zones, entre 0,16 et 0,25 de la surface totale du filon. La régularité du filon des Bormettes est donc toute relative. La venue d'eau est très faible, car la quantité d'eau extraite ne dépasse pas sensiblement le poids du minerai brut.

Cette circonstance, jointe à la situation de la mine sur le rivage même de la mer, place le gîte des Bormettes dans des conditions très favorables pour une exploitation économique.

FILONS BLENDEUX ENCAISSÉS DANS LES CALCAIRES

Ce type de gisements se rattache, à certains égards, au type précédent; comme lui, il présente une allure filonienne bien accentuée, en ce sens que les fractures initiales, qui ont donné lieu à la formation du gîte, sont plus ou moins rectilignes en plan et que leur ouverture, généralement assez faible, correspond à un glissement des deux épontes l'une sur l'autre, glissement effectué dans le sens direct, c'est-à-dire avec descente du toit sur le mur.

Cependant, les phénomènes de corrosion, qui se développent si facilement dans les calcaires, ont joué un certain rôle dans la formation dans cette catégorie de gîtes. Ils y sont relativement localisés, restreints, par exemple, à certains niveaux calcaires plus faciles à attaquer que les autres; mais le rôle secondaire qu'ils jouent en pareil cas peut déjà faire pressentir l'influence qu'ils ont exercée sur le développement des gîtes irréguliers.

En ce qui concerne l'état physique de la blende, les filons encaissés dans les calcaires ont également un caractère mixte. Le plus souvent, la blende y est cristalline et de couleur foncée, comme lorsque les schistes ou les roches éruptives constituent les épontes; néanmoins, on voit parfois apparaître, dans cette catégorie de filons, les blendes claires, compactes, lithoïdes qui se présentent couramment dans les gîtes irréguliers.

La transformation calaminaire s'est manifestée dans ces deux catégories de gîtes blendeux, mais elle est en général beaucoup plus avancée dans la deuxième que dans la première. Cette différence ne paraît pas purement accidentelle. Les gîtes ont conservé l'apparence filonienne surtout dans les régions où les calcaires alternent, par assises d'épaisseur moyenne, avec des schistes qui diminuent la perméabilité générale du terrain. Les grandes masses calcaires, sans intercalations schisteuses, se sont beaucoup mieux prêtées à la circulation des eaux souterraines, surtout pendant les périodes d'émersion; cette circulation a donné lieu d'abord à la formation de vides considérables, permettant le dépôt de grandes masses de blende, puis à l'altération oxydante de ces masses, une fois les conditions hydrologiques convenablement modifiées.

©BIU Santé

Filons du calcaire carbonifère de l'Angleterre. — L'exploitation des filons plombeux et blendeux encaissés dans le calcaire carbonifère s'est développé en Angleterre dans quatre régions distinctes : 1° le groupe du Nord, situé à l'origine des vallées de la Tyne, de la Tees, de la Wear, etc., et dont le centre principal a été longtemps Alston Moor; 2° le Derbyshire; 3° le Flintshire; 4° le groupe des Mendip Hills, près de Bristol. Ce dernier groupe a subi beaucoup plus énergiquement que les trois autres l'épigénie calaminaire qui a fortement modifié ses caractères primitifs.

Les deux premiers districts se relient en réalité l'un à l'autre sans discontinuité; ils occupent toute l'étendue de la chaîne centrale, du Derbyshire au Northumberland. Mais l'allure des gisements varie comme celle de la formation encaissante. Au sud, le calcaire carbonifère constitue une masse unique, puissante de plusieurs centaines de mètres et subdivisée seulement par trois niveaux plus ou moins constants de roches éruptives basiques (*toadstones*). Il est recouvert par des schistes souvent bitumineux (*Yoredale series*), par le *Millstone grit* et enfin par le terrain houiller productif (*coal measures*).

Dans la région nord, au contraire, toutes les assises carbonifères au-dessous des *coal measures* ne forment qu'une série homogène de grès, de schistes et de calcaires alternant par assises relativement peu puissantes. D'après W. Wallace (*The laws which regulate the deposition of lead ore in veins... of Alston Moor*, 1861), cette série comprendrait en tout, dans la région d'Alston, 350 mètres de grès, 360 de schistes et 150 de calcaires, ceux-ci ne représentant par suite que 0,175 du total.

Dans de pareilles conditions, associées à une horizontalité presque absolue des couches, il n'est pas surprenant que la solubilité caractéristique des calcaires n'ait exercé qu'une influence secondaire sur l'allure des filons de la région d'Alston. Ces filons, relevés minutieusement par W. Wallace, sont extrêmement nombreux, mais d'une richesse fort inégale.

Ils se groupent autour de deux directions principales, l'une nord-sud magnétique ou N. 150° E. à N. 160° E. (*cross veins*); l'autre dite est-ouest magnétique, mais correspondant en réalité à un faisceau de 60° d'ouverture compris entre N. 40° E. et N. 100° E. Ce deuxième groupe de filons est considéré par les mineurs d'Alston comme le seul productif; mais, en fait, le minerai s'infléchit souvent dans les *cross veins* près des points de jonction et y pénètre sans solution de continuité. Certaines parties de filons nord-sud se sont même montrées productives à une distance notable de tout croisement.

La stérilité relative de ces filons paraît tenir à l'importance du rejet auxquels ils ont donné lieu; ce rejet, qui atteint parfois 80 mètres (Carr's vein), a mis en contact les calcaires avec les schistes et rempli toute la cassure d'une masse argileuse résultant du broyage de ces derniers. Le rejet des filons est-ouest est ordinairement compris entre 5 et 10 mètres, chiffre assez faible pour laisser le plus souvent deux épontes calcaires en face l'une de l'autre; la circulation des solutions métallifères est demeurée facile dans de pareilles conditions, à l'opposé de ce qui s'est passé dans les filons nord-sud. Dans certains points particuliers, où la fracture principale s'était subdivisée, donnant lieu à une descente échelonnée des massifs intermédiaires, les conditions les plus favorables à la

©BIU Santé

précipitation se sont trouvées réalisées et on a rencontré (Browngill vein) jusqu'à une épaisseur réduite de 6 mètres de galène.

Les filons d'Alston, quelle que soit leur orientation, ont souvent donné lieu à des corrosions latérales du calcaire, qui se sont développées horizontalement à certains niveaux, toujours les mêmes, jusqu'à une grande distance des filons auxquels elles se rattachaient. Tantôt le calcaire dissous n'a été remplacé par aucun autre minéral; d'autres fois, il l'a été par de la galène massive, présentant une apparence stratifiée. Le plus souvent les vides ainsi formés, connus sous le nom de *flats*, ont été tapissés intérieurement de cristaux de calcite, de quartz, de galène et de blende; au voisinage du filon Small Cleugh, on a pu exploiter avantageusement une étendue de 12.000 mètres carrés sur un total de 32.000 qu'occupaient horizontalement ces excavations.

D'autres fois, on observe une transformation plus ou moins complète du calcaire en carbonate de fer au voisinage de certains filons.

Dans le Derbyshire, les *flats* sont également connus, mais ils sont moins développés que dans la région d'Alston. En compensation, les filons y recoupent souvent de vastes cavernes de forme irrégulière.

Dans l'un et l'autre district, le remplissage des filons comprend, outre la galène et la blende, un peu de pyrite de cuivre, de la calcite et de la fluorine. Ce dernier minéral se rencontre en abondance sous la forme de cristaux et de stalactites en place dans la caverne connue sous le nom de Blue-John-Mine, dans le Derbyshire (E. A. Martel, *A. d. M.*, 9e sér., t. X, p. 85). La barytine est rare à Alston, fréquente, au contraire, dans le Derbyshire; le quartz est peu abondant, mais il augmente en proportion dans les niveaux inférieurs.

Tous les auteurs s'accordent pour signaler un appauvrissement très marqué des filons dans le sens de la profondeur. Cette opinion peut s'expliquer, dans une certaine mesure, par les difficultés croissantes de l'exploitation, surtout de celles dues à l'épuisement, mais elle est néanmoins trop précise, appuyée sur des faits trop nombreux pour qu'on ne soit pas obligé d'en admettre l'exactitude en termes généraux.

Dans le district d'Alston, le niveau connu sous le nom de Great Limestone semble limiter en profondeur la productivité des filons; explorés à un niveau inférieur, dans les assises calcaires, ces filons se sont montrés presque stériles, alors qu'aux niveaux supérieurs ils avaient donné beaucoup de galène et de blende, dans les grès comme dans les calcaires.

Dans le Derbyshire, la plupart des filons qui avaient été riches dans les schistes bitumineux du Yoredale et dans les assises supérieures du calcaire carbonifère se sont appauvris progressivement en pénétrant dans les assises inférieures de cette formation. Les coulées interstratifiées de roches éruptives (*toadstones* du Derbyshire, *whin sill* du Durham et du Northumberland) exercent une influence très défavorable sur la richesse des filons qui les traversent.

Dans le Flintshire, la coupe générale du terrain carbonifère se rapproche de celle du Derbyshire, à l'absence près des *toadstones*. La masse calcaire y présente une épaisseur de 750 à 800 mètres; elle est surmontée par un calcaire siliceux (*chert*) puissant de près de deux cents mètres, par des schistes représentant probablement les schistes du Yoredale, par le millstone grit et enfin

©BIU Santé

par la formation houillère productive (*coal measures*). Les filons productifs, orientés autour de la direction est-ouest, ne semblent pas avoir donné de minerai dans les schistes du Yoredale; tantôt on ne peut y retrouver leur trace, tantôt cette trace s'y réduit à une fente stérile. Mais ils ont donné beaucoup de minerai dans le *chert* et dans les parties supérieures du calcaire carbonifère; on ne saurait dire s'ils s'appauvrissent dans les zones inférieures de ce calcaire, car leur exploitation a été généralement arrêtée en profondeur par l'importance de la venue d'eau.

La transformation calaminaire a été sensiblement nulle dans les gîtes du Flintshire; dans la chaîne centrale, elle ne s'est manifestée avec une certaine intensité que dans un petit nombre de points, tels que les environs immédiats d'Alston et la région de Cromford, dans le Derbyshire.

Lorsqu'on cherche à se rendre compte de l'origine du remplissage métallifère contenu dans les filons que nous venons de décrire rapidement, on est de nouveau amené à choisir entre trois hypothèses :

1° Celle de la sécrétion latérale; 2° celle de la circulation d'eaux ascendantes; 3° celle de la circulation d'eaux descendantes.

La théorie de la sécrétion latérale avait été proposée bien avant les travaux de F. Sandberger, par J. Farey (1815), W. Wallace (1861), pour expliquer la formation des filons du Derbyshire et d'Alston Moor; elle était certainement mieux justifiée en cette circonstance qu'en aucune autre, puisque la corrélation de l'enrichissement des filons avec l'intersection de certaines couches déterminées est la règle générale dans ces deux districts; cette corrélation, une fois admise, s'expliquait tout naturellement en admettant que ces couches étaient, dès l'origine, imprégnées de plomb et de zinc et avaient cédé ces métaux aux eaux souterraines qui les avaient ensuite déposés dans les fissures leur servant de collecteurs. La présence de cristaux de blende et de galène dans les fissures des nodules de sphérosidérite, contenus dans certaines couches schisteuses (W. Wallace, *loc. cit.*, p. 99), venait confirmer cette manière de voir.

Mais la vraisemblance première de cette explication ne résiste pas à un examen plus approfondi. D'abord, la correspondance des zones d'enrichissement avec l'intersection de certains niveaux stratigraphiques n'est qu'approximative; les parties riches des filons se rencontrent bien en général dans les calcaires, mais elles se développent assez souvent, à Alston Moor et à Nenthead, par exemple, dans les grès qui se trouvent immédiatement au-dessous des *coal measures*; dans le Flintshire, les zones les plus productives se trouvent dans le *chert*, au-dessus des assises calcaires. D'autre part, en admettant la réalité d'un enrichissement spécial dans ces assises, on ne peut s'expliquer comment la précipitation préalable du plomb et du zinc s'y serait effectuée : les calcaires carbonifères sont en effet des dépôts marins, fossilifères, formés évidemment dans des eaux oxygénées, c'est-à-dire dans des conditions peu propres à la précipitation des sulfures métalliques. Les schistes, presque toujours imprégnés de matières organiques, se sont déposés dans des conditions beaucoup plus favorables à cet égard, comme le prouvent la formation de nodules de sphérosidérite dans leur masse et la concentration de galène et de blende dans les fissures de ces nodules.

©BIU Santé

Cette concentration toute locale, analogue à celle de la silice autour de certains débris organiques de la craie blanche, est le seul phénomène auquel puisse vraisemblablement donner lieu une circulation horizontale des eaux souterraines. Il est impossible de s'expliquer pourquoi ces eaux dissoudraient des sulfures métalliques disséminés pour les déposer ensuite sur les parois de fissures situées dans la même roche, au même niveau, c'est-à-dire dans les mêmes conditions de température et de pression.

Le terme de sécrétion latérale est nécessairement, d'ailleurs, une expression incomplète de la réalité. Même dans une formation stratifiée horizontalement, comme le calcaire carbonifère du centre et du nord de l'Angleterre, les eaux souterraines ne peuvent guère circuler que sous l'action d'une force motrice dirigée dans un sens soit ascendant, soit descendant.

Le système d'une circulation exclusivement horizontale est bien difficilement applicable à des districts drainés dans toute leur étendue par d'innombrables fentes verticales, comme celui d'Alston, par exemple.

Cette fissuration générale des plateaux carbonifères constitue également une objection fort grave à la théorie de la circulation ascendante. Cette circulation aurait dû s'effectuer en vertu d'une pression hydrostatique sensiblement uniforme dans toute la région, et, par conséquent, à travers toutes les fissures; hypothèse incompatible avec l'irrégularité de l'imprégnation métallifère à l'intérieur de celles-ci et avec la stérilité absolue d'un grand nombre d'entre elles, largement ouvertes cependant.

L'appauvrissement général des filons en profondeur est également en contradiction avec ce système. Si la précipitation des sulfures métalliques s'est effectuée par l'action chimique des épontes, on ne s'explique pas que les zones calcaires inférieures n'aient pas été le siège d'une concentration considérable de minerai, puisque les solutions métallifères y arrivaient avec toute leur richesse initiale. Si au contraire, c'est à la diminution de pression qu'on doit attribuer le dépôt des sulfures métalliques, on ne comprend pas pourquoi tel filon, riche dans un banc calcaire puissant, comme le Great Limestone d'Alston, s'appauvrit subitement, à quelques mètres plus haut ou plus bas, en traversant des grès solides, constituant des épontes assez résistantes pour conserver au filon une ouverture normale.

Il faut ajouter que les différences relatives de pression, dans de pareilles conditions, devaient être bien faibles lors de la formation du remplissage, car les assises actuellement voisines de la surface étaient recouvertes, à ce moment, par toute l'épaisseur du terrain houiller productif. Ch. Moore a, en effet, signalé (*Rep. British Assoc.*, 1868, p. 429), dans l'argile (*dowk*) contenue dans les filons de Fallowfield (Tyneside district), des fossiles caractéristiques de ce terrain; l'argile elle-même avait absolument l'apparence des schistes houillers de la région. Plus au sud, le recouvrement comprenait en outre les assises permiennes, rhétiennes et liasiques, car le même auteur a trouvé à Charterhouse (Mendip Hills), à plus de 80 mètres de profondeur et au-dessous d'un remplissage bien régulier de calcite et de galène, des argiles bleues ou verdâtres, contenant à la fois des cristaux isolés de galène et de nombreux fossiles liasiques, représentant 113 espèces distinctes.

©BIU Santé

Ce dépôt argileux passait latéralement à un conglomérat de cailloux roulés; le tout était recouvert d'un sable formé de débris roulés de tiges d'encrines et de grains roulés d'hématite (Ch. Moore, *Rep. British Assoc.*, 1869, p. 367). Dans d'autres points du gîte, on rencontrait des argiles avec fossiles houillers et des fragments de bois fossile imprégnés de galène (*loc. cit.*, p. 363).

De pareils dépôts, analogues à ceux que l'on observe dans certaines cavernes contemporaines, même dans celles dépourvues de communications apparentes avec la surface (E. A. Martel, *Les Abîmes*, p. 360), ne peuvent s'expliquer que par un entraînement exercé par les eaux descendantes sur les éléments constitutifs de formations supérieures, émergées au moment du phénomène.

La précipitation des sulfures métalliques a dû être soit contemporaine, soit postérieure, d'après les faits cités par Ch. Moore; elle s'est faite vraisemblablement dans le sens descendant, comme il est facile de l'expliquer.

La présence préalable de ces sulfures dans une formation riche en combustibles fossiles n'a rien que de très naturel; les formations de cette nature se sont déposées nécessairement dans un milieu non oxydant, à l'intérieur de bassins fermés : ce sont là des conditions éminemment favorables à la précipitation, sous forme sulfurée, de tous les éléments métalliques qui pouvaient arriver à l'état de solution dans ces bassins. On constate, en effet, dans tous les combustibles minéraux, la présence de pyrite de fer, en proportion parfois considérable : d'autres sulfures métalliques y ont été rencontrés parfois, mais avec une rareté relative, qui s'explique par l'énorme prédominance du fer dans l'écorce terrestre, comparativement aux autres métaux usuels.

En dehors des sulfures métalliques qu'ils renferment, les combustibles minéraux contiennent souvent du soufre à l'état de combinaison organique; les schistes encaissants, plus ou moins bitumineux, présentent à un moindre degré des caractères analogues.

Les eaux atmosphériques, s'infiltrant au travers d'une formation à combustibles, y circulent lentement, à cause de la grande résistance opposée à leur passage par les zones argileuses ou schisteuses. Dans cette circulation lente, elles perdent d'abord leur oxygène, puis se chargent d'acide sulfhydrique. Il n'est pas probable qu'elles dissolvent une quantité appréciable de sulfure de calcium : la réduction exercée sur le sulfate de chaux par les matières organiques doit, de même que l'oxydation directe de ces matières par l'oxygène dissous, donner lieu à la formation d'acide carbonique; or ce gaz, en présence de l'eau, décompose le monosulfure de calcium pour former du carbonate de chaux et de l'acide sulfhydrique.

On cite cependant des exemples d'eaux sulfureuses minéralisées par le sulfure de calcium, notamment celles de Champoléon (Daubrée, *Les eaux souterraines*, t. II, p. 48), mais ces exemples, assez rares, ne présentent pas un bien grand caractère de certitude.

Les eaux sulfureuses, résultant des réactions ci-dessus, sont aptes à dissoudre les sulfures métalliques disséminés soit dans les schistes, soit dans les combustibles eux-mêmes, et à les entraîner à un niveau inférieur.

C'est à ce mécanisme qu'on doit vraisemblablement attribuer l'origine de certaines sources sulfureuses qui sortent du calcaire carbonifère, au-dessous

©BIU Santé

de bassins houillers productifs, comme à Aix-la-Chapelle ; l'inondation de la fosse n° 2 de Meurchin (Nord) et de celle de Douvrin (Pas-de-Calais), par de pareilles eaux, prouve l'activité de leur circulation dans les fissures du calcaire. De simples schistes bitumineux, sans couches de combustibles intercalées, peuvent donner lieu à la production de sources analogues; le percement du tunnel du Col de Cabre en a fourni un exemple que nous avons déjà eu l'occasion de citer (*A. d. M.*, 9e sér., t. VIII, p. 103).

Il faut remarquer que les eaux sulfureuses ainsi produites doivent contenir une proportion très variable d'acide sulfhydrique suivant l'activité des réactions développées dans les assises où elles ont pris naissance. Le gaz peut s'y trouver à une pression très supérieure à la pression atmosphérique, exactement comme le grisou dans la houille ou l'acide carbonique dans certaines nappes souterraines.

Une pareille surcharge d'acide sulfhydrique augmentera d'autant leur puissance dissolvante pour les sulfures métalliques, en leur donnant la propriété de laisser déposer ces sulfures dès qu'elles arriveront dans un milieu où la tension de l'acide sulfhydrique sera moindre et où par suite ce gaz pourra se diffuser librement.

La précipitation s'effectuerait également sous l'action de l'oxygène, qui détruit lentement l'acide sulfhydrique, mais l'intervention de ce gaz devrait être strictement limitée pour ne pas provoquer l'altération des sulfures précipités. Il ne semble pas d'ailleurs qu'elle ait pu s'exercer bien énergiquement dans les zones profondes où les gites blendeux se sont formés primitivement.

La diffusion de l'acide sulfhydrique en excès, s'effectuant à l'intérieur de cavités préexistantes, a dû être la cause principale de la précipitation des sulfures métalliques. Les caractères physiques des sulfures ainsi précipités devaient d'ailleurs dépendre de certaines conditions secondaires du phénomène, notamment de la nature du milieu, liquide ou gazeux, à l'intérieur duquel la précipitation s'effectuait.

Arrivant peu à peu dans une masse d'eau relativement considérable, les sulfures dissous devaient s'y diffuser en même temps que l'acide sulfhydrique et ne se précipiter qu'à mesure que ce gaz s'écoulait par des fissures étroites communiquant avec la surface, c'est-à-dire avec une grande lenteur : c'étaient là des conditions favorables à la formation de dépôts cristallins, tels qu'on les observe dans les filons ordinaires.

Lorsqu'au contraire, les cavités, à la voûte desquelles arrivaient lentement les eaux sulfureuses, étaient vides au lieu d'être remplies d'eau, la précipitation s'effectuait dans des conditions tout à fait comparables à celles de la calcite, lors de la formation des stalactites à l'époque contemporaine. Ces cavités avaient dû être ouvertes dans le calcaire par la circulation des eaux souterraines : pour que celles-ci eussent cessé de les occuper, il fallait qu'elles se fussent creusé un autre système de canaux à un niveau inférieur. Dans de pareilles conditions, on peut affirmer, d'après les données que l'on possède sur les cavernes contemporaines, que le renouvellement de l'atmosphère des cavités ainsi asséchées devait se faire assez facilement. La diffusion de l'acide sulfhydrique dans cette atmosphère était rapide et donnait lieu à une préci-

©BIU Santé

pitation immédiate des sulfures, à leur point même de suintement, sous la forme de concrétions zonées, analogues aux stalactites.

De ces deux modes de précipitation résultent deux types de remplissage bien distincts, types qui sont d'ordinaire en corrélation avec l'allure générale des gîtes eux-mêmes.

Dans les filons bien caractérisés, comme ceux du calcaire carbonifère de l'Angleterre, les sulfures métalliques présentent une structure nettement cristalline et ont pour gangues la calcite, la fluorine, parfois le quartz et la barytine, à l'état également cristallin. Dans les amas blendeux, remplissant des cavités irrégulières ouvertes dans les calcaires, la blende et la marcassite se trouvent à l'état compact, en zones alternées, empâtant parfois de la galène en arborescences cristallines ; la gangue du minerai se compose surtout d'argile noire, chargée de sulfures métalliques disséminés et de débris de la roche encaissante.

Cette corrélation entre les caractères des remplissages et l'allure générale des gîtes s'explique par la persistance des conditions hydrologiques qui ont déterminé la forme des cavités dans lesquelles la précipitation devait s'effectuer.

L'absence de vestiges accentués de corrosion sur les parois d'une fissure ouverte dans le calcaire implique que cette fissure n'a jamais été parcourue par des courants rapides arrivant directement de la surface. Il semble qu'il en ait été ainsi dans un grand nombre de filons du nord de l'Angleterre; bien que largement ouvertes au niveau de certaines assises résistantes, notamment des assises calcaires, les fractures du sol étaient loin d'offrir aux eaux descendant de la surface un passage facile, à cause des obstacles que le contact de nombreuses assises schisteuses, opposés les unes aux autres, apportait à la circulation de ces eaux.

Cette circulation s'effectuait alternativement dans un sens horizontal, au niveau de certaines assises calcaires, et dans un sens vertical, par certaines cassures verticales largement ouvertes. L'expérience a d'ailleurs démontré l'existence de véritables réservoirs souterrains, d'une capacité considérable, à certains niveaux des filons. Dans celui de Long Cleugh, près Nenthead, une cheminée percée en remontant rencontra à la hauteur du banc de grès dur, connu sous le nom de *firestone*, une venue d'eau extrêmement abondante, accompagnée de dégagements d'acide carbonique, qui obligea de suspendre le travail et se continua pendant longtemps (W. Wallace, *loc. cit.*, p. 130). Les travaux de la mine se développaient depuis des années au-dessous de cette zone aquifère sans l'assécher sensiblement.

La circulation des eaux souterraines dans un système de fractures ainsi disposé, lente et difficile déjà à l'époque actuelle, après les dénudations qui ont disloqué et fait disparaître progressivement les assises houillères, devait l'être bien plus encore quand ces dernières assises recouvraient d'un manteau continu le calcaire carbonifère du nord de l'Angleterre, du Derbyshire, etc.

Or, l'existence d'un pareil recouvrement, à l'époque du dépôt des remplissages de filons ne semble pas douteuse, d'après les observations de Ch. Moore. On s'explique donc facilement que les filons encaissés dans le calcaire carbonifère ne

©BIU Santé

présentent pas souvent de symptômes de corrosion sur leurs parois et que l'on n'y rencontre jamais les blendes zonées, si fréquentes dans les amas irréguliers.

Les phénomènes de corrosion qui ont donné naissance aux cavités où se sont déposés ces derniers gîtes semblent distincts de ceux qui ont amené le creusement des *flats*. Ouverts fréquemment sur une seule des deux parois calcaires du filon, assez limités en étendue longitudinale, les *flats* ne présentent que des analogies lointaines avec les cavernes actuelles et ne peuvent avoir, comme elles, pour origine la circulation de courants souterrains provenant de la surface et y émergeant à nouveau, après un parcours limité. Il semble que leur creusement soit dû à l'action d'eaux presque stagnantes, mais chargées d'une forte quantité d'acide carbonique, comme dans l'exemple de *Long Cleugh* cité plus haut.

En résumé, la minéralisation des filons encaissés dans des assises alternées de schistes et de calcaires, formant un ensemble médiocrement perméable dans le sens vertical, bien que se prêtant à une circulation assez facile des eaux dans le sens horizontal, semble avoir pour origine première la précipitation des sulfures dans des assises supérieures, de nature bitumineuse ou carbonifère, déposées dans des bassins fermés. Le transport de ces sulfures se serait ensuite effectué par l'intermédiaire d'eaux sulfureuses, qui les auraient enlevées à leur gisement primitif pour les déposer à nouveau dans des fissures inférieures, remplies d'eau chargée d'oxygène ou d'acide carbonique, cette eau se renouvelant lentement par une circulation effectuée surtout dans le sens horizontal.

GITES BLENDEUX IRRÉGULIERS

Pour arriver à des notions précises sur les caractères principaux et sur le mode de formation de ces gîtes, il convient de considérer d'une part les dispositions générales des cavités dans lesquelles les minerais blendeux se sont déposés, d'autre part la structure intime des dépôts.

Au premier point de vue, on ne peut s'empêcher d'être frappé, dès l'examen le plus sommaire, par l'analogie qui existe entre les vides laissés par l'exploitation des amas blendeux encaissés dans les calcaires ou les dolomies et les cavernes contemporaines ouvertes dans les mêmes roches. Cette analogie conduit à supposer que la précipitation des sulfures métalliques s'est effectuée dans des vides préalablement creusés par les mêmes agents qui ont excavé les cavernes actuelles.

Les progrès récents de la spéléologie ont fait ressortir que ces agents sont, d'une part, la fissuration primordiale du calcaire, d'autre part, la circulation des eaux dans les fissures initiales, avec élargissement de ces fissures par voie de dissolution chimique.

L'importance relative de cette dernière influence ressort du développement prédominant des excavations souterraines dans le sens horizontal lorsque la nappe aquifère présente une faible inclinaison et de l'augmentation marquée de la section des canaux souterrains vers le niveau de la surface normale des eaux qui y circulent.

©BIU Santé

Lorsque ce niveau a subi des variations de grande amplitude, on observe parfois plusieurs étages superposés d'excavations, correspondant à des périodes stationnaires de l'abaissement de la nappe souterraine. D'autres fois, la forme des vides présente une irrégularité extrême, comme si le calcaire avait été excavé par des eaux s'engouffrant en grandes masses à la surface et descendant rapidement à une profondeur considérable. Cette dernière hypothèse est également nécessaire pour expliquer la formation des puits verticaux, étroits et profonds, tantôt verticaux et réguliers, tantôt contournés de la manière la plus singulière, qui percent la plupart des grands plateaux calcaires.

Cette hypothèse se vérifie par l'étude d'excavations tout à fait analogues servant actuellement d'écoulement à certains bassins fermés. L'étude des katavothres du Péloponèse, faite récemment par M. Sidéridès (E. A. Martel, *Les Abîmes*, p. 490 à 513) a fait ressortir que ces canaux présentaient les formes les plus variées, puits verticaux ou inclinés, relativement réguliers, canaux tortueux de toutes sections, cavernes de grandes dimensions et sensiblement horizontales, etc.

Un grand nombre des vides souterrains appartenant à cette dernière catégorie est mis en communication avec la surface par des puits inclinés ou rapprochés de la verticale (*avens*) exactement comme les katavothres du Péloponèse. Mais il en est qui ne communiquent avec l'extérieur que par des fissures très étroites, suffisant à assurer la circulation des eaux. On peut en citer comme exemple les cavernes découvertes par suite du percement des tunnels de Muret et de Fontille (Corrèze). Ces cavernes avaient l'une 500 mètres, l'autre 100 mètres environ de longueur; la première était à sec, mais la seconde était pleine d'eau au moment du percement et ne s'assécha qu'au bout de vingt-quatre heures. La caverne de Muret présentait une particularité remarquable; son sol était couvert de limon, mêlé de cailloux roulés de roches cristallines (E. A. Martel, *Les Abîmes*, p. 359) qui étaient évidemment descendus du plateau supérieur en passant par des fissures fort étroites. Il y a là une analogie frappante avec les faits observés par Ch. Moore à la mine de Charterhouse et cités antérieurement.

Les vides à l'intérieur desquels les dépôts blendeux irréguliers se sont formés présentent toutes les variétés décrites ci-dessus. Le gîte de Malines (p. 80) correspond aux cavernes ordinaires à faible inclinaison générale; celui de Wiesloch (p. 71) représente la variante dépourvue de communication apparente avec la surface, comme les cavernes de Muret et de Fontille; enfin les amas à forte inclinaison générale, tels que ceux d'Engis, Corphalie, etc., dans la vallée de la Meuse, de Welkenrädt, Schmalgraf, etc., dans la région de Moresnet, ressemblent beaucoup aux katavothres contemporains.

A cette première présomption, tirée de l'analogie générale des formes extérieures, l'étude de la structure intime du remplissage vient ajouter des arguments bien plus positifs en faveur de l'hypothèse d'une précipitation postérieure de la blende dans des cavités préexistantes, ayant pour origine première la circulation des eaux dans la masse calcaire, mais asséchées à l'époque où la précipitation s'est effectuée.

On ne saurait, en effet, expliquer autrement la structure concrétionnée si caractéristique, que présentent souvent les sulfures métalliques dans

©BIU Santé

les gites en question; cette structure est due à la superposition de couches minces, concentriques, de blende, de marcassite et parfois de galène. La blende, ordinairement très prédominante, est de couleur claire, jaune, orangée ou parfois grise; sa structure est cristalline, mais à grain si serré que l'apparence générale de la cassure est lithoïde. D'après Ad. Schmidt (*Die Zinkerz Lagerstätten von Wiesloch*, 1881, p. 5 à 12), ce minéral se montre isotrope dans la lumière polarisée; il se rattache donc à la blende ordinaire et non à la wurtzite, comme l'avait affirmé Breithaupt. Il renferme une proportion de fer relativement faible et sa coloration est due à la présence de matières organiques, donnant lieu à la manifestation d'une odeur spéciale, lorsqu'on chauffe les échantillons un peu au-dessous du rouge sombre. Toutes les tentatives de M. Schmidt pour condenser les matières organiques volatiles contenues dans la blende zonée ou pour les extraire au moyen d'un dissolvant sont d'ailleurs restées infructueuses.

Le sulfure de fer que l'on rencontre dans les blendes zonées est normalement la variété prismatique ou marcassite. Cette variété est également la seule que l'on rencontre dans les gites blendeux de la Haute-Silésie, à l'exclusion de la pyrite cubique.

La galène accompagne presque constamment les blendes zonées, mais en proportion fort variable; parfois en quantité négligeable, elle constitue souvent un cinquième du total. Ce minéral se présente tantôt en couches concentriques, tantôt en masses cristallines qui occupent le centre des zones et lancent des ramifications dans l'ensemble de la masse, présentant dans la section transversale une apparence arborescente. D'après Poszepny, cette dernière disposition se présente souvent à Raibl.

La structure zonée, telle que nous venons de la décrire, peut avoir pour origine la précipitation lente et uniforme des sulfures sur les parois de géodes ou de cavités plus grandes, creusées préalablement dans la masse du calcaire ou de la dolomie. Il semble que ce soit là l'origine d'une partie importante des dépôts de Raibl, d'après Poszepny; dans ce cas, on trouverait toujours, d'après cet auteur, une couche de dolomie cristalline interposée entre la masse zonée des sulfures et la roche encaissante.

Ce mode de dépôt n'a rien d'absolument caractéristique en lui-même au point de vue du mode de formation des gîtes; il est compatible avec une circulation soit ascendante, soit descendante du liquide qui a déposé les sulfures et avec un remplissage complet, par ce liquide, des cavités où la précipitation s'effectuait. Mais les blendes zonées ne forment pas toujours des enveloppes concentriques sur les parois des vides initiaux; on les rencontre également sous la forme de stalactites coniques qui sont parfois restées attachées au toit du gite et qui, dans ce cas, vont en diminuant de diamètre vers le bas, exactement comme les stalactites calcaires de formation contemporaine. Ce type particulier de gisement des blendes zonées semble avoir été signalé pour la première fois ou du moins nettement mis en lumière par Poszepny, dans son étude sur les gîtes de Raibl (*Jahrb. d. k. k. g. Reichsanst*, 1873, p. 317 à 424); il a été plus complètement décrit par Ad. Schmidt (*loc. cit.*, p. 7). Il semble d'ailleurs être assez fréquent, car nous avons eu l'occasion d'observer de pareilles stalactites en place dans le gite de la Mallieue, à Engis.

©BIU Santé

Cependant, dans la plupart des cas, on trouve les blendes zonées en fragments irréguliers, disséminés dans une argile noire qui contient souvent une forte proportion de sulfures de fer, de zinc et de plomb. A Wiesloch, dans la région sud-est du Kobelsberg, une masse semblable renfermait, d'après Ad. Schmidt (*loc. cit.*, p. 86)

Zn	23,56	Zn S	35
Pb	1,71	Pb	2
Fe	28,00	Fe S	44
Sb	1,80		
As	3,69		
S	27,65		
Ca O	1,95		
Résidu insoluble	5,26		
Perte	6,38		
	100,00		

La proportion du soufre y était telle que le fer devait être entièrement à l'état de protosulfure.

La proportion d'argile est relativement faible dans l'échantillon analysé, provenant d'un gîte encaissé en plein calcaire; elle est souvent beaucoup plus forte quand le toit est formé de schistes, comme dans un grand nombre de gisements de la concession de la Vieille-Montagne.

Un fait particulier signalé par Ad. Schmidt fait comprendre pourquoi les stalactites blendeuses se trouvent si souvent détachées du toit et brisées en fragments. D'après cet auteur (*loc. cit.*, p. 20), le dépôt initial formé au contact du toit et l'axe primordial de la stalactite, prolongeant ce dépôt, sont ordinairement, à Wiesloch, formés d'une masse poreuse et peu solide de marcassite cristallisée irrégulièrement. Cette masse s'est décomposée facilement sous l'action des moindres infiltrations d'eau chargée d'oxygène et sa désagrégation a provoqué la chute des stalactites qu'elle supportait.

L'allure stalactitiforme des sulfures métalliques implique que leur dépôt s'est effectué par l'intermédiaire de solutions circulant de haut en bas et filtrant goutte à goutte à la voûte de cavités remplies de gaz. Opérée dans un milieu liquide, la précipitation n'aurait pu, en effet, donner autre chose que des concrétions appliquées contre les parois de la cavité.

D'après Ad. Schmidt (*loc. cit.*, p. 95), les solutions qui apportaient les sulfures métalliques devaient être très étendues et peu abondantes, sinon elles auraient donné lieu à la formation non seulement de stalactites, mais aussi de stalagmites qu'on n'a jamais observées à Wiesloch. Il y a lieu de se demander si le dépôt de zones de blende horizontales et très uniformes, signalé par cet auteur (*loc. cit.*, p. 7) comme se rencontrant très fréquemment à la sole des gîtes inaltérés, ne représente pas précisément l'équivalent d'une formation stalagmitique. Pour expliquer la différence d'apparence avec les stalagmites calcaires, de formation contemporaine, il suffit d'admettre que, d'une part, la précipitation des sulfures s'effectuait plus lentement que celle du carbonate de chaux et que, d'autre part, il existait sur le sol des cavités, ouvertes dans le calcaire, une nappe mince d'eau soit stagnante, soit à écoulement très lent, dans laquelle ces solutions venaient se diluer avant d'abandonner définitivement le reste des sulfures qu'elles tenaient primitivement en dissolution.

©BIU Santé

Ces solutions elles-mêmes ne pouvaient, dans le cas actuel, émaner des zones profondes de l'écorce terrestre: elles devaient avoir pour origine des assises stratifiées, métallifères, existant encore ou ayant existé antérieurement au-dessus des masses calcaires où se rencontrent les gîtes blendeux irréguliers.

On a vu que la précipitation des métaux, sous forme de sulfures, dans les formations à combustibles ou dans des assises simplement bitumineuses, s'explique facilement par l'action réductrice exercée par les matières organiques; que d'autre part la filtration lente des eaux atmosphériques à travers ces couches, généralement perméables, doit donner lieu à la formation d'eaux sulfureuses, aptes à dissoudre les sulfures métalliques disséminés dans la masse de la formation.

Pour expliquer la précipitation de ces sulfures sous la forme de stalactites, il suffit d'admettre que les solutions sulfureuses soient venues suinter lentement à la voûte de cavités ouvertes dans les masses calcaires inférieures. Si, comme il est probable, c'est surtout l'acide sulfhydrique libre qui donne à ces eaux leur propriété dissolvante, il se diffusera dans l'atmosphère des cavités où l'infiltration s'effectue et les sulfures métalliques se précipiteront sous la forme de stalactites ou de revêtements zonés adhérents aux parois.

Dans le cas plus exceptionnel où l'élément dissolvant des sulfures métalliques serait un sulfure alcalino-terreux, l'action précipitante pourrait être exercée soit par l'acide carbonique, soit par l'oxygène en proportion limitée. Dans ce deuxième cas, il aurait pu parfois s'isoler du soufre : or, on verra que le mélange de ce métalloïde natif avec les sulfures a été constaté dans quelques gîtes.

Peu à peu l'érosion superficielle a dû faire disparaître la masse argileuse ou schisteuse qui fournissait les solutions sulfureuses et métallifères. Le calcaire dénudé a laissé alors pénétrer en abondance, par ses nombreuses fissures verticales, les eaux atmosphériques qui, auparavant, ne circulaient dans sa masse qu'en faible quantité et dans une direction rapprochée de l'horizontale : à la période de la précipitation des sulfures métalliques a succédé celle de la transformation calaminaire s'exerçant sur les gîtes antérieurement formés.

Avant d'étudier cette dernière phase, il convient de donner quelques détails complémentaires sur la constitution de quelques gîtes typiques.

Gîtes de Raibl. — Les gîtes de Raibl, décrits par Poszepny (*Jahrb. d. k. k. g. Reichsanst*, 1873, p. 31 à 424), peuvent être pris comme type de la formation métallifère du trias alpin. Cette formation, développée surtout dans la zone supérieure des calcaires (Wettersteiner Kalk), au-dessous du niveau des schistes de Raibl, a donné lieu à trois séries d'exploitations, alignées parallèlement à la direction de la chaîne des Alpes, depuis le Tyrol jusqu'à la Styrie, la Carniole et même la Croatie (Ivanec).

A Raibl, la coupe géologique est la suivante, dans l'ordre descendant :

1° Schistes à Trachyceras aonoïdes (Schistes de Raibl), chargés de matières organiques, surtout à leur base;

2° Calcaire métallifère, à stratification indistincte, mélangé de masses dolomitiques irrégulièrement réparties, et de veines de dolomie cristalline. Ce

©BIU Santé

calcaire, puissant d'un millier de mètres, renferme quelques assises schisteuses de faible épaisseur (deux mètres au maximum) ;

3° Calcaires marneux avec tufs porphyriques ;

4° Porphyres massifs (visibles près de Kaltwasser).

Le calcaire métallifère est recoupé par un grand nombre de fissures (*blätter*) très minces, avec parois polies et striées dans la traversée des zones dolomitiques, plus ouvertes et à parois irrégulières dans les zones calcaires. Les rejets produits par ces fissures sont parfois assez importants, d'autres fois d'une amplitude insignifiante.

Une partie des gîtes de Raibl a subi la transformation calaminaire, mais une autre partie est restée dans son état primitif. Elle se compose (fig. 11) de remplissages zonés, formés de couches alternées de blende, de galène et d'un

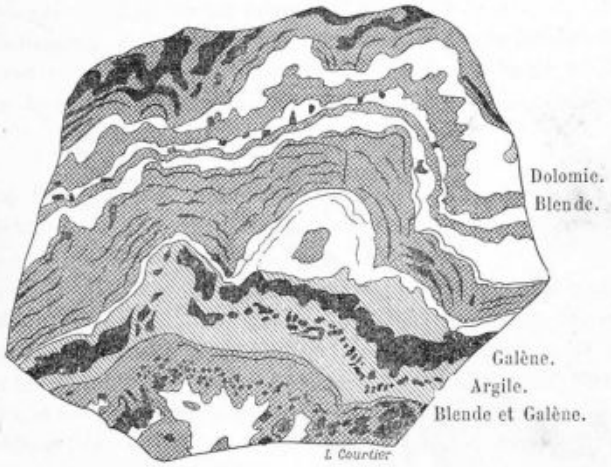


Fig. 11. — Coupe d'un échantillon de minerai de Raibl (Sebastian Stollen), d'après Poszepny. — Échelle : 1/2.

peu de pyrite, avec de la dolomie cristalline, enfin d'un peu de barytine en cristaux tabulaires à l'intérieur des druses.

Parfois, le caractère stalactitiforme des dépôts concrétionnés est très net ; dans ce cas, la galène s'est ordinairement groupée à l'intérieur de la masse en cristallisations irrégulières qui présentent une orientation uniforme dans chaque stalactite, ou même dans plusieurs stalactites voisines.

La disparition de la blende et de la pyrite, sous l'action oxydante des eaux superficielles, a laissé parfois la galène à l'état de carcasses cristallines, présentant une forme cylindrique ou conique (*Röhrenerze*), dont l'origine est restée longtemps problématique.

Les vides dans lesquels se sont effectués les dépôts métallifères se répartissent le plus souvent suivant certains niveaux stratigraphiques du calcaire dolomitique (fig. 12) ; ils se trouvent spécialement à une petite distance au-dessus des intercalations schisteuses.

Cette allure, bien nette sur la coupe représentée fig. 12, s'explique facile-

©BIU Santé

ment, du moment que l'origine des cavités en question doit être attribuée à la dissolution des calcaires ou de la dolomie par les eaux souterraines. Ces eaux, arrêtées dans leur descente par les assises schisteuses, ont dû former au-dessus de ces assises une nappe dont l'écoulement s'effectuait par les fissures (*blätter*) qui donnaient lieu à un rejet supérieur à la puissance du banc schisteux; leur circulation a développé une corrosion distribuée suivant une zone horizontale, vers la surface de la nappe.

D'autres fois, la corrosion s'est effectuée au voisinage immédiat des fissures (*blätter*), plus spécialement du côté de leur mur; ces fissures donnaient à la circulation directe des eaux descendantes des facilités qui expliquent la dissolution plus rapide du calcaire à leur contact.

Ce double mode de développement de la corrosion du calcaire dolomitique

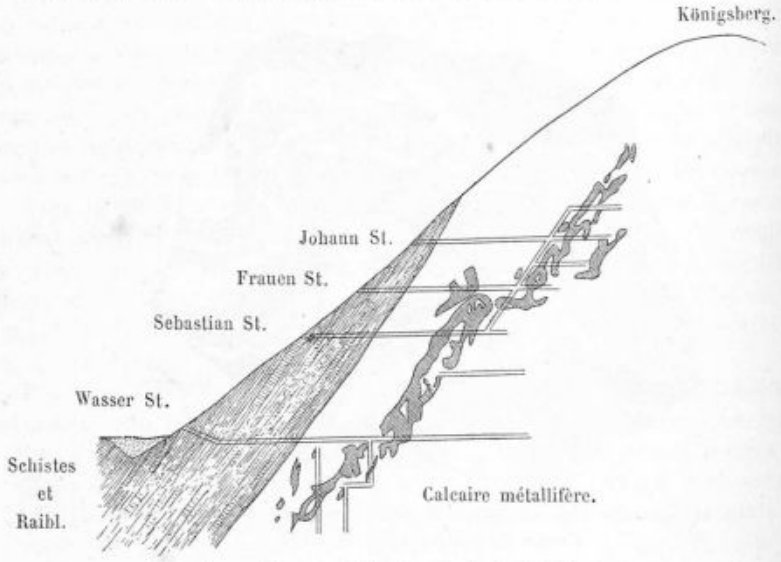


Fig. 12. — Coupe verticale du gîte de Raibl, d'après Poszepny.

a imprimé un double caractère à l'allure générale des gîtes. Cette allure semble tantôt interstratifiée, tantôt filonienne, bien qu'en réalité la corrosion de la roche calcaire et la formation des vides où s'est déposé le minerai aient, dans tous les cas, pour cause la circulation souterraine des eaux atmosphériques.

L'origine première des sulfures métalliques qui se sont déposés dans les vides du calcaire métallifère doit être cherchée naturellement dans les schistes à Trachyceras aonoïdes recouvrant ce calcaire. Or, d'après Poszepny, ces schistes contiennent dans leurs assises inférieures, non seulement une forte proportion de matières organiques, mais aussi de la blende et de la galène disséminées en proportion très notable. D'après F. Sandberger (*B. u. H. Ztg.*, 1880, p. 390), ce caractère spécial des assises schisteuses inférieures ne se constaterait que dans les régions situées à une certaine distance des fissures (*blätter*) qui ont exercé une influence si caractéristique sur la minéralisation du calcaire, comme

©BIU Santé

si les solutions minéralisatrices circulant par ces fissures avaient emprunté à la zone inférieure des schistes la blende et la galène qu'elles devaient laisser déposer plus bas.

D'après le même auteur, les assises supérieures des schistes à Trachyceras aonoïdes, bien que stériles en apparence, contiennent encore une certaine proportion de sulfures métalliques; une analyse faite sur une cinquantaine de grammes aurait permis d'y constater la présence d'une quantité très sensible de zinc, de plomb et de lithium avec des traces de cuivre, de chrome, de molybdène et d'arsenic. Ces divers corps accessoires se retrouvent, en petite quantité, dans les minerais exploités; la galène de Raibl est sensiblement arsenicale, et on trouve le molybdate de plomb (*wulfénite*) parmi les produits de son altération; de plus, la blende de cette localité contiendrait du lithium, d'après une analyse de von Kobell (*Sitzungsber. d. Ac. d. Wissensch.*, 1878, p. 552), et il en serait de même de la calamine électrique provenant de cette localité.

Ces rapprochements, qui n'auraient par eux-mêmes qu'une importance secondaire, prennent un intérêt spécial dans le cas du gîte de Raibl, où l'existence de stalactites de blende établit déjà suffisamment que les solutions minéralisatrices ont circulé dans une direction descendante.

Gîtes de Wiesloch. — Ces gîtes, situés à une douzaine de kilomètres au sud d'Heidelberg, forment des amas irréguliers à un niveau spécial du muschelkalk supérieur.

Ce niveau, désigné sous le nom de trochitenkalk, à cause de la grande quantité d'articulations d'Encrinus liliiformis que l'on y rencontre, est représenté dans la région de Wiesloch par un calcaire, dolomitique par places, d'une quinzaine de mètres de puissance. Recouvert par les calcaires du muschelkalk supérieur (*Nodosuskalk*), à Pecten discites et Ceratites nodosus, il repose sur le muschelkalk moyen (*anhydritgruppe*) qui se termine habituellement, à sa partie supérieure, par des marnes bitumineuses.

Il est problable que ces marnes ont facilité l'élargissement des fissures initiales du calcaire à encrines (*Trochitenkalk*) en retenant une nappe d'eau au-dessus d'elles.

Les marnes du keuper ont dû certainement exister au-dessus du muschelkalk, dans la région minéralisée, mais elles ont été enlevées par érosion et n'apparaissent plus que sur une étendue fort restreinte, près de la ville même de Wiesloch. Toute la région est d'ailleurs recouverte d'une épaisse couche de lœss.

La zone métallifère, située au nord et au nord-est de Wiesloch, est coupée par une grande faille dirigée nord-sud, faille qui ne semble pas avoir exercé d'influence sensible sur la formation des gîtes. Il en est tout autrement des nombreuses cassures, sans rejet sensible, qui divisent le calcaire à encrines; ces cassures ont des orientations fort diverses, bien que les directions comprises entre le nord et le nord-ouest y soient prédominantes. Elles ont été élargies par la circulation des eaux et ont donné lieu à la formation de vides irréguliers, principalement à deux niveaux différents (fig. 13).

Le remplissage de ces vides s'est effectué ensuite par le dépôt de sulfures zonés, précipités en partie sous forme de couches sensiblement horizontales,

©BIU Santé

sur le sol des cavités, en partie sous forme de stalactites adhérentes au toit. La plupart de ces stalactites se sont détachées par la suite; leurs fragments se rencontrent aujourd'hui empâtés dans une masse compacte, noirâtre, formée de sulfures métalliques amorphes ou finement cristallins et disséminés dans de l'argile.

A Wiesloch, les dépôts blendeux se détachent toujours nettement du calcaire encaissant et ne se fondent jamais avec lui par transition progressive, comme le font souvent les dépôts calaminaires.

L'origine primitive des solutions métallifères, dont la circulation descendante a donné lieu à la formation des gîtes sulfurés, est moins nette à Wiesloch qu'à Raibl. Il est probable qu'il faut la chercher dans le keuper, formation qui présente dans toute l'Europe centrale un caractère lagunaire bien net, mais on n'a pas jusqu'ici de démonstration directe de la présence à ce niveau, dans la région rhénane, de sulfure de zinc et de plomb disséminés.

La dénudation des masses keupériennes une fois effectuée, la transformation calaminaire a commencé à s'exercer sur toute la partie des gîtes sulfurés qui se

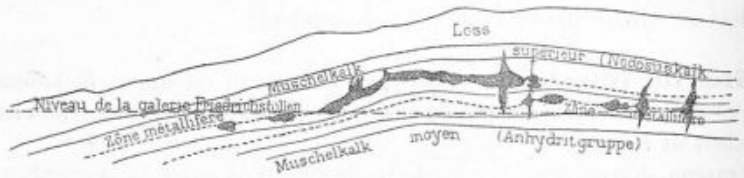


Fig. 13. — Coupe est-ouest du gîte du Kobelsberg, près Wiesloch, d'après Ad. Schmidt.
Échelle : 0,00038

trouvait au-dessus de la nappe aquifère. Là où elle n'est pas trop avancée, on peut reconnaître facilement qu'elle a eu pour origine l'infiltration des eaux superficielles : l'altération des stalactites blendeuses restées en place s'est en effet développée en traînées verticales, correspondant aux suintements qui descendaient par les fissures du toit (Ad. Schmidt, *loc. cit.*, p. 97).

Dans la région dite Hesselfeld, voisine de la plaine du Rhin, la transformation calaminaire est très avancée ; la blende ne se rencontre plus qu'en fragments isolés, fortement corrodés, mais parmi lesquels on peut néanmoins reconnaître les deux variétés décrites plus haut, l'une déposée en stratifications horizontales au sol des excavations, l'autre, à la partie supérieure de ces excavations et présentant la structure zonée caractéristique.

La richesse en zinc de la masse calaminaire va en décroissant du mur au toit. A la partie inférieure se trouvent, sur une épaisseur de 1 à 2 mètres, des calamines pures, en plaquettes horizontales ; au-dessus se rencontrent des minerais analogues, mais de structure plutôt cellulaire, contenant dans leurs cavités tantôt de l'argile ferrugineuse, tantôt des débris de calcaire altéré; enfin la partie supérieure des cavités est remplie d'argile rougeâtre empâtant de la calamine soit en plaquettes minces, brisées en petits fragments, soit en nodules concrétionnés.

Le calcaire encaissant se sépare nettement de la calamine dans les régions

©BIU Santé

où il est compact; quand il est poreux, il se montre fréquemment imprégné d'une manière progressive par le carbonate de zinc sur les limites du gîte. Dans ce cas, le têt des fossiles a ordinairement résisté plus longtemps à l'imprégnation que la masse même du calcaire, mais il a fini néanmoins par devenir également zincifère.

Divers détails de la structure du remplissage calaminaire montrent que l'action des eaux atmosphériques ne s'est pas limitée à la transformation épigénique de la blende en calamine. Le carbonate de zinc, qui constitue exclusivement les gîtes calaminaires de Wiesloch, à l'exclusion du silicate, s'est redissous en partie pour se déposer ensuite, en croûtes cristallines, transparentes (*Zinkglas*), à l'intérieur de druses ou même sur les parois de vides ouverts dans les gîtes par des exploitations anciennes dirigées en vue d'extraire la petite quantité de galène que l'on rencontre à Wiesloch.

Ces exploitations remontent probablement à une période comprise entre le VIII[e] et le XI[e] siècle de notre ère; en y rentrant à une époque récente, on y a trouvé des outils en bois et en fer recouverts d'un enduit cristallin de smithsonite, de même qu'une partie des anciens boisages. (Ad. Schmidt, *loc. cit.*, p. 100.)

Concession de Moresnet. — On a vu que la concession de Moresnet avait été instituée en 1806, en vue de régulariser l'exploitation d'un puissant gîte calaminaire, situé non loin du village de Moresnet et connu depuis longtemps sous le nom d'Altenberg, c'est-à-dire la Vieille Mine.

L'origine de ce gîte remarquable, épuisé aujourd'hui après avoir fourni plus d'un million de tonnes de calamine d'une pureté exceptionnelle, est assez difficile à expliquer, mais il en est autrement d'un certain nombre de gîtes secondaires compris dans la même concession; ces gîtes présentent, au point de vue théorique, un intérêt spécial en ce sens qu'ils se rattachent à la fois au type concrétionné, comme Raibl et Wiesloch, et au type de contact, comme le Laurium.

La concession de Moresnet s'étend principalement sur les affleurements du dévonien et du carbonifère, au sud-ouest d'Aix-la-Chapelle. Ces affleurements sont recouverts, vers les limites de la concession, par des assises crétacées, sensiblement horizontales, et, à son intérieur même, par des lambeaux d'argiles avec sables boulants, appartenant probablement à la période tertiaire.

La coupe des terrains anciens est la suivante, dans l'ordre descendant :

1° Schistes houillers inférieurs;
2° Calcaire carbonifère, fréquemment dolomitique, surtout vers sa base;
3° Schistes dévoniens supérieurs;
4° Calcaire dévonien;
5° Schistes dévoniens inférieurs.

Ces diverses assises présentent un double système d'ondulations; les plus accentuées de ces ondulations sont orientées du nord-est au sud-ouest; d'autres, moins nettes et plus espacées, se sont développées dans un sens perpendiculaire. L'effet de ce double plissement, combiné avec celui de l'érosion, a été d'isoler les assises carbonifères en une série de bassins allongés,

©BIU Santé

séparés les uns des autres par l'affleurement des schistes dévoniens supérieurs. Tantôt ces bassins sont occupés exclusivement par le calcaire carbonifère, tantôt ils présentent vers leur centre une certaine épaisseur de houiller inférieur.

Les efforts transversaux à la direction principale de plissement n'ont pas seulement donné lieu à la formation de selles intermédiaires entre les divers bassins calcaires; ils ont aussi provoqué le développement de cassures dirigées du nord-ouest au sud-est, avec ou sans rejet. Ces cassures s'étendent souvent sur plusieurs kilomètres en direction; peu nettes et généralement stériles dans les schistes, elles sont bien caractérisées et assez souvent minéralisées dans les calcaires.

C'est ainsi qu'à Lontzen (Max Braun, *Ztschr. d. deutsch. g. Gesellsch*, 1857, p. 358), on a exploité autrefois un gîte d'apparence filonienne, ayant de 0m,60 à 2 mètres de puissance, orienté du nord-ouest au sud-est et contenant, à une certaine profondeur, de la blende zonée avec galène cristalline, le tout en fragments disséminés dans une masse argileuse. Près de la surface, ces fragments avaient subi la transformation calaminaire qui s'était évidemment effectuée de la surface vers le centre.

Le gîte de Dickenbusch, situé un peu au nord-est de celui de Welkenrädt, qui sera décrit plus loin, présentait les mêmes caractères que celui de Lontzen.

On exploite actuellement, près de Fossey, un filon analogue aux précédents, à cela près que la blende s'y présente à l'état compacte.

Enfin le gîte du Bleyberg, situé en dehors de la concession de Moresnet, mais dans son voisinage immédiat, présentait très nettement l'allure filonienne; exploité d'abord dans le schiste houiller, où il avait 0m,50 à 0m,80 de puissance, il a été suivi plus tard dans le calcaire où il s'élargissait brusquement au point de présenter parfois une distance de 25 mètres entre ses épontes, tout en conservant sa direction vers le sud-est. Son intersection avec le contact des deux roches était caractérisée par le développement d'un amas considérable de galène blendeuse qui a formé longtemps la base principale de l'exploitation. La partie du filon encaissée dans le calcaire carbonifère était remplie de sables et d'argiles contenant des fragments disséminés de calamine et de cérusite près de la surface, de galène avec blende (un tiers environ du total) en profondeur. L'exploration de cette partie du gîte a été rendue très difficile par l'énorme importance de la venue d'eau qui a fini par atteindre 55 mètres cubes par minute et par obliger à abandonner les travaux. Il est regrettable qu'on n'ait pu suivre la fracture du Bleyberg jusqu'au terrain dévonien, car cela aurait peut-être permis d'élucider ses relations présumées avec le grand gîte de Moresnet, situé dans son prolongement.

Sauf le Bleyberg, les gîtes filoniens n'ont eu dans la région de Moresnet qu'une importance secondaire : ce sont les gîtes de contact qui y prédominent. Le calcaire dévonien n'y est d'ailleurs productif en aucun point; les gîtes dans la masse du calcaire carbonifère, tels que les petits amas exploités à Pester, près Fossey et au mur du gisement de Rabotträdt, n'ont qu'une importance tout à fait secondaire.

Il n'y a donc à considérer que les deux contacts supérieur et inférieur du

©BIU Santé

calcaire carbonifère. Le premier, ayant au toit le schiste houiller, a donné lieu aux gîtes de Schmalgraf, Eschbroich, Rabotträdt, Welkenrädt, Pandour, etc., tous caractérisés par l'abondance de la blende zonée.

Au contact du calcaire carbonifère avec le schiste dévonien supérieur correspondent les gîtes de Poppelsberg, de Fossey et de Moresnet (Altenberg). Le premier a été à peine exploré; puissant de $0^m,60$ à 3 mètres, il se composait surtout de blende zonée, avec pyrite et galène, empâtée dans une argile noire; il se rattachait par conséquent, de la manière la plus nette, au même type que les gîtes du contact supérieur.

Les deux autres s'en différenciaient au contraire très nettement par la rareté des sulfures. A Moresnet, d'après Max Braun, on rencontrait seulement quelques échantillons de blende et de galène dans les argiles noires qui formaient la salbande du gîte calaminaire. Nous n'avons pu savoir si la blende ainsi rencontrée était zonée ou simplement compacte; un échantillon qui nous a été communiqué confirmerait la première hypothèse, mais l'origine de cet échantillon, ramassé dans les anciennes haldes, n'est pas assez certaine pour permettre de conclure à cet égard.

A Fossey, on a signalé quelques morceaux de blende compacte et quelques rares veines de galène, disséminées dans une masse calaminaire extrêmement pauvre en plomb. Ce dernier caractère du gîte de Fossey lui est commun avec l'ancien gîte de Moresnet. Le mode initial de formation de l'un et l'autre de ces amas métallifères est d'ailleurs fort difficile à déterminer à cause de la transformation calaminaire presque complète subie par leur remplissage.

Les gîtes du premier contact, ayant au toit le schiste houiller, sont au contraire fort instructifs au point de vue de l'origine des formations analogues. Ces gîtes se montrent parfois dans des portions du contact sensiblement rectilignes (Pandour); ils ne présentent alors en plan d'autres irrégularités que celles dues à de légères inégalités dans la corrosion du calcaire du mur. Mais, le plus souvent, ils correspondent à des pénétrations locales du schiste à l'intérieur du calcaire carbonifère; les gîtes de Welkenrädt et de Schmalgraf ont fourni des exemples caractéristiques de cette disposition.

A Welkenrädt, on avait pu constater, au niveau de 21 mètres, l'existence d'une bande assez étroite de schiste, qui faisait une saillie de 120 mètres sur l'alignement général du contact (fig. 14). Comme le fait ressortir la coupe transversale AB, cette bande schisteuse diminuait rapidement de largeur depuis la surface jusqu'au niveau de 21 mètres et disparaissait complètement au-dessous du niveau de 42 mètres. La base du schiste houiller était imprégnée de veines et de nodules de blende et de galène, non seulement dans l'étendue en contact avec le gîte principal, mais encore à une assez grande distance en direction, surtout vers le sud-ouest.

En face de la saillie formée par le schiste houiller, le calcaire carbonifère présentait une dépression qui s'allongeait perpendiculairement à l'affleurement; il existait ainsi au contact un vide considérable, rempli, près de la surface, par de la calamine et des terres calaminaires, en profondeur, par des argiles noires empâtant de la blende zonée et de la galène.

L'inflexion du contact, si accentuée près de la surface, diminuait rapidement

©BIU Santé

en profondeur; elle avait complètement disparu au niveau de 63 mètres, comme le montrent les coupes données par Max Braun (fig. 14). En profondeur le contact redevient sensiblement vertical, comme il l'est de part et d'autre de l'amas. L'enrichissement exceptionnel qui correspond à celui-ci

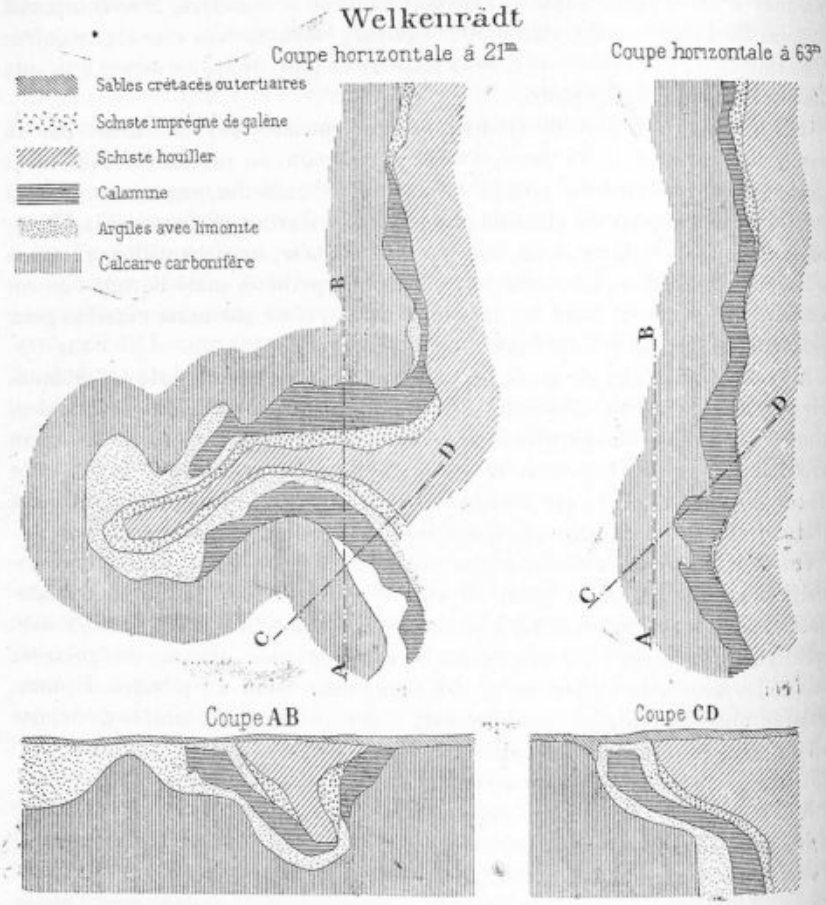


Fig. 14. — Coupes du gîte de Welkenrädt, d'après Max Braun.
Échelle approximative : 0,00033.

représente donc simplement une concentration locale des minerais métalliques disséminés primitivement sur une plus grande étendue du contact.

Le gîte de Schmalgraf, exploité à une époque plus récente, a présenté exactement la même allure que celui de Welkenrädt, ainsi qu'il ressort de la coupe ci-jointe (fig. 15). Seulement l'inflexion du contact s'est développée plus profondément dans le premier cas que dans le second; à Schmalgraf, le mur du gîte se trouve en effet à plus de 120 mètres de profondeur vers l'extrémité de la saillie du toit schisteux.

©BIU Santé

Le remplissage a présenté d'ailleurs les mêmes caractères qu'à Welkenrädt; formé de terres calaminaires près de la surface, il se composait plus bas d'argiles noires empâtant des fragments anguleux, souvent très gros, de blende, marcassite et galène; ce dernier minéral formait fréquemment, dans la cassure, des arborescences cristallines tout à fait semblables à celles observées à Raibl par Poszepny. On rencontre également dans l'argile de gros blocs de calcaire carbonifère.

Dans le prolongement de la dépression où se trouve le gîte, on a exploité, avant l'année 1870, un petit amas calaminaire.

Cette circonstance, jointe à la localisation superficielle du phénomène, conduit à se demander si la pénétration du schiste dans le calcaire, observée à Schmalgraf, Welkenrädt, Eschbroich, etc., doit être considérée comme un effet

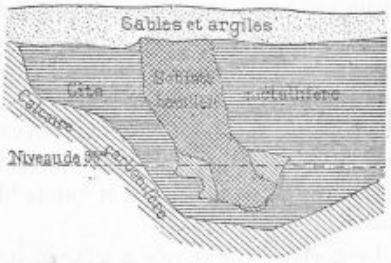


Fig. 15. — Coupe verticale du gîte de Schmalgraf, près Moresnet.
Échelle approximative : 0,00033.

secondaire des grands plissements qui ont affecté toute la région, ou si elle n'est pas due plutôt à un effondrement du toit schisteux dans une cavité creusée à l'intérieur du calcaire par les eaux souterraines, élargissant une de ces fissures orientées du nord-ouest au sud-est, comme on en connaît un assez grand nombre dans le district. Cette deuxième hypothèse expliquerait, beaucoup mieux que la première, l'altération du schiste constituant l'espèce de protubérance qui forme le noyau du gîte; complètement broyé et recoupé en tous sens par des surfaces de glissement dans la masse de ce noyau, le schiste reprend ses caractères ordinaires dans la partie rectiligne du contact.

Elle explique également la fragmentation des stalactites de sulfures, primitivement adhérentes au toit schisteux, et leur dissémination dans une masse d'argile noire, provenant de la désagrégation de ce toit.

L'origine des gîtes du deuxième contact, c'est-à-dire de ceux de Fossey et d'Altenberg, est beaucoup plus obscure. L'un et l'autre ne contenaient guère autre chose que de la calamine, avec prédominance du silicate dans le second; la blende ne s'y rencontrait que rarement, à l'état de fragments isolés. A Fossey, la destruction du calcaire carbonifère, qui devait former primitivement la roche encaissante de l'amas, était si avancée que ce calcaire n'était plus représenté que par des lambeaux dolomitiques, isolés au milieu de la calamine, au contact du schiste dévonien; l'amas métallifère était recouvert directement par les sables et argiles tertiaires.

©BIU Santé

A Altenberg, le gîte se trouvait exactement à l'extrémité nord-est d'un bassin de calcaire carbonifère; il arrivait parfois au contact même du schiste dévonien, surtout sur les bords de la cuvette, mais le plus souvent il était séparé de ce schiste par une certaine épaisseur de dolomie. Une masse dolomitique se trouvait intercalée au milieu de l'amas, vers la surface, et séparait son affleurement en deux parties d'importance fort inégale. A 400 mètres environ de son extrémité nord-est, l'amas se terminait brusquement; des recherches fort développées n'ont permis de découvrir aucun prolongement en profondeur (Max Braun, *loc. cit.*, p. 363). L'hypothèse la plus vraisemblable pour expliquer l'origine de ce gîte remarquable consiste à le considérer comme une expansion latérale de la grande fracture du Bleyberg à la rencontre d'une deuxième zone de calcaire carbonifère. Dans la première zone calcaire, voisine du grand amas du Bleyberg, on a constaté que le remplissage du filon devenait de plus en plus blendeux à mesure qu'on se dirigeait vers le sud-est; il n'y a donc rien d'invraisemblable à admettre qu'à une distance de 4 kilomètres environ, intervalle existant entre Altenberg et le premier amas, la blende ait fini par prédominer presque exclusivement. Si l'on admet toujours que l'origine première des sulfures du remplissage doive être cherchée dans les schistes houillers, il suffit d'admettre que la précipitation de la galène se soit effectuée en premier lieu, au voisinage immédiat des schistes, et que la blende soit restée plus longtemps en dissolution.

La blende du Bleyberg était en grande partie phanérocristalline et formait le ciment d'une brèche composée de fragments des roches encaissantes; mais la première couche déposée sur ces fragments était cryptocristalline, comme la masse des blendes zonées. Ce détail semblerait indiquer une précipitation en deux phases, dans des cavités vides d'abord, pleines de liquide ensuite; une pareille variation s'explique facilement par un relèvement du niveau de la nappe souterraine au cours de la formation du remplissage.

Gîtes de la vallée de la Meuse. — Il existe au voisinage immédiat de la vallée de la Meuse, depuis Sclaigneaux jusqu'à Angleur, une série de gîtes zincifères qui se relient au groupe de Moresnet par d'autres gîtes intermédiaires, tels que ceux de Prayon et de Verviers. L'exploitation de ces divers amas, fort active autrefois, a été abandonnée peu à peu à cause des difficultés croissantes de l'épuisement; celle de la Mallieue, près Engis, est la seule qui soit encore en activité.

Les gîtes de la vallée de la Meuse se trouvaient généralement au contact du schiste houiller avec le calcaire carbonifère, comme ceux de Schmalgraf, Welkenrädt, etc., dans la concession de Moresnet : cependant celui des Awirs, de la concession d'Engis, se rencontrait en plein calcaire, dans le prolongement d'une série d'amas de sables et argiles tertiaires considérés jusqu'ici comme stériles. Au point de vue stratigraphique, le contact se présente dans des conditions tout autres qu'à Moresnet; le calcaire est ordinairement renversé et s'appuie, sous un angle d'environ 80 degrés, sur les schistes ampéliteux, très riches en pyrite, qui forment la base du terrain houiller et plongent vers le sud-sud-est.

Comme dans la région de Moresnet, les amas se développent tantôt dans une

©BIU Santé

partie rectiligne du contact, tantôt en des points où ce contact s'infléchit vers le calcaire. Les parois des amas sont extrêmement irrégulières; parfois de grandes

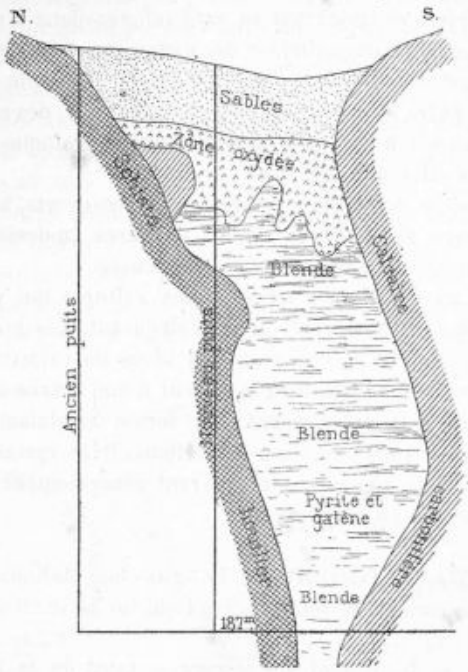


Fig. 16. — Coupe verticale du gîte de la Mallieue (Engis).

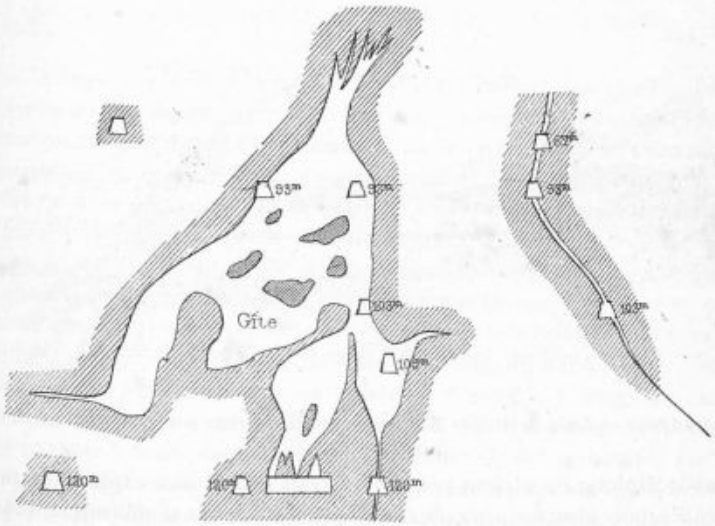


Fig. 17. — Coupe verticale partielle du gîte d'Haye-Monet (Belgique) prise à 45 mètres du puits Saint-Joseph. — Échelle : 0,00148.

masses de calcaire sont restées appliquées contre l'éponte schisteuse comme à la Mallieue (fig. 16); d'autres fois, c'est le phénomène inverse qui s'est produit,

©BIU Santé

surtout dans les points où ce sont des bancs de grès qui forment la base du terrain houiller. Dans certains cas, les amas ont la forme générale d'entonnoirs fort irréguliers en plan, se resserrant en profondeur; dans d'autres, ils comprennent des branchements irréguliers et des expansions latérales qui rappellent absolument la forme des *avens* de l'époque actuelle. Le gîte de Haye-Monet (fig. 17) présentait, entre les niveaux de 87 et 120 mètres, des couloirs presque horizontaux dont la section montrait les plus grandes analogies de formes avec certaines cavernes contemporaines.

Les gîtes de la vallée de la Meuse étaient tous recouverts, à la surface, par une certaine épaisseur de sables et argiles tertiaires au-dessous desquels se trouvaient des calamines plus ou moins ferrugineuses.

Plus bas encore apparaissaient les minerais sulfurés qui présentaient les mêmes caractères qu'à Schmalgraf ou à Welkenrädt. Les blendes zonées y abondaient, enveloppant le plus souvent les blocs de calcaire ou de schiste détachés des épontes, et formant ainsi le ciment d'une brèche à gros éléments, mais d'autres fois elles s'y présentaient sous forme de stalactites bien caractérisées, comme nous l'avons observé à la Mallieue. Dans certaines régions, on rencontrait de la blende cristalline, recouvrant généralement une couche de blende compacte, comme au Bleyberg.

Gîte des Malines (Gard). — Le gîte des Malines, situé près de Ganges, présente des caractères tout spéciaux qui lui donnent un grand intérêt au point de vue théorique.

Ses affleurements se trouvaient sur le versant nord de la montagne de la Tude, à peu de distance du gîte important des Avinières (concession de Saint-

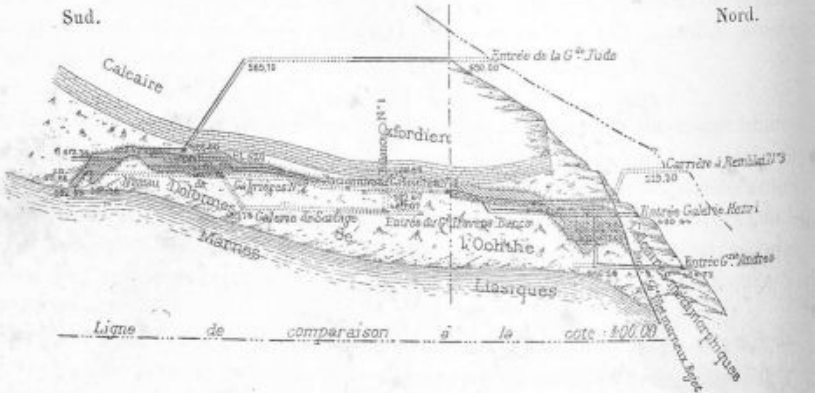


Fig. 18. — Coupe verticale du gîte des Malines suivant la direction nord-sud. — Échelle : 0,0002.

Laurent-le-Minier); ils étaient peu caractérisés. Aussi leur exploration fut-elle commencée, puis abandonnée à plusieurs reprises; ce fut seulement en 1885 que la concession des Malines fut instituée. La production se développa avec une très grande rapidité pour atteindre en 1894, un chiffre de 37.547 tonnes de minerai de zinc et de plomb.

L'amas des Malines est encaissé dans les dolomies oolithiques, intercalées

©BIU Santé

elles-mêmes entre les marnes du lias et le calcaire oxfordien. Puissantes de 50 à 60 mètres, ces dolomies plongent faiblement vers le nord ; de ce côté elles sont coupées brusquement par une faille qui plonge dans la même direction sous un angle de 55° à 60° et qui les met en contact avec des calcaires métamorphiques, d'âge mal déterminé.

Le gîte reste constamment encaissé dans les dolomies, tout en venant exceptionnellement en contact avec les calcaires oxfordiens au toit, ou avec les marnes liasiques au mur.

La coupe verticale nord-sud (fig. 18), faite suivant deux plans parallèles distants de 130 mètres et extraite des comptes-rendus mensuels de la Société de l'*Industrie minérale* (1895, pl. 1), donne une idée de son allure. Il présente en plan une forme très allongée, avec des expansions qui correspondent à de puissants amas de minerai. Ses affleurements sur le versant nord de la mon-

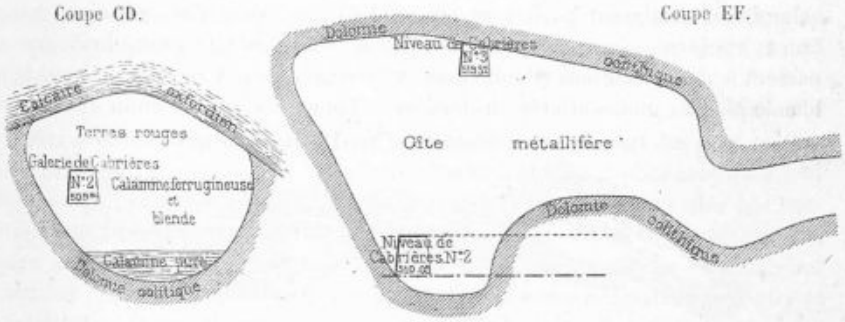


Fig. 19. — Coupes transversales du gîte des Malines. — Échelle : 0,0027.

tagne de la Tude se réduisaient à des veines calaminaires sans grande importance. Après d'assez longues recherches, l'exploration de ces veines conduisit à la découverte d'une colonne de minerai presque horizontale dans son ensemble, mais variable, d'un point à l'autre, de forme comme de composition.

Du côté du nord (quartier Henry), le gîte a présenté une grande puissance ; il est coupé brusquement dans cette direction par la faille inverse signalée plus haut. Vers le sud, il se resserre d'abord ; sa section se montre tantôt sensiblement cylindrique (coupe CD, fig. 19), tantôt aplatie (coupe EF, fig. 19). A une distance de 250 à 350 mètres au sud de la faille limite se développe un deuxième grand amas, comparable, comme importance, à celui du nord. L'extrémité de cet amas vient au contact des marnes liasiques et semble à première vue s'y terminer (fig. 18) ; mais en réalité le contact du calcaire et des marnes ne se redresse pas vers le midi, comme l'indique la figure 18 ; des recherches récentes ont montré qu'il s'infléchit vers le sud, sous une inclinaison très faible, et que le gîte s'infléchit en même temps, en restant au voisinage des marnes liasiques. Jusqu'ici on n'a rencontré dans cette région que des amas d'importance secondaire, mais on peut espérer que la prolongation des recherches amènera de nouvelles découvertes.

Dans les régions qui ont peu subi l'action des agents atmosphériques, comme

©BIU Santé

le quartier Henry, le gîte ne se compose guère que de blende, généralement compacte et de couleur claire; cette blende présente parfois des bandes de galène lui donnant une apparence largement concrétionnée, bien distincte de celle des blendes à zones minces que nous avons décrites antérieurement. Ce n'est pas que les véritables blendes zonées, d'apparence stalactitiforme, fassent défaut dans la région ; la mine des Deux Jumeaux, située au nord-est de Ganges, en a fourni de beaux échantillons. Mais ce type de minerai est très rare aux Malines, s'il n'y fait complètement défaut.

La blende des Malines est parfois accompagnée de soufre natif, cristallisé dans des druses; elle est mélangée d'une certaine proportion de galène et de marcassite.

Dans la plus grande partie du gîte, les sulfures ont subi une transformation calaminaire fort avancée ; ils ne se retrouvent à peu près intacts que dans la partie moyenne de chaque section transversale. Vers le toit se rencontrent les terres calaminaires, laissant parfois au-dessus d'elles un vide d'une certaine importance; ces terres s'enrichissent peu à peu en zinc vers leur partie inférieure et passent à des calamines plombeuses et ferrugineuses. A ce minerai succède la blende plus ou moins altérée au-dessous de laquelle se trouve enfin une couche

Fig. 20. — Coupe verticale de la Grotte du Sergent (Hérault), d'après M. Martel. [Échelle : 0,0002.]

de calamine carbonatée, à haute teneur, reposant sur le mur dolomitique et pénétrant dans ses fissures. Cette zone inférieure, formée de carbonate de zinc presque pur, a évidemment pour origine la réaction exercée sur le mur du gîte par le sulfate de zinc provenant de l'altération du sulfure contenu primitivement dans les zones supérieures du remplissage.

Le gîte des Malines, en ce qui concerne l'épigénie calaminaire, ne présente rien de bien particulier, mais il est au contraire fort intéressant au point de vue de la formation du gîte blendeux primordial. La cavité que ce gîte occupe dans la masse des dolomies oolithiques présente une analogie indiscutable de formes avec les cavernes actuelles; son double pendage se retrouve exactement dans la Grotte du Sergent, située à Saint-Guilhem-le-Désert, non loin du gîte des Malines et figurée ci-contre (fig. 20) en coupe longitudinale d'après M. E. A. Martel (*Les Abîmes*, p. 150). Les sections transversales représentées plus haut confirment cette manière de voir.

Il est plus difficile de préciser le mode de remplissage de la cavité primitive par les sulfures métalliques. L'origine première de ces sulfures semble devoir être cherchée dans les assises liasiques et triasiques, fréquemment métallifères dans la région des Cévennes. Ces assises ont dû être déposées dans un bassin

©BIU Santé

fermé ou en communication fort intermittente avec la mer libre; elles se trouvaient donc, dans des conditions favorables à la précipitation, sous l'action de matières organiques, des métaux que les eaux atmosphériques pouvaient y avoir amenés à l'état de dissolution.

Le mode de redissolution et de transport des sulfures métalliques a déjà été exposé; le point délicat est ici d'expliquer comment ces sulfures ont pu se précipiter dans une caverne ouverte dans les dolomies oolithiques, c'est-à-dire à un niveau géologique supérieur à celui où ils devaient se trouver primitivement. La faille inverse, qui a fortement relevé les terrains situés au nord-ouest du gîte des Malines, permet de se rendre compte de ce phénomène; le trias et le lias, actuellement enlevés par érosion auraient existé autrefois, du côté des Cévennes, à un niveau supérieur à celui du gîte des Malines et ce serait le produit du drainage de ces terrains qui aurait donné lieu au remplissage de la cavité primordiale de ce gîte. Les solutions métallifères auraient circulé sur le sol de cette cavité au lieu de suinter à sa voûte, ce qui expliquerait la structure largement ondulée et comme stratifiée du minerai.

Gîtes avec imprégnation latérale. — La plupart des gîtes irréguliers de blende, encaissés dans les calcaires, semblent exiger, pour expliquer leur formation, deux phénomènes successifs : 1° Creusement des cavités par corrosion de la roche encaissante, ce phénomène étant dû à la circulation des eaux souterraines; 2° dépôt des sulfures métalliques dans les cavités ainsi creusées. La démarcation très nette que l'on observe ordinairement entre le remplissage et les épontes calcaires ne permet guère d'admettre une autre hypothèse.

Mais, dans certains cas plus rares, on observe au contraire une transition progressive au contact. Le calcaire, stérile à une certaine distance du gîte, se charge peu à peu de sulfure de zinc; il passe à l'état de blende calcaire d'abord, puis de blende compacte, sensiblement exempte de carbonate de chaux. Pour expliquer ce phénomène, observé notamment à Malfidano (Sardaigne), il faut admettre que les solutions métallifères génératrices du gîte aient dissous le calcaire des épontes et précipité en même temps le sulfure de zinc qu'elles tenaient en dissolution. Une pareille réaction peut se produire dans des conditions diverses, notamment en présence d'une forte proportion d'acide carbonique dissoute dans les eaux métallifères, déjà chargées d'acide sulfhydrique, mais l'étude de la question n'est pas assez avancée pour qu'il soit possible de conclure à cet égard.

GITES CALAMINAIRES

La blende, exposée aux actions atmosphériques, se transforme en sulfate de zinc, soluble dans les eaux pluviales et disparaît ainsi assez rapidement : sa disparition est plus rapide encore lorsqu'elle est mélangée de marcassite, ainsi que cela arrive fréquemment dans les gîtes métallifères. La galène, au con-

©BIU Santé

traire, résiste à l'altération pendant une période relativement longue, mais elle finit néanmoins par se transformer en sulfate ou en carbonate de plomb suivant les circonstances.

Le temps nécessaire pour la transformation complète des sulfures n'est pas toujours bien considérable.

A Pontpéan (Ille-et-Vilaine), les anciens exploitants avaient accumulé, d 1730 à 1797, des tas considérables de schlamms, riches en blende et en galène, mais où les deux minéraux étaient trop intimement mélangés pour que leur séparation pût, à cette époque, s'effectuer économiquement par voie de lavage. Lorsqu'on entreprit, vers 1844, de laver à nouveau ces résidus, on les trouva composés exclusivement de sulfate de plomb et d'une gangue quartzeuse; la blende primitivement contenue dans le mélange avait disparu, sans laisser d'autre trace de son existence qu'un enrichissement notable du résidu au point de vue de la teneur en argent.

Un phénomène analogue s'est produit aux affleurements des filons blendeux encaissés dans des roches argileuses ou siliceuses: on doit lui attribuer, par exemple, la formation des terres rouges, si remarquablement riches en argent, qui occupaient la partie supérieure du grand filon d'Huelgoat. Dans les cas analogues, le zinc a généralement disparu sans laisser de trace, entraîné sous forme de sulfate par les eaux qui circulaient dans le filon; cependant, dans certains cas exceptionnels, on en retrouve une très petite partie à l'état de silicate hydraté, cristallisé dans des druses. Ainsi le filon de Saint-Cierge-la-Serre (Ardèche), encaissé dans le granite et exclusivement blendeux, a fourni un certain nombre d'échantillons de calamine silicatée.

Les gîtes de blende encaissés dans les calcaires donnent lieu, au contraire, sous l'action des agents atmosphériques, à la formation de gîtes calaminaires, contenant des proportions variables de smithsonite, de zinconise et de calamine silicatée, avec parfois un peu de willémite.

Ce dernier minéral se rencontrait assez fréquemment à Moresnet, surtout dans la région centrale du gîte, au-dessous de la masse dolomitique qui divisait l'affleurement en deux parties inégales; mais il est rare dans l'ensemble des gîtes calaminaires. La zinconise forme dans ces gîtes des enduits à l'intérieur des géodes, parfois même elle se dépose, sous forme de stalactites, sur les parois des galeries d'exploitation; mais, malgré sa diffusion très grande, elle forme rarement une fraction importante de l'ensemble du minerai.

Dans certains gîtes exceptionnels, comme Moresnet, la calamine électrique est plus abondante que la smithsonite, mais il en est tout autrement lorsqu'on envisage l'ensemble des gîtes calaminaires. Ces gîtes sont principalement formés de carbonate de zinc anhydre, présentant les apparences et les structures les plus diverses. Le plus souvent, il se rencontre en plaquettes contournées ou en veines anastomosées les unes avec les autres, laissant entre elles des intervalles tantôt vides, tantôt remplis de terres ferrugineuses. Dans certaines régions des gîtes, le plus souvent vers le toit, ce sont les terres qui prédominent; elles contiennent alors de nombreux débris calaminaires, en plaquettes plus minces, très fragmentées, ou des nodules de smithsonite concrétionnée.

©BIU Santé

Quand ces nodules sont formés d'hydrozincite, leur séparation de la terre calaminaire par voie de lavage est souvent très difficile.

Dans certains gîtes calaminaires, on rencontre des cristaux de gypse; mais le plus souvent la présence de ce minéral, à une époque antérieure, n'a laissé d'autre trace que des vides représentant le moulage de cristaux dissous ou des pseudomorphoses de gypse en smithsonite, calcite, etc.

Tous les gîtes calaminaires renferment une certaine proportion d'argile plus ou moins ferrugineuse et zincifère, désignée sous le nom de terre calaminaire; cette matière paraît provenir soit de la dissolution du calcaire encaissant (Wiesloch, Malines), soit de l'effondrement de schistes formant le toit du gîte (Welkenrädt, Schmalgraf).

Mais on rencontre aussi, dans ceux de ces gîtes qui présentent la forme d'entonnoirs largement ouverts à la surface, des argiles d'une tout autre nature. Ce sont des argiles grises ou noires, accompagnées de sables et contenant parfois des débris de végétaux tertiaires parfaitement déterminables. L'exploitation de Herrenberg, près Aix-la-Chapelle, a donné lieu à des découvertes de ce genre (Delanoue, *A. d. M.*, 4e série, t. XVIII, pl. 14, *fig.* 7).

L'explication de la présence de ces sables et argiles d'âge tertiaire est facile à trouver. Nous avons montré (*Bull. soc. géol.*, 3e série, t. XIV, p. 792) que la formation du carbonate de zinc par oxydation de la blende et réaction du sulfate de zinc ainsi formé sur le carbonate de chaux donne lieu à une réduction de 0,17 sur le volume occupé par les éléments primitifs. Cette réduction est de beaucoup augmentée par la transformation de la pyrite en limonite et par la dissolution des épontes calcaires sous l'action des eaux atmosphériques. Dans les gîtes qui n'affleurent pas (Wiesloch, Malines), elle se traduit par la formation d'un vide entre le toit calcaire et la masse calaminaire; dans ceux qui affleurent sous des assises tertiaires, argileuses et sableuses, elle a eu pour effet une descente progressive de ces assises dans la dépression qui s'est développée au-dessous d'elles. La portion du dépôt tertiaire ainsi affaissée s'est trouvée protégée contre les érosions qui ont détruit la formation dans toute la région environnante.

L'altération de la blende par les agents atmosphériques et l'action des produits de cette altération sur le calcaire fournissaient une explication toute naturelle de l'origine des calamines, explication que les anciens mineurs avaient adoptée, sans chercher d'ailleurs à en pénétrer autrement le détail. C'est seulement au milieu de ce siècle que divers auteurs, notamment Delanoue (*A. d. M.* 4e série, t. XVIII, p. 455), développèrent une autre théorie ayant pour base la précipitation directe du zinc à l'état de combinaisons oxydées. Dans ce système, le métal aurait été apporté des profondeurs de l'écorce terrestre par des eaux ascendantes, probablement thermales; dissous dans ces eaux sous forme de chlorure ou de sulfate, il se serait précipité à l'état de sulfure dans les zones profondes, sous l'action des matières bitumineuses contenues dans certaines assises schisteuses ou calcaires, à l'état de combinaisons oxydées près de la surface, au contact d'assises calcaires. Cette deuxième phase de la précipitation se serait effectuée avec une intensité toute particulière sous l'influence de la dolomie, qui se montrerait plus active à cet égard que le calcaire, d'après Delanoue (*loc. cit.*).

©BIU Santé

Nous avons eu l'occasion d'établir (*Bull. soc. géol.*, 3e série, t. XIX, p. 790) que l'interprétation donnée par cet auteur de ses expériences était inexacte. Pour expliquer la formation de la blende au moyen d'une réduction exercée par les matières organiques, il faut admettre que le sel soluble de zinc contenu dans les eaux génératrices des gîtes était le sulfate ; or ce sel, même en solution saturée, n'est pas précipité par la dolomie. A l'inverse de ce que supposait Delanoue, la présence fréquente de cette roche aux épontes des gîtes calaminaires ou en blocs isolés dans la masse de ces gîtes s'explique par son inaltérabilité relative et par sa résistance aux actions qui ont dissous les parties de la masse encaissante plus pauvres en magnésie.

Le calcaire est d'ailleurs sans action sur les solutions très étendues de sels de zinc, c'est-à-dire sur les seules dont on puisse, avec quelque vraisemblance, admettre la circulation ascendante dans les profondeurs du sol. La théorie de la précipitation directe des calamines manque donc de base au point de vue expérimental ; elle est d'ailleurs incompatible avec les faits observés.

Si les eaux ascendantes avaient contenu le zinc à l'état de sel oxygéné et avaient laissé précipiter ce métal sous la seule action du carbonate de chaux, la précipitation aurait dû s'effectuer à la traversée de la première couche calcaire rencontrée. Les gîtes, auxquels elle aurait donné naissance, auraient présenté un épanouissement considérable au point où les solutions métallifères auraient pénétré dans cette couche ; ils se seraient ensuite amincis progressivement dans le sens ascendant. L'observation prouve qu'au contraire les gîtes calaminaires ne se rencontrent que près de la surface, qu'ils y présentent leur maximum de développement et qu'ils se resserrent d'ordinaire assez rapidement en profondeur, ou du moins qu'ils perdent dans cette direction leur caractère calaminaire pour se transformer en gîtes sulfurés.

On ne saurait admettre que ce changement de caractère se soit produit, dès l'origine, par l'action de l'air sur les eaux qui déposaient des sulfures en profondeur.

Il faudrait d'abord modifier complètement l'hypothèse primitive et supposer que ces eaux contenaient le zinc à l'état de sulfure, dissous en présence d'hydrogène sulfuré ou de sulfures solubles. Cela ne suffirait même pas, car l'observation des sources sulfureuses actuelles prouve que l'oxygène ne pénètre pas sensiblement à l'intérieur de leur griffon puisqu'il se dépose dans ce griffon des sulfures métalliques jusqu'au voisinage immédiat du point d'émergence.

D'ailleurs, quelle que fût la composition des eaux ascendantes, on ne comprend guère comment ces eaux auraient pu suivre un trajet bien défini en circulant à travers des calcaires aussi fissurés que ceux où se rencontrent les gîtes calaminaires. On ne voit pas bien par quel mécanisme des sources puissantes auraient pu jaillir, par exemple, sur le plateau de Planu Sartu (Sardaigne), à quelques centaines de mètres de la mer, en plan, et à 100 mètres au-dessus de son niveau, alors que la nappe d'eau souterraine se maintient rigoureusement aujourd'hui à ce niveau. Pour résoudre la difficulté, on ne saurait alléguer que la surface du sol, lors de la formation des gîtes calaminaires, ait été sensiblement différente de ce qu'elle est aujourd'hui, car c'est incontestablement au profil actuel de la surface qu'est lié le développement de ces gîtes.

L'étude intime des mêmes gîtes fournit d'ailleurs les preuves les plus con-

©BIU Santé

cluantes de leur formation par voie d'oxydation de la blende. On y rencontre constamment des sulfures, dont la proportion croît vers la profondeur; ces sulfures présentent à leur surface des traces incontestables de corrosion. Les fragments de blende zonée montrent par exemple des caries irrégulières qui coupent indifféremment toutes leurs zones successives et à l'intérieur desquelles se trouve de la calamine caverneuse, de formation évidemment secondaire. L'hypothèse d'une régénération postérieure des sulfures par l'action des matières organiques, émise par Monheim, d'après une observation faite à Küchengrath sur de vieux bois de mine, ne saurait expliquer une semblable structure, très fréquente dans les gîtes calaminaires.

La présence constante, dans ces gîtes, soit de cristaux de gypse, soit de moulages ou de pseudomorphoses de cristaux de la même subtance, l'absence au contraire, dans les zones profondes des mêmes gîtes, exclusivement sulfurées, de tout indice de l'existence de sulfate de chaux à une époque quelconque, sont encore un argument en faveur de la théorie épigénique de la formation des calamines.

Cette théorie peut se résumer dans les termes suivants :

Le sulfure de zinc, même pur, s'altère peu à peu quand il est soumis aux influences atmosphériques; le mélange de marcassite, si fréquent et si intime dans les blendes zonées, rend cette altération beaucoup plus rapide. Dans ces conditions, il se forme, d'une part, du sous-sulfate de peroxyde de fer, peu soluble, du sulfate de zinc et de l'acide sulfurique. La galène, s'il y en a, subit également l'oxydation, mais avec beaucoup plus de lenteur; elle donne du sulfate de plomb, sensiblement insoluble.

Ce sulfate et celui de peroxyde de fer restent sur place; ils se transforment peu à peu en carbonate de plomb et en hydroxyde de fer sous l'action des eaux chargées de carbonate de chaux qui continuent à les traverser.

Le sulfate de zinc et l'acide sulfurique provenant du dédoublement du sulfate de fer se dissolvent dans les eaux infiltrées. Ordinairement ces eaux sont peu abondantes, comparativement à la quantité de sulfate de zinc et d'acide sulfurique produits par oxydation : elles donnent donc des solutions très concentrées et très acides, qui descendent lentement ou arrivent par capillarité au contact du calcaire encaissant.

A ce contact elles précipitent complètement le zinc qu'elles contiennent, ainsi que nous l'avons établi (*loc. cit.*, p. 788), à l'opposé de ce qui se passerait avec les dissolutions très étendues. La différence tient au peu de solubilité du sulfate de chaux hydraté.

Lorsqu'on opère à l'air libre, le zinc se précipite sous forme d'hydrocarbonate, intimement mélangé avec le gypse, produit simultané de la réaction; dans ces conditions, en effet, l'eau déplace partiellement l'acide carbonique.

Pour éviter ce déplacement et obtenir du carbonate de zinc neutre et anhydre, il faudrait : ou bien diminuer l'action exercée par l'eau en excès, ou bien augmenter la tension de l'acide carbonique dans l'atmosphère extérieure.

L'absorption de l'eau en excès dans le mélange peut résulter de la présence du sulfate de fer ou de celle de l'acide sulfurique libre : le sulfate de chaux formé par la réaction de ces substances sur le calcaire absorbe alors,

©BIU Santé

pour former du gypse, une partie de l'eau qui dissolvait le sulfate de zinc. Nous avons montré (*loc. cit.*, p. 789) qu'une solution de ce sel, saturée à la température ordinaire, contient dix fois plus d'eau que ne peut en absorber le gypse formé par sa réaction sur le carbonate de chaux.

Cependant, d'après Ad. Schmidt (*Die Zinkerz-Lagerstätten von Wiesloch*, p. 98), il suffirait d'ajouter une petite quantité de sulfate de fer à une solution de sulfate de zinc pour obtenir, en cristaux microscopiques, du carbonate de zinc anhydre, un peu ferrifère. Nous avons essayé de reproduire cette réaction, mais sans succès; dans les conditions indiquées, nous avons obtenu des masses irrégulières qui, au microscope, ne présentaient aucune forme cristalline discernable et n'exerçaient aucune action sur la lumière polarisée. Le produit de la réaction, bien débarrassé de sulfate de chaux et soigneusement desséché, contenait toujours une forte proportion d'eau; c'était un mélange d'hydrocarbonate de zinc avec une proportion variable d'oxyde de fer hydraté.

Il en serait tout autrement, sans doute, si le sulfate de fer acide ou l'acide sulfurique libre intervenaient en forte proportion; or, nous avons vu que la présence de ce dernier corps a été constatée dans les eaux des mines du Laurium.

En fait, comme le prouve la découverte dans le même gîte de cavités recouvertes, sur leurs parois, de gypse et de smithsonite, la formation de ce dernier corps semble se produire sous l'action de solutions de sulfate de zinc médiocrement concentrées. Il est probable que cette différence entre les réactions ordinaires du laboratoire et celles qui se développent en profondeur tient à la présence, dans ce deuxième cas, de l'acide carbonique sous une pression assez forte pour modifier les conditions d'équilibre et déplacer l'eau de l'hydrocarbonate de zinc. La présence de ce gaz, fortement comprimé, a été constatée fréquemment dans les travaux de mines; sans parler des dégagements qui se sont produits dans les terrains sédimentaires, comme à Rochebelle (Gard) et aux environs de Brassac (Haute-Loire), ou dans les filons ordinaires, comme ceux de Pontgibaud et de l'île de Man, il convient de rappeler les manifestatations analogues observées dans le district d'Alston Moor, notamment à la mine de Long Cleugh et surtout celles plus caractéristiques encore qui ont été constatées à la mine des Malines. L'abondance de l'acide carbonique sous pression était telle dans ce dernier gîte que, bien souvent, le percement des galeries au rocher a dû être suspendu pendant plusieurs jours à l'approche du minerai pour permettre au gaz de se dégager.

Le gypse, dont la formation constitue un des traits essentiels de la théorie épigénique, se rencontre à l'état cristallisé dans un certain nombre de gîtes calaminaires, mais, dans beaucoup d'autres, il a disparu, ne laissant d'autres vestiges de son existence que des moules ou des pseudomorphoses de cristaux.

La redissolution de ce corps s'explique facilement en ce qui concerne tous les gîtes calaminaires qui se trouvent actuellement au-dessous du niveau de la nappe aquifère; dans ceux mêmes qui ne sont pas normalement au-dessous de ce niveau, elle a dû se produire plus ou moins complètement par l'effet de la circulation de grandes quantités d'eau dans les fissures du calcaire, pendant les périodes de pluies abondantes. Cette circulation enlevait le résidu inerte de la réaction, rendait au remplissage du gîte sa perméabilité, dégageait les

©BIU Santé

épontes calcaires et permettait aux phénomènes d'oxydation, suivis de précipitation, de recommencer sous l'influence de la faible quantité d'humidité qui imprègne normalement les roches.

Il nous reste à signaler une dernière réaction qui a joué un rôle accessoire dans la formation des gites calaminaires. Une fois formé, le carbonate de zinc, anhydre ou hydraté, se redissout facilement dans l'eau chargée d'acide carbonique et se précipite à nouveau, anhydre et cristallisé, lorsque ce gaz se dégage (voir p. 26). C'est évidemment ainsi que sont formés, à l'époque actuelle, les enduits de smithsonite sur les parois et sur les boisages de vieux travaux de mines (Wiesloch, Herrenberg, près Stolberg) ou sur des objets trouvés dans ces travaux; au Laurium, par exemple, une amphore antique a été trouvée recouverte d'un semblable enduit, sur 3 à 4 millimètres d'épaisseur (Daubrée, *Les eaux souterraines*, t. II, p. 30). Quelquefois, les enduits de ce genre contiennent du silicate hydraté (Haute-Silésie, d'après Nöggerath).

On doit attribuer la même origine aux croûtes cristallines (*zinkglas*) observées si fréquemment à l'intérieur des géodes, dans les gites calaminaires, ainsi qu'aux veines de calamine pure qui pénètrent dans le mur des mêmes gites.

Ces veines aboutissent parfois à des renflements considérables, comme au Laurium, et donnent alors de grandes quantités de calamine à haute teneur.

Les gites blendeux qui possèdent l'apparence filonienne et ne contiennent guère que des sulfures cristallins, ont été beaucoup moins atteints par la transformation calaminaire que les gites irréguliers. Cette différence peut tenir soit à la moindre altérabilité de la blende, soit à une moindre facilité de circulation pour les eaux superficielles dans les gites de la première catégorie.

Nous avons insisté déjà sur le peu d'abondance relative du silicate de zinc dans les gites calaminaires; il n'est cependant pas sans intérêt de rechercher dans quelles conditions ce minéral a pu se former. A cet égard, les données expérimentales font défaut jusqu'ici et on en est réduit à des hypothèses.

Dans certains cas, comme dans celui des échantillons exceptionnels trouvés à Saint-Cierge-la-Serre, on peut supposer que le silicate de zinc s'est produit par la réaction du sulfate de zinc acide, provenant de l'altération de la blende, sur le feldspath du granite encaissant : ce granite est en effet fortement altéré dans la zone superficielle où ont été rencontrés les échantillons en question.

Les phénomènes observés au Laurium seraient plutôt en contradiction avec cette manière de voir. La kaolinisation des eurites, souvent si complète, aurait dû en effet donner lieu à la formation de calamines silicatées; or, tout au contraire, les puissants amas de Camaresa, en corrélation avec les filons euritiques, se composent exclusivement de smithsonite.

Il semble donc que ce soit, dans la plupart des cas, la silice disséminée dans les roches sédimentaires qui ait fourni l'élément caractéristique des calamines silicatées : à Moresnet, par exemple, ce serait au calcaire carbonifère, spécialement à la dolomie constituant sa partie inférieure, que cette silice aurait été empruntée.

©BIU Santé

PRINCIPES GÉNÉRAUX DE LA MÉTALLURGIE DU ZINC

La connaissance des réactions principales du zinc et de ses dérivés, jointe aux indications données ci-dessus sur l'abondance relative des divers minerais de ce métal, permet de se rendre compte des traits généraux de sa métallurgie.

Les minerais de zinc peuvent se classer en deux groupes : d'une part le sulfure, d'autre part les minerais oxydés, c'est-à-dire l'oxyde isolé ou associé à la franklinite, les carbonates et les silicates de zinc.

On n'a pas réussi jusqu'ici à extraire directement le zinc de son sulfure. On pourrait essayer d'y parvenir au moyen de trois des réactions que nous avons indiquées plus haut, celles exercées par l'oxyde de zinc, le charbon et le fer. La réaction de l'oxyde sur le sulfure, qui joue un rôle important dans la métallurgie du cuivre et du plomb, ne se produit pour le zinc qu'à une température très élevée et serait pratiquement d'une réalisation difficile; elle serait sans doute suivie d'une réaction inverse au cours du refroidissement. La seconde présente certainement le même inconvénient, d'après les expériences déjà citées de M. Lencauchez. Le zinc, séparé du soufre par l'action du carbone, à température très élevée, se recombine avec lui quand la température s'abaisse ; il ne se condense finalement que du sulfure de zinc, plus ou moins mélangé d'oxyde s'il y a eu des rentrées d'air accidentelles.

La troisième réaction, celle du fer à haute température, serait théoriquement d'une application possible, mais en fait elle donnerait lieu à beaucoup de difficultés. Elle exige une température très élevée et doit s'effectuer en vase clos ; elle présenterait donc les mêmes inconvénients que la méthode actuellement en usage; de plus elle donnerait difficilement un rendement satisfaisant, car le mélange intime de la blende avec la ferraille ou la fonte serait bien difficile à réaliser. Nous verrons que cette réaction joue un rôle secondaire dans la réduction des blendes incomplètement grillées; d'ailleurs elle ne semble pas susceptible d'intervenir autrement dans la pratique industrielle.

En fait on commence toujours par faire subir aux blendes un grillage prolongé, terminé par un coup de feu à haute température ; dans ces conditions, on transforme la blende en oxyde de zinc, sensiblement exempt de soufre, ce qui ramène par suite le cas des minerais sulfurés à celui des minerais oxydés.

Ceux-ci sont tous réductibles par le charbon à haute température, mais avec une facilité inégale. Tandis que l'oxyde de zinc se réduit un peu au-dessus du point de volatilisation du métal, la réduction du silicate ne s'opère complètement qu'au blanc intense. Quant aux carbonates et hydrocarbonates ils sont ramenés à l'état d'oxyde, au-dessous de 500 degrés, c'est-à-dire bien au-dessous de la température de volatilisation du zinc; il semblerait donc que leur réduction dût se faire avec la même facilité que celle de l'oxyde. Mais l'expulsion de l'eau et de l'acide carbonique ne s'effectue pas simultanément dans toute la masse; elle ne se termine pratiquement qu'à une température voisine de celle de la réduction de l'oxyde et donne lieu à une absorption de chaleur assez impor-

©BIU Santé

tante. L'eau ou l'acide carbonique qui se dégagent tendent à réoxyder le zinc isolé par l'action réductrice du charbon; d'autre part, l'absorption de chaleur due à leur séparation ralentit l'échauffement du mélange. La réduction de minerais carbonatés crus se fait donc dans des conditions moins avantageuses que celle de ces mêmes minerais calcinés; d'autre part, si le traitement métallurgique du minerai doit s'effectuer à une grande distance des mines, il y a tout intérêt à réduire au minimum le poids à transporter. La réduction obtenue par l'élimination de l'acide carbonique est importante; elle est de 35 p. 100 du poids primitif pour le carbonate de zinc pur, de 25 p. 100 environ pour les hydrocarbonates; les calamines naturelles, plus ou moins mélangées de silicate de zinc et de matières inertes perdent de 20 à 30 p. 100 de leur poids par la calcination. Aussi cette opération est-elle pratiquée presque partout sur les calamines carbonatées; on n'y recourt guère, au contraire, pour les minerais contenant une forte proportion de silicate de zinc. En effet, la calamine électrique, quand elle est pure, contient seulement 7,5 p. 100 d'eau qui se volatilise à une température assez basse pour ne pas gêner sensiblement les phénomènes de réduction; on n'a donc pas grand intérêt à faire subir à ce minerai une calcination préalable.

En dehors de cette exception et de celle relative aux minerais à base de zincite, franklinite et willémite, on peut dire d'une manière générale que les minerais de zinc subissent d'abord un grillage ou une calcination, suivant que ce sont des blendes ou des calamines, et que la matière soumise à la réduction finale se compose essentiellement d'oxyde et de silicate de zinc mélangés d'une proportion de gangues plus ou moins forte.

La réduction de ce mélange ne peut s'effectuer pratiquement qu'au moyen du charbon; on vient de voir que l'emploi du fer serait notablement plus coûteux et qu'un contact intime de ce métal avec la matière à réduire serait bien difficile à réaliser.

Ce contact intime peut s'obtenir dans une certaine mesure avec le charbon, en pulvérisant à la fois celui-ci et le minerai calciné, puis opérant un mélange complet des deux substances pulvérisées. Il n'est d'ailleurs pas absolument indispensable, car l'oxyde de carbone joue le rôle d'agent intermédiaire, transportant l'oxygène du minerai sur le carbone solide et suppléant par suite à l'imperfection inévitable du contact entre matières qui ne sont pas à l'état fluide.

Le principe des divers procédés de réduction des minerais de zinc est donc le suivant : mélanger intimement ces minerais, préalablement grillés ou calcinés, avec du charbon de bois, du coke ou un combustible naturel très riche en carbone et chauffer le mélange, dans des récipients fermés, à une température sensiblement supérieure au point d'ébullition du zinc. Le métal se volatilise et, mélangé avec les gaz qui résultent de la réaction, se condense dans des appareils convenablement disposés, tout en subissant une réoxydation partielle plus ou moins importante due à la réaction inverse qu'on ne saurait éviter au cours d'un refroidissement effectué en présence d'acide carbonique ou de vapeur d'eau.

Le chauffage en vases clos, tel qu'on le pratique aujourd'hui dans la réduction des minerais de zinc, implique une transmission de chaleur effectuée par

©BIU Santé

conductibilité à travers une paroi réfractaire et une masse assez épaisse de mélange en traitement. Une pareille transmission est toujours lente et difficile ; elle l'est d'autant plus dans le cas actuel que la température à obtenir est très élevée, supérieure généralement à 1000 degrés. Pour arriver à porter à cette température, dans un délai pratiquement admissible, les parties centrales de la masse à réduire, il faut, d'une part, limiter l'épaisseur de matière à travers laquelle la transmission de la chaleur doit s'effectuer, d'autre part, réaliser une température très élevée dans le laboratoire du four recevant les récipients de distillation. Si ces deux conditions ne sont pas remplies, la réduction du zinc sera incomplète et la teneur des résidus restera élevée.

Sans entrer dans une discussion de détail qui trouvera sa place plus loin, on voit de suite que la capacité des récipients distillatoires sera nécessairement assez limitée, et que pour une production importante il faudra employer un grand nombre de pareils récipients, munis chacun d'un appareil de condensation ; les manutentions de matières et l'entretien des appareils présenteront par suite de grandes complications.

D'autre part, les petites dimensions des récipients limitent, au moins dans un sens, les dimensions du four qui doit les recevoir ; les parois de ce four ne peuvent pratiquement recevoir une épaisseur bien grande, celle du moins sur laquelle se trouvent placés les appareils de condensation. Les déperditions de chaleur à travers les parois seront donc importantes ; d'autre part, une utilisation méthodique de la chaleur est impossible, puisque tous les récipients de distillation doivent être chauffés d'une manière sensiblement égale. On se trouve donc dans les conditions les plus défavorables pour l'obtention d'une température très élevée et pour la bonne utilisation du combustible ; aussi la consommation de celui-ci est-elle considérable.

Étant données ces nécessités, que subit l'industrie du zinc, on s'explique que de nombreux inventeurs aient cherché à opérer dans cette industrie une révolution radicale en substituant le four à cuve aux appareils actuels, si compliqués et si imparfaits à bien des égards. On a rencontré dans cette voie nouvelle des difficultés considérables, que l'on n'a pu surmonter jusqu'ici.

Lorsqu'on fait passer un minerai de zinc oxydé dans un four à cuve de hauteur moyenne, on constate qu'une partie du métal passe dans les scories, en les rendant pâteuses et peu fluides, et qu'une autre partie se volatilise. La proportion de zinc qui passe dans les scories est d'autant moindre que la composition de celles-ci est plus basique et l'allure du four plus chaude ; en réglant convenablement la marche de l'appareil à ce double point de vue, on peut rendre négligeable la perte par scorification ; ce n'est donc pas de ce côté que se présentent les difficultés graves.

Mais une fois le zinc volatilisé, il s'agit de le recueillir à l'état métallique et c'est ce qu'on n'a jamais réussi à réaliser pratiquement Dans les hauts-fourneaux qui passent des minerais de fer zincifères, il semblerait que l'on dût rencontrer des conditions favorables à cet égard, car la température est très élevée dans l'ouvrage et le courant gazeux assez réducteur. Cependant le zinc se condense au gueulard sous forme d'oxyde (cadmies) ; parce que la proportion d'acide carbonique dans le courant gazeux, sensiblement nulle au niveau des

©BIU Santé

tuyères, devient importante au gueulard, par suite de la réduction de l'oxyde de fer dans la cuve. On obtient des résultats analogues dans les fours à cuivre ou à plomb qui traitent des minerais zincifères.

On n'a pas mieux réussi avec des fours à cuve installés spécialement en vue de la réduction des minerais de zinc. Quelques précautions que l'ont ait prises en vue d'éviter la réaction inverse de l'acide carbonique sur le zinc réduit, on n'a jamais obtenu de zinc liquide en proportion notable ; les produits condensés ont toujours été des poussières formées d'un mélange de zinc et d'oxyde de zinc. Le seul procédé pratique pour tirer parti de ces poussières consisterait à les redistiller avec du charbon; mais on retomberait alors dans toutes les complications du procédé actuel avec cette seule différence que ce procédé se trouverait appliqué à une matière première plus riche et d'un traitement plus facile. On peut se demander si l'avantage est suffisant pour compenser les frais d'un traitement préalable au four à cuve et les pertes qui en résulteraient.

On a proposé d'éviter les difficultés inhérentes à la condensation des vapeurs de zinc en maintenant le métal à l'état liquide au moyen d'une augmentation générale de pression dans toute la capacité du four à cuve; on pourrait alors couler le zinc comme un métal ordinaire. L'application de cette méthode entraînerait des complications considérables; on ne l'a jamais expérimentée jusqu'ici.

Il nous reste à mentionner un procédé fondé sur un principe tout différent, celui de la précipitation électrolytique. L'oxyde de zinc est transformé en sel soluble, en sulfate le plus souvent, à cause des facilités que l'on a à l'amener sous cette forme par le grillage de la blende; le sel dissous est ensuite électrolysé par un courant d'une force électromotrice relativement élevée. Cette dernière condition, jointe aux difficultés d'application pratique est de nature à faire douter que le procédé électrolytique arrive de longtemps à se substituer au procédé actuel de réduction en vase clos.

Malgré le peu de résultats utiles donnés par ces diverses tentatives, nous reviendrons sur la question après avoir exposé les conditions dans lesquelles se sont constituées et développées les diverses méthodes actuellement en usage.

Nous complèterons cet exposé par la description du procédé de fabrication directe du blanc de zinc, qui tient de très près aux méthodes de traitement au four à cuve, et par quelques détails technologiques, complément naturel des procédés métallurgiques.

CALCINATION OU GRILLAGE DES MINERAIS DE ZINC

Les minerais exceptionnels du New-Jersey, formés de zincite, franklinite et willémite, ne sont pas soumis à une calcination avant réduction; il en est de même parfois de certaines calamines silicatées.

©BIU Santé

Les autres minerais de zinc subissent au contraire l'un de ces deux traitements préliminaires, pour des raisons soit techniques, soit économiques.

On vient de voir qu'au premier point de vue la calcination ne s'impose pas pour les calamines aussi absolument que le grillage pour les blendes. On peut, à la rigueur, passer directement au four de réduction des calamines carbonatées crues, mais la calcination préalable augmente la production journalière des appareils, diminue la consommation de combustible et réduit la proportion des poussières à retraiter. Les frais de la calcination sont d'ailleurs peu considérables; il y a donc tout intérêt, au point de vue technique, à pratiquer cette opération.

En ce qui concerne les blendes, le grillage n'est pas simplement avantageux, comme la calcination pour les calamines; il est indispensable. On doit commencer par éliminer aussi complètement que possible le soufre de la blende en évitant de produire au cours du grillage une proportion notable de sulfate; ce composé chauffé avec du charbon régénérerait le sulfure de zinc et donnerait lieu par suite à une perte de métal qui devrait être théoriquement de deux unités environ par unité de soufre.

En fait, quand on opère sur les blendes naturelles, toujours plus ou moins ferrifères, la perte due à cette cause n'est pas aussi importante qu'on pourrait le supposer à première vue. Le sulfure de fer intimement mélangé avec la blende se transforme en oxyde de fer au cours du grillage : la température des fours de réduction est assez élevée et l'atmosphère intérieure des creusets assez énergiquement réductrice pour que l'oxyde ainsi formé, non seulement se réduise d'une manière complète au contact du carbone et de l'oxyde de carbone, mais même passe finalement à l'état de fonte liquide, qu'on retrouve en grenailles dans les résidus. Le fer ainsi réduit décompose le sulfure de zinc qui pourrait se former par réduction du sulfate et assure par suite la volatilisation complète du zinc.

Cette réaction secondaire permet donc de limiter moins strictement la proportion de soufre qui peut rester sans inconvénient dans les blendes grillées.

Cette proportion dépend de la quantité de fer existant dans les blendes. Lorsque cette quantité atteint 5 p. 100, chiffre fréquent en pratique, on ne constate aucune différence dans le rendement final des blendes grillées, tenant des proportions de soufre variables, mais inférieures à 2 p. 100. C'est ce que Henninger avait constaté, dès 1870, par des déterminations analytiques faites à l'usine de Dortmund.

On arrive aujourd'hui facilement à abaisser cette teneur au-dessous de 2 p. 100, pourvu que les blendes ne contiennent pas trop de galène ou ne soient pas mélangées d'une proportion importante de calcaire; le plus souvent, les blendes grillées avec soin tiennent moins de 1 p. 100 de soufre.

Ce ne sont pas seulement des considérations d'ordre technique qui interviennent dans ces questions de calcination ou de grillage; les considérations économiques exercent une influence importante à cet égard. Tant que les usines à zinc n'ont traité que des minerais exploités dans leur voisinage immédiat, les questions de transport n'ont joué qu'un rôle fort secondaire; on calcinait

©BIU Santé

les calamines à la mine ou à l'usine, suivant le plus ou moins de commodité qu'on y trouvait.

Aujourd'hui, au contraire, les usines à zinc alimentées exclusivement par les minerais locaux sont une exception. Le plus souvent ces usines sont installées sur des bassins houillers, et centralisent des minerais de toute provenance. Ces minerais arrivent à des états différents, les calamines à l'état calciné, les blendes, à l'état cru. La différence s'explique facilement; on a vu que les calamines perdent en moyenne de 20 à 30 p. 100 de leur poids; la blende, au contraire, ne subit au cours du grillage qu'une perte théorique de 16,7 p. 100, réduite souvent d'une manière notable par la présence de gangues diverses. L'économie de frais de transport que l'on realiserait en grillant la blende sur place n'est donc guère que la moitié de celle qu'on obtient en calcinant la calamine.

D'un autre côté, les deux opérations présentent des difficultés fort inégales; la calcination de la calamine exige peu de combustible, 4 à 5 p. 100; si on l'exécute dans de bonnes conditions; le combustible employé peut, sans inconvénient, être de qualité médiocre; enfin le travail de calcination se fait rapidement et sans difficulté, même avec des ouvriers d'une habileté des plus ordinaires. Au contraire, dans le grillage de la blende, la consommation de charbon peut être évaluée en moyenne à 25 p. 100 du poids du minerai; les appareils de grillage passent peu de matière dans un temps donné tout en étant assez dispendieux d'installation; enfin le travail y est difficile et exige un personnel habile que l'on ne trouve pas partout. C'est pourquoi, d'ordinaire, les usines à zinc grillent elles-mêmes les blendes qu'elles emploient, alors qu'elles reçoivent les calamines toutes calcinées.

Exposées à l'action des agents atmosphériques, les calamines grillées tendent à absorber peu à peu de l'eau et un peu d'acide carbonique si elles contiennent de la chaux en proportion notable. Il convient donc d'abriter, autant que possible, sous des hangars les calamines calcinées qui restent longtemps dépôt avant de passer aux fours de réduction.

CALCINATION DES CALAMINES

La calcination des calamines est relativement facile et s'opère à une température modérée, voisine du rouge sombre; il n'y aurait que des inconvénients à dépasser le point strictement nécessaire, car on pourrait provoquer un ramollissement partiel du minerai et rendre par suite celui-ci moins réductible.

Dans le cas où la calcination s'opère au contact immédiat du combustible, une trop forte élévation de température peut amener une réduction partielle du zinc, suivie de volatilisation; ce phénomène ne doit pas se manifester dans les conditions normales du travail.

Les dispositions des appareils de calcination varient avec l'état physique des

©BIU Santé

calamines à traiter. Lorsque le minerai est en fragments d'un certain volume, mélangés d'une très faible proportion de menu, la circulation des gaz à travers la masse s'effectue facilement; on peut donc calciner le minerai en tas ou dans des fours à cuve, ces derniers pouvant d'ailleurs être des fours coulants simples ou des fours à chauffes latérales.

Lorsque le minerai est menu, la circulation des gaz ne peut plus s'effectuer régulièrement à travers sa masse sous l'influence des faibles dépressions données par le tirage naturel. On arriverait, il est vrai, à assurer cette circulation en soufflant les fours, mais on s'exposerait alors à provoquer le développement d'une température locale élevée et à tomber ainsi dans les inconvénients déjà signalés plus haut. Aussi emploie-t-on partout, pour le grillage des menus, des appareils se rattachant au type du four à réverbère, plus ou moins modifié parfois en vue de réaliser mécaniquement le brassage des matières à échauffer. Dans les réverbères, en effet, la transmission de chaleur ne s'effectue que par la surface supérieure de la masse; elle serait donc fort lente si on ne renouvelait pas cette surface en retournant fréquemment les matières. Ce retournement opéré au râble ou à la spadelle entraîne une dépense de main-d'œuvre assez importante ; on peut réaliser, à ce point de vue, une économie notable en ayant recours à des procédés mécaniques.

En résumé, les appareils employés pour la calcination de la calamine peuvent se classer dans les catégories suivantes :

- A. Minerais en morceaux.
  - Calcination en tas.
  - Fours à cuve.
    - Fours à chauffes latérales.
    - Fours coulants simples.
- B. Minerais menus.
  - Fours à réverbère ordinaires.
  - Fours munis de dispositions permettant le brassage mécanique.

CALCINATION EN TAS

La calcination en tas est un procédé primitif, qui entraîne une consommation de combustible relativement élevée, mais n'exige aucune installation permanente. Elle peut donc trouver, encore aujourd'hui, son application sur le carreau de mines de création récente, dont l'avenir est incertain et pour lesquelles on voudrait se dispenser d'installer, dès le début, des fours de calcination qui pourraient rester plus tard inutilisés. La construction de ces derniers appareils est, au contraire, tout indiquée dès qu'on est assuré d'une production un peu importante pendant une période suffisamment longue.

La calcination des calamines en tas a été décrite par de nombreux auteurs depuis Karsten; nous prendrons pour type la méthode suivie à Dobrilla (Asturies), il y a une vingtaine d'années.

On commence par établir sur une aire bien dressée une couche de $0^m,20$ d'épaisseur de gros morceaux de minerai, laissant entre eux des vides importants,

©BIU Santé

destinés à faciliter l'entrée uniforme et régulière de l'air dans toute la masse. Au-dessus on pose un lit de gros bois, en couches croisées, formant en tout une épaisseur d'environ 1 mètre ; sur ce bois on place la charge de minerai (fig. 21), en retraite de 0m,50 par rapport au bord extérieur de la couche de bois. L'épaisseur de cette charge de minerai est de 2 mètres environ à l'extérieur et de 3 mètres au centre. On réserve au milieu une cheminée tronconique dont le diamètre, très faible au sommet, atteint environ 1 mètre à la base; on remplit cette cheminée de menu bois.

Le diamètre extérieur peut atteindre une quinzaine de mètres au maxi-

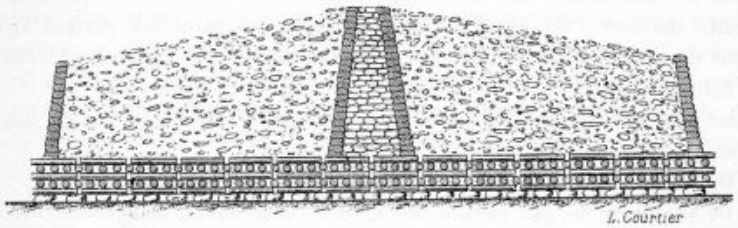


Fig. 21. — Tas de calcination de Dobrilla (Asturies).

mum; dans ce cas le tas se compose d'environ 800 tonnes de minerai et 120 tonnes de bois.

On met le feu au menu bois qui remplit la cheminée centrale et on laisse la combustion se propager dans la couche de bois, placée à la base du tas. Les gaz chauds traversent la masse de minerai et la portent à une température suffisante pour assurer l'expulsion à peu près complète des matières volatiles. La période de feu actif dure trente-six heures; on laisse ensuite refroidir le tas, on le démolit et on trie avec soin les incuits, que l'on repasse dans une opération suivante; la proportion de ces incuits est ordinairement de 5 p. 100 environ. La durée totale d'une opération est d'une huitaine de jours. La dépense de main-d'œuvre est relativement peu importante; elle varie d'un quart à un tiers de journée par tonne de minerai cru, mais la consommation de bois est au contraire assez forte; elle s'élève à 15 p. 100 du poids du minerai, chiffre bien supérieur à celui que l'on obtient par l'emploi du four à cuve.

La calcination en tas ne peut guère s'effectuer au moyen d'un combustible autre que le bois, encore faut-il que ce bois soit d'assez fortes dimensions pour que la combustion soit bien régulière. C'est là une condition qui serait assez difficile à remplir dans beaucoup de districts miniers.

Théorie de la calcination en tas. — Les phénomènes de la calcination en tas sont assez simples. Le feu mis par la cheminée centrale se propage rapidement dans la couche de bois située à la base et s'y entretient d'une manière suffisamment régulière. Les produits de la combustion, s'élevant de cette couche de bois en ignition, traversent uniformément les fragments de minerai, pourvu que ceux-ci laissent entre eux des vides assez larges pour que

©BIU Santé

la résistance à la circulation des gaz soit insignifiante. Les gaz chauds, en contact avec les morceaux de minerai, élèvent progressivement la température de ceux-ci, de la surface vers le centre. Dans le cas de minerais compacts, la propagation de la chaleur s'effectue seulement par conductibilité ; elle se fait par suite avec une certaine lenteur et il subsiste toujours une différence importante de température entre la surface et le centre des fragments. Dans l'hypothèse où la température initiale des gaz chauds serait constante, cette différence irait constamment en diminuant, mais elle ne s'annulerait jamais, puisque son existence est une condition nécessaire de la propagation de la chaleur par voie de conductibilité.

Avec les calamines, la transmission de chaleur ne s'effectue pas seulement de cette manière ; la porosité qui caractérise ces minerais permet aux gaz chauds de pénétrer dans l'intérieur des fragments et d'accélérer sensiblement leur échauffement.

Pour un minerai donné, la quantité de chaleur absorbée par un fragment est fonction :

1° De la forme et des dimensions de ce fragment.

2° De la masse de gaz chauds en contact avec sa surface extérieure dans l'unité de temps.

3° De la température de ces gaz.

La première influence est évidente ; pour une forme déterminée, la pénétration de la chaleur dans le centre d'un fragment donné sera d'autant plus lente que les dimensions absolues de ce fragment seront plus fortes ; inversement la transmission de chaleur s'effectuera d'autant plus vite que le fragment présentera plus de surface pour un volume déterminé. La forme plate des fragments et l'irrégularité de leur surface extérieure favorisent par suite, cette transmission. L'influence de la forme est impossible à définir d'une manière précise ; celle de la dimension moyenne, au contraire, peut s'évaluer d'une manière empirique, suffisamment approchée, en donnant, dans chaque cas, le diamètre de l'anneau par lequel peuvent passer les fragments. Plus ce diamètre sera faible, plus l'échauffement de la matière sera rapide et uniforme, mais plus aussi les vides subsistant entre les fragments seront étroits et la circulation des gaz sera difficile. Si on tient compte des frais de cassage, on doit dans chaque cas particulier s'arrêter à une certaine dimension moyenne, à déterminer empiriquement. Pour les calamines, cette dimension peut être notablement plus forte que pour des minerais compacts, à cause de la structure caverneuse dont nous avons signalé l'influence. Les difficultés dans le travail proviennent en général, non pas du volume trop grand des fragments, mais, au contraire, de l'abondance des menus, qui peut rendre difficile la circulation régulière du gaz.

D'une manière générale, on peut dire, *a priori*, que les gaz chauds, produits par la combustion du bois, traversant une masse de minerai froid, y abandonnent progressivement la chaleur qu'ils possèdent et sortent de cette masse avec une température inférieure à celle qu'ils avaient en y pénétrant. Inversement, la masse elle-même s'échauffe toute entière, mais d'une manière beaucoup plus intense à sa partie inférieure qu'à sa partie supérieure.

©BIU Santé

Au début du phénomène, orsque cette masse est encore à une température peu différente de la température ordinaire, la loi de refroidissement des gaz chauds est sensiblement la même que dans la circulation à travers les carneaux d'une chaudière à vapeur, c'est-à-dire de forme exponentielle. Mais peu à peu les conditions se modifient par suite de l'échauffement progressif des zones inférieures ; les quantités de chaleur transmises par les gaz, pour un parcours donné, à la paroi solide sont moindres que si cette paroi conservait sa température primitive et les gaz arrivent dans les zones supérieures plus chauds qu'au début de l'opération. Ils en sortent par suite plus chauds également et l'utilisation de la chaleur devient de plus en plus imparfaite à mesure que l'opération progresse.

D'autre part, il est évident, d'après les conditions mêmes dans lesquelles l'échauffement se produit, que la température des couches inférieures du minerai devra toujours être plus élevée que celle des couches supérieures. Si l'on porte le haut du tas au rouge sombre, température nécessaire pour obtenir une calcination complète, la base aura vraisemblablement atteint à ce moment le rouge vif, et les fragments de minerai pourront commencer à s'y fritter.

La calcination en tas donne donc des résultats irréguliers ; elle est peu économique au point de vue de la consommation de combustible ; son seul avantage est d'éviter les installations permanentes. Son emploi n'est rationnel que dans le cas où la durée des opérations doit être très limitée.

CALCINATION EN FOURS COULANTS

Dans le cas où une mine, au contraire, présente un avenir suffisant, l'emploi des fours coulants est de beaucoup préférable.

Dans ces appareils la calcination du minerai s'opère dans des conditions constamment identiques; une fois l'appareil arrivé à son état de régime, tous les fragments qui traversent la cuve passent par la même série d'états thermiques successifs.

Ce sont là les conditions les plus avantageuses au point de vue des échanges de chaleur entre le courant gazeux et la colonne solide descendante; en réglant convenablement les vitesses respectives de ces deux éléments, on peut arriver à réduire autant qu'on le veut la quantité de chaleur emportée par les gaz qui sortent du gueulard. On s'explique donc facilement les résultats avantageux donnés par les fours à cuve employés pour la calcination des calamines et la tendance que l'on a actuellement partout à employer ces appareils pour le traitement des minerais qui ne sont pas trop pulvérulents.

Les fours coulants usités pour la calcination des calamines, se subdivisent en deux catégories, suivant que le combustible y est brûlé sur des grilles latérales, ou qu'il est, au contraire, introduit en mélange avec le minerai à calciner.

©BIU Santé

L'emploi de l'un ou l'autre type peut être justifié par des considérations diverses, dont la plus importante est tirée de la nature du combustible dont on dispose. Le mélange de houilles collantes ou de combustibles très impurs, à cendres fusibles, avec le minerai, risquerait de donner lieu à des accrochages. Inversement les cendres pulvérulentes peuvent se mélanger intimement avec le minerai calciné, si celui-ci est assez fin, et abaisser par suite sa teneur dans une proportion notable.

Il est donc rationnel, quand on ne dispose que de combustibles collants ou très impurs, de brûler ces combustibles sur des grilles latérales : dans tous les autres cas, il est préférable de charger dans la cuve du four le combustible et le minerai par couches alternatives.

A l'origine de la métallurgie du zinc, on reprochait à cette dernière méthode de donner lieu à des pertes par volatilisation. Ce reproche pouvait n'être pas sans fondement lorsqu'on employait une proportion exagérées de combustible et qu'on opérait dans des fours très bas, dont le gueulard était maintenu constamment au rouge. La température était très élevée dans la zone de combustion; il risquait donc de se produire dans cette zone, au contact des fragments de combustible, une réduction de l'oxyde de zinc, suivie de la volatilisation du métal. Celui-ci se réoxydait dans les zones supérieures, lorsque la température s'abaissait, mais l'oxyde de zinc régénéré devait être entraîné en grande partie par le courant gazeux.

Aujourd'hui, la proportion de combustible employée est assez faible pour que la température maxima ne dépasse pas le rouge cerise; l'air est d'ailleurs introduit en quantité assez grande pour qu'il ne se forme guère que de l'acide carbonique. Dans ces conditions, il ne peut y avoir de volatilisation sensible du zinc; alors même que cette volatilisation se produirait accidentellement, elle ne donnerait lieu à aucune perte appréciable. En effet, les fours coulants employés aujourd'hui ont une section transversale assez grande pour que le courant gazeux, circulant lentement, ait le temps de laisser déposer sur les charges, pendant leur passage dans la zone du gueulard, l'oxyde de zinc régénéré par l'action des gaz sur le zinc volatilisé.

L'expérience démontre d'ailleurs que le mélange du combustible avec le minerai ne donne lieu à aucune perte de zinc si les fours ont des dimensions suffisantes et s'ils sont conduits avec soin.

D'un autre côté, les fours coulants sont d'une installation plus économique et d'une conduite plus facile que ceux à chauffes latérales ; l'utilisation de la chaleur y est meilleure, car la minceur des parois des chauffes, d'une part, l'emploi inévitable d'un excès d'air en vue de rendre complète la combustion lorsqu'elle s'effectue sur grille, d'autre part, sont des causes de déperdition de chaleur qui ne se rencontrent pas dans les fours coulants simples. On s'explique donc que ceux-ci soient aujourd'hui beaucoup plus répandus que les fours à chauffes latérales. Nous donnerons cependant quelques détails sur ces derniers appareils, qui peuvent parfois trouver une application utile, après avoir étudié d'une manière générale le profil à adopter pour les fours à cuve, quel que soit leur mode de chauffage.

©BIU Santé

DÉTERMINATION DU PROFIL INTÉRIEUR DES FOURS COULANTS

Les fours coulants employés pour la calcination des calamines doivent d'abord satisfaire aux mêmes conditions que les fours à cuve en général; leur profil doit être tel que la descente des charges s'y fasse d'une manière aussi uniforme que possible et leurs dimensions doivent être assez grandes pour que les fragments de minerai y séjournent pendant le temps nécessaire à leur calcination complète.

Les fours à cuve ont ordinairement un axe de symétrie vertical, parallèlement auquel s'effectue approximativement la descente des charges; l'existence d'un pareil axe et sa verticalité sont, en effet, des conditions indispensables pour que cette descente s'effectue d'une manière régulière et uniforme.

Il convient de considérer séparément l'influence de la forme des sections horizontales du four et de celle du profil méridien.

Les sections horizontales du four pourraient être quelconques si on était en droit de considérer comme négligeable le frottement des matières sur la paroi. Mais il n'en est rien; ce frottement est une cause importante de ralentissement pour la descente des fragments solides placés à la périphérie. Aussi les surfaces de séparation des charges, supposées primitivement planes et horizontales, tendent-elles à se déformer à mesure que la descente s'effectue; elles prennent l'apparence de cônes, dont la pointe serait tournée vers le bas et dont l'angle au sommet irait en diminuant progressivement.

Pour réduire au minimum l'influence retardatrice des parois, il faut adopter autant que possible, une section horizontale telle que le rapport de la surface au périmètre soit maximum, c'est-à-dire de forme circulaire. C'est ce qu'on fait pour tous les fours destinés à la calcination de la calamine. Dans d'autres appareils analogues, on a employé des sections formées d'un rectangle terminé par un demi-cercle à chaque extrémité: cette modification peut n'avoir pas d'inconvénients bien sérieux quand l'appareil est de grande dimension et que par suite l'influence retardatrice des parois se trouve relativement atténuée, mais elle complique la construction du four et surtout l'installation de ses armatures; il semble donc qu'il n'y ait pas de motifs bien sérieux de l'adopter. Si l'on veut passer une quantité de matières notablement supérieure à celle que peut traiter un four circulaire de dimensions normales, il vaut mieux installer deux ou plusieurs fours de ce type qu'un seul four allongé; on a ainsi plus d'élasticité dans le travail et plus de facilités pour les réparations.

Il faut remarquer que l'adoption de la forme circulaire pour les sections horizontales réduit au minimum non seulement les frottements sur la paroi, mais aussi les déperditions de chaleur à travers celle-ci. Ces déperditions diminuent d'ailleurs relativement quand la dimension transversale du four

©BIU Santé

augmente; c'est là une des raisons de la supériorité des grands fours sur les petits.

Étant admis que toutes les sections horizontales de la cuve sont circulaires, c'est-à-dire que la surface intérieure de celle-ci est une surface de révolution, il ne reste plus qu'à en déterminer le profil.

Ce profil doit d'abord être continu, car tout ressaut brusque provoquerait une dislocation des charges. De plus les éléments dont il se compose doivent autant que possible faire un angle assez modéré avec la verticale ; une inclinaison trop accentuée vers l'extérieur développe outre mesure le frottement sur la paroi, ainsi que les inégalités qui en résultent au point de vue de la descente des charges ; un surplomb vers l'intérieur tend au contraire à diminuer le frottement et à régulariser la descente, mais il donne lieu à des inconvénients d'autre nature.

La régularité de la descente des charges est évidemment un élément essentiel de la bonne marche d'un four à cuve, mais il en est un autre tout aussi important, c'est la régularité de répartition du courant gazeux ascendant. Ce courant a une tendance marquée à suivre la paroi, parce que c'est au voisinage de celle-ci que les charges présentent le maximum de vide ; en effet, les fragments solides viennent simplement s'appuyer contre la paroi par un de leurs angles, au lieu de s'enchevêtrer régulièrement entre eux comme ils le font dans la partie moyenne du four. L'inclinaison de la paroi vers l'extérieur, tendant à augmenter la pression sur cette paroi et par suite la densité des charges, combat la tendance qu'ont les gaz à circuler de préférence à la périphérie ; un surplomb vers l'intérieur produit une action inverse. En raison de ces phénomènes contradictoires, la solution la plus rationnelle serait peut-être d'adopter pour les fours à cuve la forme cylindrique, s'il n'intervenait ici des considérations d'un autre ordre.

Les parois exercent bien une certaine influence sur la circulation du courant gazeux, alors même que celui-ci serait introduit régulièrement réparti sur toute la base du four à cuve, mais il faut d'abord réaliser cette régularité initiale de répartition, résultat difficile à obtenir quand les dimensions transversales du four sont considérables. En effet, l'introduction des gaz chauds, si le four est à chauffes latérales, ou de l'air de combustion, si l'on mélange le combustible avec les charges, s'effectue d'ordinaire en un certain nombre de points périphériques de la section de base. L'uniformité initiale de répartition est donc loin d'être réalisée et sera d'autant plus loin de l'être que le diamètre de la section où se fera l'introduction du gaz, sera plus considérable. Dans les types les plus récents, on a bien essayé d'introduire par les trous d'un cône central une partie de l'air destiné à la combustion; mais, malgré cet artifice, on ne saurait agrandir beaucoup le diamètre inférieur du four.

D'un autre côté, la hauteur de l'appareil est limitée par des considérations assez différentes en apparence, mais ayant également pour but d'assurer la régularité de circulation du courant gazeux. Dans les fours à cuve non soufflés, tels que ceux qui servent à la calcination de la calamine, il importe tout spécialement d'éviter l'écrasement des matières et la production de menus qui

©BIU Santé

en serait la conséquence : ces phénomènes de tassement auraient, en effet, pour résultat d'arrêter presque complètement la circulation du gaz, ou du moins de rejeter cette circulation vers la paroi, ce qui a de graves inconvénients au point de vue de la régularité de l'allure.

Dans un four coulant, les charges ne contiennent plus que du minerai calciné quand elles arrivent à la partie inférieure de l'appareil; c'est donc de la résistance à l'écrasement du minerai calciné que dépend essentiellement la hauteur admissible pour la cuve. Dans le traitement des calamines, on ne dépasse pas un chiffre de 6 à 7 mètres.

Étant donné que la hauteur du four d'une part, son diamètre à la base, d'autre part, sont limités par les considérations ci-dessus, la capacité de l'appareil se trouverait déterminée si l'on s'imposait en outre l'adoption de la forme cylindrique. Or, cette capacité exerce une influence considérable, à un double point de vue, sur les conditions de fonctionnement du four ; il faut que les fragments de minerai séjournent dans celui-ci assez longtemps pour que, d'une part, leur calcination soit complète jusqu'au centre, que, d'autre part, les échanges de chaleur entre eux et le courant gazeux soit suffisamment avancés. Nous verrons plus loin dans quelles conditions s'effectuent ces échanges de chaleur; mais dès à présent nous pouvons admettre, comme un fait d'expérience, que la production d'un four à cuve est fonction de son volume et même sensiblement proportionnelle à ce volume, pourvu que le profil permette la descente régulière des charges, sans inégalités de vitesse trop accentuées d'un point à l'autre d'une section horizontale.

La relation de proportionnalité entre le volume d'un four à cuve et sa production journalière dérive de la nécessité de laisser séjourner le minerai pendant un temps donné à l'intérieur de l'appareil.

Prenons le cas le plus simple au point de vue théorique, celui des fours à chauffes latérales, et supposons que le minerai ne subisse aucune contraction au cours de la calcination. Soient V le volume intérieur du four, v le volume occupé par une tonne de minerai en morceaux, P le poids de minerai cru passé par vingt-quatre heures; le four contiendra une quantité de matière correspondant à $\frac{V}{v}$ tonnes de minerai cru. Or, il entre dans l'appareil P tonnes de minerai par vingt-quatre heures; la durée du séjour d'un fragment dans la cuve exprimée en jours sera donc $\frac{V}{Pv}$. Si l'on se donne comme élément caractéristique de la marche de l'appareil le rapport du volume intérieur à la production journalière,

$$\frac{V}{P} = K,$$

comme on le fait souvent pour les hauts fourneaux, la durée du séjour du minerai dans la cuve sera $\frac{K}{v}$.

Dans le cas où le combustible serait mélangé avec le minerai au lieu d'être brûlé à part, le calcul ci-dessus ne comporterait plus la même précision, car le combustible, qui occupait un certain volume dans la partie supérieure de la cuve, disparaîtrait progressivement dans une zone moyenne dont on ne saurait

©BIU Santé

préciser exactement la position. Étant donnée la faible proportion de combustible qu'on emploie pour la calcination de la calamine et l'état menu de ce combustible, qui se loge en grande partie dans l'intervalle des fragments de minerai, beaucoup plus volumineux, on peut admettre que la formule ci-dessus donne encore, par excès, une approximation suffisante. Dans les grands fours usités actuellement, le minerai séjourne ordinairement de deux à trois jours; ce temps suffit largement pour que des fragments de calamine, ayant 15 à 20 centimètres de diamètre, se calcinent jusqu'au centre.

La nécessité de réaliser un certain rapport, à peu près déterminé *a priori*, entre le volume intérieur d'un four et sa production journalière, oblige à donner au premier élément une valeur déterminée si on s'impose à l'avance un certain chiffre pour le second. Le problème de la détermination du profil intérieur des fours à cuve servant à la calcination revient donc au fond à celui-ci: étant donnés

1° La capacité intérieure du four;

2° Son diamètre inférieur;

3° Sa hauteur;

donner à la paroi un profil qui permette à la fois un chargement facile et une descente régulière des charges. On cherche d'ailleurs à porter la capacité intérieure, et par suite la production journalière, au maximum pratiquement réalisable; on y trouve une économie marquée, d'une part, sur les frais de premier établissement, d'autre part, sur la consommation de combustible, car l'influence relative des déperditions de chaleur à travers les parois diminue quand les dimensions absolues augmentent.

Le diamètre inférieur du four étant limité, on est amené, pour augmenter la capacité intérieure, à incliner les parois vers l'extérieur; on obtient ainsi un tronc de cône, dont la grande base correspond au gueulard, et dont la capacité peut augmenter indéfiniment par l'accroissement de l'angle au sommet. Mais une pente trop faible de la paroi exagère outre mesure le frottement des charges sur celle-ci; elle finirait par conduire à un diamètre du gueulard incompatible avec un chargement régulier. Pour concilier ces conditions contradictoires, on prend fréquemment le parti de donner à la paroi une inclinaison inverse à partir d'une certaine hauteur; le four présente donc intérieurement une forme ovoïde et se resserre au gueulard après avoir passé par un diamètre maximum au ventre.

Le changement d'inclinaison facilite la descente régulière des charges, mais il donne aux gaz une certaine tendance à suivre la paroi; cette tendance, qui pourrait avoir de graves inconvénients au voisinage des points d'admission des gaz chauds ou de l'air, en a beaucoup moins à la partie supérieure de la cuve, où les gaz arrivent plus régulièrement répartis.

On peut donc admettre que cette forme ovoïde est la plus rationnelle pour les grands fours de calcination; elle comporte d'ailleurs diverses modifications secondaires, suivant qu'il s'agit de fours à chauffes latérales ou de fours coulants simples.

©BIU Santé

FOURS A CHAUFFES LATÉRALES

Ces fours ont été presque seuls usités, à l'origine de l'industrie du zinc, pour la calcination des calamines; nous avons indiqué plus haut les raisons qui faisaient éviter, à cette époque, le mélange du minerai et du combustible.

Fours de Moresnet. — A Moresnet, vers 1840, on se servait de fours de forme tronconique, munis de deux chauffes latérales et de deux portes de déchargement. (*Ann. des Mines*, 4e serie, t. V, pl. IV, fig. 17 et 18). Leur diamètre était de 1m,60 au gueulard, de 0m,60 à la base; leur hauteur de 2m,50. Les grilles avaient chacune 0m,90 de long sur 0m,30 de large; les flammes qui en émanaient circulaient dans un système de carneaux ménagés dans la paroi du four, puis pénétraient dans celui-ci par vingt ouvreaux carrés, de 0m,10 de côté, distribués sur quatre ou cinq rangées en hauteur. Ce mode d'introduction des gaz chauds n'est pas à recommander au point de vue de l'utilisation de leur chaleur; il ne réalise que très imparfaitement le chauffage méthodique qui constitue un des avantages essentiels des fours coulants. Les gaz introduits à la partie inférieure de l'appareil se trouvent bien, à cet égard, dans des conditions assez satisfaisantes, mais il n'en est pas de même de ceux qui passent par les rangées supérieures d'ouvreaux, surtout par la dernière, placée à 0m,40 seulement au-dessous du gueulard; introduits aussi près de la surface des charges, ils n'ont pas le temps d'abandonner leur chaleur au minerai à calciner et sortent à très haute température.

Un four du type de Moresnet occupait six ouvriers, par postes de vingt-quatre heures; il produisait par jour 13.500 kilogrammes de minerai calciné, ce qui correspondait à 18.000 kilogrammes de cru, la perte par calcination étant de 25 p. 100. On brûlait, par tonne de minerai calciné, 92 kilogrammes d'un mélange de houille grasse d'Eschweiler et de houille maigre de Bardenberg, près d'Aix-la-Chapelle.

Fours du midi de l'Espagne. — On trouve un exemple de dispositions plus rationnelles dans le four représenté fig. 22 (*Rev. univ.*, 1re série, t. XI p. 254), qui était en usage vers 1860, dans le Midi de l'Espagne, pour la calcination des calamines. Ce four avait 1m,75 de diamètre au gueulard et 0m,50 à sa partie inférieure, avec 3m,50 de hauteur au-dessus du rampant unique communiquant avec la grille. Celle-ci avait 0m,90 de long avec une largeur de 0m,50 du côté du four et 0m,75 du côté opposé. La hauteur du foyer était de 0m,45; celle du rampant 0m25. Le déchargement s'opérait par une seule ouverture, de 0m,50 en carré. Le gueulard du four était recouvert d'un tronc de cône haut de 1 mètre et large de 0m,50 à sa petite base; cette petite base était munie d'un registre tournant qui permettait de régler le tirage.

Un pareil four pouvait passer 5 à 8 tonnes de calamine par jour.

Un four analogue, muni de deux chauffes, arrivait à produire en vingt-quatre heures, 10 tonnes de calamine calcinée en consommant 8 à 9 p. 100 de charbon; il fallait six hommes pour le desservir.

©BIU Santé

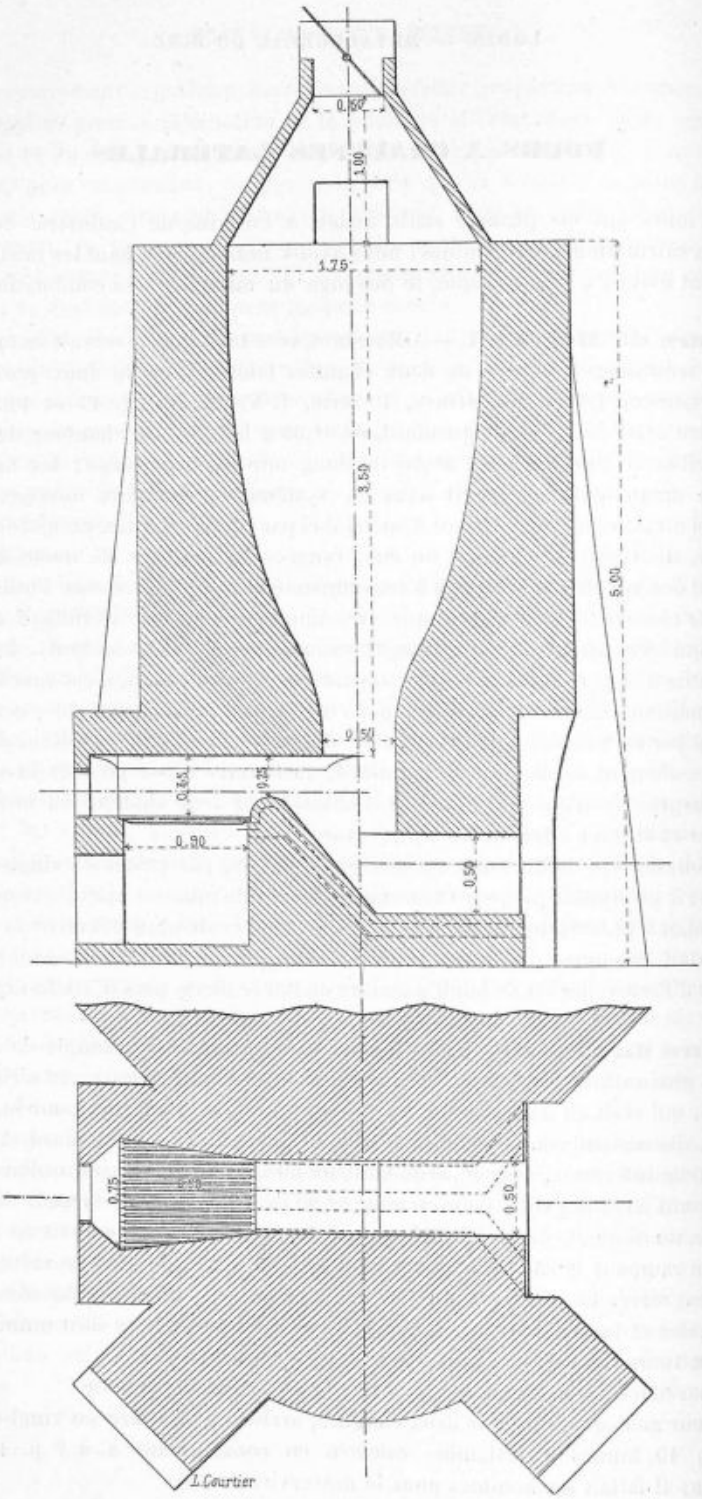


Fig. 22. — Four coulant à chauffe latérale (Midi de l'Espagne, vers 1860).

©BIU Santé

FOURS COULANTS SIMPLES

Actuellement c'est le four coulant simple, avec chargement alternatif du minerai et du combustible, qui est presque universellement adopté pour la calcination des calamines. Conformément aux principes posés plus haut, la paroi intérieure est une surface de révolution engendrée par un profil formé d'une courbe continue; elle a une forme ovoïde et son diamètre maximum se trouve, en général, un peu au-dessus du milieu de la hauteur. La forme cylindrique avait été employée autrefois à l'usine de Dortmund, avec une hauteur de 3 mètres et un diamètre de $1^m,20$; on la réalisait très simplement en plaçant un revêtement de briques réfractaires à l'intérieur d'un vieux corps de chaudière à vapeur. Une pareille simplicité de construction n'est pas un avantage suffisant pour compenser l'infériorité des résultats économiques comparativement au type plus rationnel que nous allons étudier.

Ce type, créé à Moresnet, a été introduit successivement dans la plupart des grandes exploitations de calamine (pl. I, fig. 1 à 6). Sa hauteur totale est de $4^m,90$ à 5 mètres; son diamètre intérieur est de $2^m,20$ au gueulard, de $2^m,60$ au ventre et de $1^m,60$ à la base, au haut des portes de déchargement. Le diamètre maximum est à une profondeur de $1^m,70$ au-dessous du gueulard.

La capacité intérieure est de 17 à 18 mètres cubes. Le gueulard est ouvert; les dispositions destinées à faciliter l'enlèvement des matières calcinées, et à ménager l'accès de l'air à la partie inférieure du four, varient un peu d'une mine à l'autre.

La plus répandue de ces dispositions consiste à ménager à la partie inférieure du four quatre ouvertures, accessibles par des embrasures voûtées; par ces ouvertures on enlève périodiquement à la pelle la calamine calcinée. Pour que celle-ci descende plus facilement et plus régulièrement, on place à la base du four et dans son axe un cône dont l'angle au sommet est de 65 degrés environ: ce cône doit être exécuté en matériaux qui résistent suffisamment à l'usure par frottement; la fonte est à cet égard préférable à la brique. Elle a en outre l'avantage de donner beaucoup plus de facilités pour introduire de l'air dans l'axe du four; on exécute alors le cône en fonte creuse, percée de trous d'une dimension assez petite pour ne pas laisser tamiser le minerai, et on amène de l'air à la partie inférieure de ce cône, au moyen d'un canal qui communique avec l'extérieur. On peut voir cette disposition sur la figure 5 qui représente le type du Laurium, tandis que la figure 1 montre le cône plein, usité à Malfidano.

Ces deux figures mettent en évidence d'autres différences de construction non moins importantes et d'autant plus caractéristiques que le profil intérieur des deux fours est identique. Dans l'un comme dans l'autre, le revêtement intérieur est en briques réfractaires dans la région inférieure, exposée au coup de feu; au dessus, il est exécuté en schiste ou en briques ordinaires. Autour de ce revêtement intérieur se trouve un revêtement extérieur en moellons, dont

©BIU Santé

l'épaisseur minima est la même dans les deux appareils; les dimensions et les dispositions générales des embrasures inférieures ne diffèrent en rien.

Mais la section horizontale du revêtement extérieur des fours de Malfidano est carrée, tandis que celle des fours du Laurium est circulaire; il résulte de cette différence une économie de construction due à la diminution du cube des maçonneries et à la simplification des armatures métalliques. Ces armatures sont assez compliquées dans le cas du massif rectangulaire; elles se composent: 1° de longs tirants, en fer rond de $0^{m},04$ de diamètre, qui traversent le massif parallèlement à ses faces et à petites distances de celles-ci; 2° de bandes de fer plat, recoupant les angles du massif, sous un angle de 45 degrés avec les deux faces; 3° de plaques servant à répartir les efforts sur la surface extérieure.

Quand cette surface est cylindrique ou conique, il suffit de lui appliquer un revêtement extérieur en tôle rivée, de 3 millimètres d'épaisseur (pl. I, fig. 11); non seulement ce revêtement est moins dispendieux que les armatures indiquées ci-dessus, mais encore il a l'avantage de dispenser de tailler le parement extérieur de la maçonnerie; on monte d'abord le revêtement intérieur d'une part, l'enveloppe en tôle d'autre part, et on remplit l'intervalle de moellons, sans précaution particulière. Pour faire saisir l'importance de l'économie réalisée par la modification en question, nous donnons, sur ce sujet, quelques indications numériques que nous devons à l'obligeance de MM. Jacomety et Lenicque.

1° *Cube de maçonnerie.*

Four rond. —	Revêtement intérieur en briques réfractaires.	$2^{m3},315$
—	— en schiste.	$7^{m3},358$
—	Briques ordinaires (voûtes des embrassures, etc.).	$7^{m3},241$
—	Massif en schiste	$26^{m3},412$

Le type carré emploie les mêmes matériaux, sauf en ce qui concerne le massif en schiste, qui exige 18 mètres cubes de plus :

2° *Armatures métalliques.* — Éléments communs aux deux fours (plaques de support et montants des embrasures): 424 kilogrammes.

Four rond. —	Tôles de 3^{mm}		910 kilogrammes.	
—	Cornières de $75^{mm},1$, $75^{mm},1$, 9^{mm}, à la base. .		140	—
—	Fer plat de 60/10, au sommet.		60	—
			1.110 kilogrammes.	
Four carré. —	12 boulons de $0^{m},04$ de diamètre et de	$4^{m},52$ de longueur moyenne		512^{kg}
—	12 fers plats de 120/30	$2^{m},65$	—	859^{kg}
—	12 plaques de 120/30.	$1^{m},80$	—	604^{kg}
	Poids total de fer			1.976^{kg}
	24 rondelles en fonte de 25 kilogrammes chacune			600^{kg}

En tenant compte des prix élémentaires des matériaux, la valeur des armatures est moitié moindre pour le four rond que pour le four carré; de

©BIU Santé

plus, on économise, en adoptant le premier type, plus des deux cinquièmes du cube de maçonnerie ordinaire et les frais de taille du parement extérieur.

Le type décrit ci-dessus a été parfois employé avec des dimensions notablement plus considérables. C'est ainsi que les fours de Mercadal (Asturies), décrits par M. Piquet (*Mémoires de la Société des Ingénieurs civils*, 1877, p. 282), avaient un diamètre de $3^{m},90$ au gueulard et de $1^{m},40$ à la base du cône inférieur, avec une hauteur de 6 mètres (fig. 23); leur capacité intérieure était de $45^{m3},3$ à $46^{m3},3$. On y passait par vingt-quatre heures de 10 à 12 tonnes de minerai cru; la dimension des fragments y descendait jusqu'à 15 millimètres de diamètre. L'introduction de matières aussi fines dans les charges est probablement la raison pour laquelle les appareils en question étaient conduits à une allure relativement lente. En effet, les chiffres ci-dessus correspondent à une capacité intérieure d'environ 4 mètres cubes par tonne de minerai traitée en vingt-quatre heures, soit à une durée de séjour de 5 à 6 jours dans le four pour le minerai. Au contraire, dans les fours décrits précédemment, le volume intérieur n'est que de $1^{m3},7$ environ par tonne de minerai passée par vingt-quatre heures.

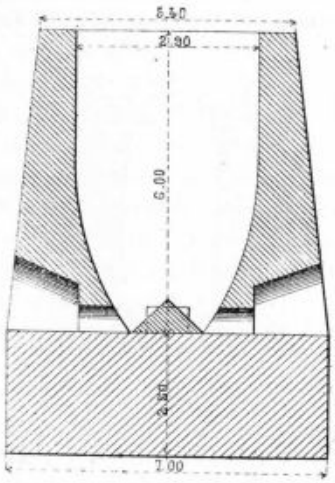


Fig. 23. — Four à cuve de Mercadal (Asturies).

La différence de capacité relative ne paraît pas correspondre à un avantage en faveur du four de Mercadal en ce qui concerne la consommation de combustibles; cette consommation y est de 5 p. 100 environ par rapport au minerai cru c'est-à-dire sensiblement la même que dans les appareils de moindre dimension. L'augmentation du diamètre du four semble utile surtout en vue de permettre le traitement de minerais plus menus.

Les fours employés à Monteponi (fig. 24) présentent des différences sensibles avec le type que nous venons de décrire. La hauteur de la cuve est de 6 mètres; le diamètre, de 2 mètres au gueulard ainsi qu'à la base, atteint $2^{m},60$ au ventre. La capacité intérieure est de 19 à 20^{m3}; ce qui, pour une quantité de 10 tonnes de cru passées par jour correspond à 2 mètres cubes par tonne et

©BIU Santé

par jour. On passe dans ces fours des fragments descendant à une dimension minima de 30 millimètres.

Les dispositions destinées à régler la sortie du minerai grillé et l'admission de l'air à la partie inférieure du four sont inverses de celles que nous avons indiquées. La partie inférieure de la cuve, au lieu d'être au niveau du sol, a été surélevée de 2 mètres; le cône destiné à provoquer le glissement des matières vers l'extérieur a été remplacé par un tronc de cône renversé, formant entonnoir. Ce tronc de cône est percé de trous destinés à permettre l'accès de l'air ; il est fermé à sa partie inférieure par une grille, dont on peut facilement écarter ou retirer les barreaux pour faire tomber le minerai calciné dans un wagon en tôle.

Ces dispositions sont rationnelles en ce sens qu'elles diminuent les frais de main-d'œuvre et permettent d'obtenir une admission d'air plus régulière dans toute l'étendue de la section inférieure de la cuve. Les obstructions acciden-

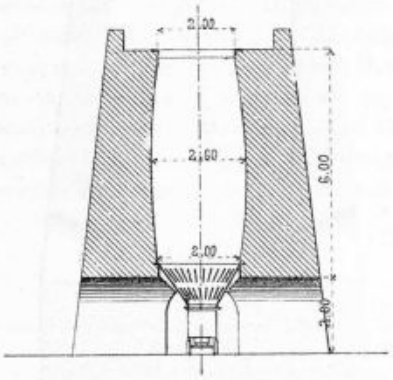


Fig. 24. — Four à cuve de Monteponi (Sardaigne).

telles des trous du cône central, qui doivent se produire assez souvent avec le type du Laurium et risquent d'y rester longtemps inaperçues, sont faciles à constater et à faire disparaître avec le type de Monteponi. Le seul inconvénient de celui-ci est la surélévation de 2 mètres qu'il exige et l'augmentation qui en résulte pour le cube des maçonneries. Cet inconvénient pourrait d'ailleurs être sensiblement atténué si l'on prenait le parti de substituer des colonnes ou des cadres en fonte aux piliers massifs qui séparent les embrasures; c'est ce qu'on fait depuis longtemps pour les hauts fourneaux et pour les fours à cuve destinés à la calcination des minerais de fer. On pourrait également diminuer dans une certaine mesure l'épaisseur des parois et donner ainsi plus de légèreté à la construction.

Conduite des fours de calcination. — La mise en feu d'un four coulant s'effectue de la manière suivante : à la partie inférieure on place d'abord une couche de bois, puis une couche de gros charbon, enfin une couche de menu ; on ajoute alors une couche de minerai, puis une couche de charbon et ainsi de suite jusqu'à ce que l'ensemble des charges ait atteint environ $1^{m},50$

©BIU Santé

de hauteur. On allume et on laisse monter le feu jusqu'à la surface; on introduit alors dans le four de nouveaux lits alternatifs de minerai et de combustible. Au début, on attend pour ajouter une nouvelle charge, que le feu ait traversé la charge précédente; au bout d'un certain temps, on néglige cette précaution. Lorsque le four est rempli jusqu'au gueulard, on commence à tirer par le bas le minerai calciné; à mesure qu'on voit la surface supérieure des charges s'abaisser, on comble le vide par l'addition de couches alternées de minerai et de combustible. D'une manière générale, on ne doit pas donner à chaque couche une épaisseur trop faible, ce qui conduirait à charger à des intervalles trop rapprochés. La proportion relative à adopter pour les poids de minerai et de charbon dépend de la nature de l'une et de l'autre substance ainsi que de la température qu'on veut obtenir dans la zone de combustion.

En pratique, on se règle à la fois d'après l'apparence du gueulard et d'après l'aspect de la matière calcinée. Le gueulard doit rester sombre; s'il atteignait le rouge, il y aurait consommation inutile de combustible et peut-être volatilisation partielle du zinc. D'autre part, le minerai doit avoir perdu à sa sortie l'aspect lithoïde qu'il avait en entrant dans le four; il doit être devenu plus poreux, plus léger et ne pas présenter de symptômes de frittage ou d'agglomération. Si de semblables symptômes se manifestaient, ou si le feu montait au gueulard, on devrait réduire la charge de combustible; on la forcerait au contraire si l'on constatait la présence d'incuits dans la matière calcinée.

Nous avons vu qu'il convient de n'employer dans les fours coulants que des combustibles ne s'agglomérant pas au feu; on y trouve d'ailleurs avantage au point de vue économique.

En effet, les matières volatiles contenues dans les houilles riches en gaz se dégageraient dans les zones supérieures du four en absorbant de la chaleur; le refroidissement résultant de ce phénomène ne serait pas compensé par la chaleur que pourrait donner leur combustion, celle-ci étant nécessairement très incomplète et fort mal utilisée. En fait, on emploie le plus souvent du menu charbon de bois, du menu coke, de l'anthracite ou des houilles anthraciteuses. On a parfois chargé dans les fours une proportion plus ou moins forte de lignite, au Laurium par exemple; mais ce combustible, pour les raisons indiquées plus haut, ne peut être d'un emploi avantageux que si sa valeur sur place est relativement faible.

Le chargement se fait autant que possible par assises d'épaisseur uniforme et à des intervalles réguliers. Si la descente des charges ne s'effectue pas régulièrement, on doit chercher à briser avec des ringards l'accrochage aussitôt que l'on s'aperçoit de sa formation. Si les gaz passent de préférence par une certaine région du gueulard et si par suite la température de cette région arrive au rouge, on projette du minerai menu en ce point pour augmenter la résistance au passage du courant gazeux.

La régularité du chargement au gueulard et de l'enlèvement du minerai calciné par les embrasures inférieures sont une condition essentielle de bonne marche pour les fours de calcination.

©BIU Santé

CONDITIONS ÉCONOMIQUES DU TRAVAIL

La calcination des calamines est une opération relativement très simple ; les frais qu'elle entraîne, par rapport à la tonne de minerai brut, sont influencés principalement par la consommation de combustible, les frais de main-d'œuvre et enfin les frais de premier établissement et d'entretien répartis sur la production journalière.

En décrivant les fours à chauffes latérales, nous avons indiqué les éléments caractéristiques de leur marche. Les grands fours coulants usités aujourd'hui donnent des résultats notablement plus avantageux ; la consommation de combustible s'y réduit à un chiffre de 4 à 5 p. 100 du poids de minerai cru, quand ce combustible est de bonne qualité. Au Laurium, on a pu employer plus de moitié de lignite d'Oropos, à 33 p. 100 de cendres, en mélange avec de l'anthracite du Pays de Galles, sans que la consommation totale dépassât sensiblement 6 p. 100.

Les frais de main-d'œuvre sont relativement peu élevés.

Au Laurium par exemple, on emploie pour 6 fours le personnel suivant :

2 surveillants ;
8 chargeurs et déchargeurs ;
6 rouleurs de minerai ;
2 rouleurs de charbon.

En tout dix-huit hommes, soit trois hommes par four et par vingt-quatre heures. Les fours, comme ceux de Malfidano et de Monteponi, passent 10 à 12 tonnes de minerai cru pendant le même temps ; la dépense de main-d'œuvre n'est donc que d'un tiers à un quart de journée par tonne de cru. A Mercadal, pour une même production, on employait seulement un calcineur et un aide, ce qui représentait un cinquième de journée par tonne.

Les données ci-dessus permettent de répartir facilement les frais d'amortissement et d'entretien des fours. L'entretien est d'ailleurs peu dispendieux, étant donné le peu d'élévation de la température obtenue.

Lorsque l'on connaît les frais de calcination de la tonne de cru et le déchet de calcination, on en déduit immédiatement les frais rapportés à la tonne de calciné.

Même en faisant abstraction des frais généraux, très variables suivant les circonstances, il est assez difficile de donner une évaluation numérique des frais de calcination parce que ces frais peuvent varier beaucoup suivant les prix du combustible et de la main-d'œuvre. Il y a quelques années, ils étaient, par tonne de calciné, de 2f,85 à Welkenrädt (concession de Moresnet), de 4 francs environ au Laurium ; on en trouvera plus loin le détail.

En somme la calcination au four à cuve est une opération peu dispen-

©BIU Santé

dieuse; il y a généralement intérêt à l'effectuer sur place quand la distance des mines aux usines est considérable et la perte par calcination relativement élevée (25 à 30 p. 100 pour les calamines riches). Mais on ne peut pas l'appliquer aux minerais fins; pour ceux-ci il faut avoir recours au réverbère qui donne des résultats bien moins avantageux.

PHÉNOMÈNES THERMIQUES SE PRODUISANT DANS LES FOURS COULANTS

Fours à chauffes latérales. — L'étude des phénomènes thermiques est plus simple dans le cas des fours à chauffes latérales que dans celui où le combustible est mélangé au minerai; elle se réduit en effet, dans le premier cas, à celle des échanges de chaleur entre un courant gazeux et un courant solide circulant en sens inverse. Si nous négligeons d'abord l'influence thermique de la décomposition de la calamine, le problème simplifié présente des analogies marquées avec celui des échanges de chaleur à l'intérieur des récupérateurs et d'un grand nombre d'autres appareils métallurgiques.

Nous avons déjà insisté, à propos du grillage en tas, sur la distinction essentielle qu'il convient de faire entre la température des gaz et celle des matières solides, en un point donné de l'appareil. Le premier élément comporte une définition parfaitement précise; le second, au contraire, ne satisferait à la même condition que si les fragments solides étaient de dimensions infiniment petites. Dans les fours à cuve, une pareille hypothèse est très éloignée de la réalité, puisque ces appareils ne peuvent traiter convenablement que des fragments d'un certain volume. En fait, comme on l'a vu plus haut, la température des fragments solides va toujours en décroissant de l'extérieur à l'intérieur de chaque fragment; les différences que l'on peut constater ainsi dans un fragment donné sont d'autant moindres que, d'une part, la conductibilité et la porosité de la matière à calciner sont plus considérables, d'autre part, la surface du fragment plus grande par rapport à son volume.

De cette dernière considération il résulte que, toutes choses égales d'ailleurs, les fragments s'échaufferont d'autant plus uniformément que leur forme sera plus aplatie et leur volume plus faible.

Si l'on suppose la conductibilité des fragments solides suffisamment grande et leur volume suffisamment petit, on pourra avec une approximation suffisante considérer leur température comme uniforme.

Admettons maintenant que l'action des parois du four à cuve soit négligeable au double point de vue thermique et mécanique, c'est-à-dire que la déperdition de chaleur à travers ces parois soit sensiblement nulle et que le frottement des fragments solides ne développe aucune résistance de nature à modifier leur mouvement. En partant de cette hypothèse et en supposant que la cuve ait une forme cylindrique, la descente des charges devra se faire par tranches parallèles, avec une vitesse uniforme à un niveau déterminé. Dans ces con-

©BIU Santé

ditions, étant donné qu'il n'y a aucune déperdition de chaleur à travers la paroi, les températures du gaz d'une part, du courant solide d'autre part, seront uniformes dans toute l'étendue d'une section transversale. Nous admettrons, d'ailleurs, pour plus de certitude à cet égard, que cette section soit horizontale, c'est-à-dire que l'axe de la cuve soit vertical. C'est le cas ordinaire; une position différente pour cet axe entraînerait une dissymétrie qui semble ne présenter que des inconvénients à tous égards.

Les matières solides entrent dans le four par le gueulard, à la température ordinaire; les gaz pénètrent au contraire par la partie inférieure de l'appareil, à une température élevée, et abandonnent progressivement leur chaleur au courant solide, dont la température s'élève depuis le gueulard jusqu'à la tranche où se fait l'introduction des gaz chauds, tranche que nous allons prendre pour point de départ. Les phénomènes thermiques par lesquels passe un fragment solide déterminé se réduisent à l'absorption de chaleur au contact du gaz; le rayonnement ne peut exercer aucune influence appréciable dans ce cas, car tous les fragments solides situés dans la même tranche sont à la même température et ne présentent à cet égard que des différences infiniment petites avec ceux situés dans les tranches immédiatement voisines; les actions thermiques dues au rayonnement sont donc négligeables par rapport à l'action du courant gazeux, correspondant à une différence finie de température.

Cette deuxième action est approximativement proportionnelle à la différence entre les températures t des fragments solides et T du courant gazeux (loi de Newton). Elle est donc identique dans toute l'étendue d'une tranche horizontale, car, d'après les considérations exposées plus haut, les températures t et T doivent y être uniformes.

Soient :

q — le poids de matière solide passant dans l'unité de temps dans une unité de volume faisant partie de la capacité intérieure de la cuve, c'est-à-dire le rapport entre la quantité chargée dans l'unité de temps et le volume de l'appareil.

c — la chaleur spécifique de la matière chargée, supposée constante quelle que soit la température.

$\left.\begin{matrix} Q \\ C \end{matrix}\right\}$ — les éléments correspondants pour le courant gazeux,

V le volume intérieur de la cuve, compté à partir de la tranche d'introduction du courant gazeux.

Dans une tranche horizontale quelconque, de hauteur infiniment petite et de volume d V, la quantité de chaleur perdue par le courant gazeux devra être égale à celle gagnée par le courant solide et elle sera représentée par m (T—t), m étant un coefficient qui dépend de la nature et de la densité du gaz, de la nature et de l'état physique du solide à échauffer. On a donc les deux relations :

$$-\mathrm{Q\,C}\,d\mathrm{T} = m\,(\mathrm{T}-t)\,d\mathrm{V},$$

$$-q\,c\,dt = m\,(\mathrm{T}-t)\,d\mathrm{V}$$

©BIU Santé

les variations de t et de T étant de même sens, lorsque ces quantités sont considérées comme fonctions du volume V.

De ces deux équations on déduit

$$d\,T - d\,t = d\,(T-t) = m\left(\frac{1}{qc} - \frac{1}{QC}\right)(T-t)\,d\,V$$

ou

$$\frac{d\,(T-t)}{T-t} = m\left(\frac{1}{qc} - \frac{1}{QC}\right)d\,V.$$

Cette équation différentielle ne contient que les variables $T-t$ et V : en intégrant, on a

$$\log \text{nép}\,(T-t) = m\left(\frac{1}{qc} - \frac{1}{QC}\right)V + K,$$

ou

$$T - t = K\,e^{m\left(\frac{1}{qc} - \frac{1}{QC}\right)V},$$

e étant la base des logarithmes népériens et K une constante dont il est facile de déterminer la valeur, car si $V=0$, $T-t=K$; K est donc la différence des températures dans la tranche prise pour origine des volumes, tranche que nous supposerons être par exemple celle où l'on introduit le courant gazeux.

On voit immédiatement que $T-t$ ne peut être nul en aucun point de l'appareil à moins que K ne soit nul, c'est-à-dire que les températures des deux courants ne soient égales au point d'introduction des gaz chauds. Mais dans ce cas l'égalité des températures devra se réaliser dans tous les points de la cuve et par suite, il n'y aura aucun échange de chaleur dans l'appareil.

Pour que celui-ci fonctionne utilement, il faut qu'il y ait une différence finie entre les températures du courant solide et du courant gazeux dans tous les points de la cuve. Le sens de variation de cette différence dépend essentiellement des valeurs relatives de qc et QC, éléments qu'on pourrait désigner sous le nom de masse thermique des deux courants. En effet, la dérivée $\frac{d\,(T-t)}{d\,V}$ a pour valeur, comme nous l'avons vu plus haut,

$$m\left(\frac{1}{qc} - \frac{1}{QC}\right)(T-t)$$

elle sera donc de même signe que $T-t$ si $\frac{1}{qc} - \frac{1}{QC}$ est positif, de signe contraire si $\frac{1}{qc} - \frac{1}{QC}$ est négatif.

La première hypothèse revient à supposer que la masse thermique du courant gazeux est supérieure à celle du courant solide ; dans ce cas, $T-t$ étant positif, ce qui est le cas normal, la valeur de la différence de température ira en augmentant depuis la zone d'introduction des gaz chauds jusqu'au gueulard, point où $T-t$ atteint sa valeur maxima.

Si les deux masses thermiques sont égales, la différence des températures sera constante dans toute l'étendue de la cuve.

Si la masse thermique des matières solides introduites dans l'unité de temps

©BIU Santé

est supérieure à celle du gaz, ce qui est le cas ordinaire dans la calcination des calamines à cause du peu d'importance de la consommation de combustible, la différence des températures sera minima au gueulard et maxima au niveau d'introduction des gaz chauds.

Au-dessous de cette dernière zone, les phénomènes se modifient complètement; au lieu de s'échauffer, les matières solides se refroidissent progressivement jusqu'à la température ordinaire. La chaleur qu'elles contiennent, et qui serait entièrement perdue si l'on extrayait du four les charges à l'état incandescent, peut être utilisée, dans une certaine mesure, en prolongeant la cuve d'une quantité suffisante au-dessous du niveau des chauffes et en faisant entrer par la base, à travers la calamine calcinée, une certaine quantité d'air froid. Cet air subit un réchauffage méthodique au contact des matières encore chaudes et ramène dans le four une partie notable de la chaleur qu'elles contenaient. Il ne peut absorber intégralement cette chaleur, car la théorie ci-dessus s'applique encore ici et montre que la différence $T-t$ conservera toujours une valeur finie ; cette différence aura même, dans le cas actuel, sa valeur maxima au point de sortie des fragments solides, car la masse thermique de l'air ainsi introduit sera relativement faible.

D'autre part, la chaleur ainsi ramenée dans la cuve y sera assez mal utilisée si l'air qui lui sert de véhicule vient simplement s'ajouter à des produits complètement brûlés, provenant des chauffes latérales.

Les calculs exposés ci-dessus, suivant la méthode indiquée par M. E. Vicaire (*Bull. Soc. Ind. Min.*, 2e sér., V, p. 642), permettent en effet, de se faire une idée de l'influence qu'exerce sur le développement des échanges de chaleur, la variation du volume de la cuve pour un débit donné, ou inversement la variation du débit pour un volume constant de la cuve. Reprenons l'équation

$$T-t=K\,e^{m\left(\frac{1}{qc}-\frac{1}{QC}\right)V}$$

où nous supposons constants q et Q, c'est-à-dire les poids de matière qui traversent l'unité de volume dans l'unité de temps. La mesure de l'utilisation de la chaleur introduite dans l'appareil par le courant gazeux sera donnée par la valeur de T_i au gueulard, c'est-à-dire par la valeur de $T-t$, t étant une constante, indépendante du volume de la cuve.

On voit que l'utilisation de la chaleur croîtra avec V, c'est-à-dire quand, pour un débit donné on augmentera le volume de la cuve ou que pour un volume donné de l'appareil on fera décroître le débit dans l'unité de temps. Il faut bien remarquer d'ailleurs que l'utilisation relative de la chaleur des gaz ne varie pas suivant une loi exponentielle comme $T-t$; son coefficient de variation va en décroissant quand la valeur absolue de V augmente. Comme d'autre part, la déperdition de chaleur à travers les parois augmente relativement avec V, comme tous les frais autres que la consommation de combustible augmentent en même temps, il ne convient évidemment pas de donner aux fours à cuve une marche trop lente, même en faisant abstraction des phénomènes chimiques qui peuvent avoir, à cet égard, une influence tout à fait prédominante dans certains de ces appareils, les hauts-fourneaux, par exemple.

©BIU Santé

En tenant compte des considérations ci-dessus, on voit qu'il faut réduire la masse des gaz au minimum strictement nécessaire. Dans le cas des fours à chauffes latérales, il serait donc préférable de faire fonctionner ces chauffes comme gazogènes et de brûler les gaz ainsi produits à l'intérieur de la cuve, au moyen de l'air introduit par la partie inférieure de celle-ci et réchauffé par les fragments déjà calcinés.

Les considérations précédentes ne s'appliquent rigoureusement que dans le cas où il ne se produit dans les fours à cuve aucune réaction dégageant ou absorbant de la chaleur. Dans les fours à chauffes latérales, la combustion s'effectue d'ordinaire presque complètement en dehors de l'appareil ; si elle avait lieu à l'intérieur de celui-ci, au moyen d'air chauffé par le contact des matières déjà calcinées, les mêmes considérations s'appliqueraient à partir de la zone où elle serait terminée. Mais dans l'une ou l'autre hypothèse, la décomposition des carbonates ou des hydrates vient apporter une influence perturbatrice. Cette influence peut s'exercer de deux manières : d'une part, en modifiant les poids relatifs du courant solide et du courant gazeux ; d'autre part, en exigeant une certaine quantité de chaleur, nécessaire pour effectuer la réaction au point de vue chimique.

La première influence est négligeable ; en effet, si l'on considère, dans la région où la décomposition se produit, deux tranches immédiatement superposées, on voit que la diminution de poids du courant solide, d'une tranche à celle qui la suit, correspond à une diminution de poids égale pour le courant gazeux ; d'autre part, les chaleurs spécifiques du gaz et du solide ne diffèrent pas assez pour que l'influence du phénomène soit bien importante.

Il en est autrement de l'influence exercée par l'absorption de chaleur due à la décomposition elle-même. A partir du moment où celle-ci commence, la température des fragments solides cesse sensiblement de s'élever jusqu'à ce que l'élimination des matières volatiles soit effectuée d'une manière complète. Le courant gazeux, au lieu de céder sa chaleur à une paroi dont la température irait en augmentant progressivement, reste pendant un certain temps en contact avec une surface dont la température est sensiblement constante : la quantité de chaleur qu'il lui cède est en conséquence plus forte et l'utilisation du combustible meilleure que dans le cas d'un chauffage pur et simple.

Fours coulants simples. — Nous avons vu que le plus souvent on mélange le combustible avec la matière à calciner, au lieu de le brûler sur des chauffes spéciales. Supposons que ce combustible ait été préalablement carbonisé, de manière à ne plus laisser dégager de matières volatiles en quantité sensible.

Près du gueulard, le combustible descend avec le minerai et s'échauffe simplement, comme lui, au contact des gaz ; lorsqu'il a atteint une certaine température, il commence à brûler et donne d'autant plus d'acide carbonique que la température est moins élevée et l'accès d'air plus abondant. La proportion relative du combustible dans une tranche donnée décroît ainsi progressivement pour s'annuler à un certain niveau. Au-dessous de ce niveau, la cuve est remplie de

©BIU Santé

fragments calcinés qui cèdent progressivement leur chaleur à l'air destiné à entretenir la combustion.

Ces conditions sont les plus favorables au point de vue de la perfection des échanges de chaleur; d'ailleurs, étant donnée la faible proportion de combustible qu'on emploie pour calciner la calamine et le peu d'élévation de la température a obtenir, il ne se produit pas d'oxyde de carbone en proportion notable. Le combustible est donc utilisé d'une manière très satisfaisante à ce point de vue et la chaleur développée est transmise d'autant plus complètement à la matière à calciner que la quantité passée par mètre cube de capacité et par jour sera plus faible, dans les limites indiquées plus haut.

Les considérations qui précèdent s'appliquent non seulement aux cuves cylindriques, mais encore à tous les profils intérieurs suffisamment continus pour que la descente des charges se fasse par tranches parallèles et que la répartition des gaz dans une tranche horizontale reste sensiblement uniforme. Si ces deux conditions sont remplies, on peut admettre que la production du four est proportionnelle à son volume, comme on l'a précédemment supposé. Si elles ne le sont pas, la marche de l'appareil échappe à toute étude *a priori* : avec un profil trop évasé au ventre, par exemple, il peut arriver que certains fragments de minerai, une fois engagés dans le région périphérique, y fassent un séjour très prolongé tandis que d'autres, passant au voisinage de l'axe, mettront peu de temps à effectuer leur descente. Lorsqu'un four à cuve fonctionne dans de pareilles conditions, la calcination est généralement irrégulière et l'utilisation du combustible peu satisfaisante; il faut donc employer autant que possible des profils intérieurs élancés, c'est-à-dire dont les parois présentent partout une inclinaison considérable. Avec de pareils profils, le fonctionnement du four satisfait aux conditions théoriques, la marche est régulière et l'utilisation réelle de la capacité intérieure beaucoup plus satisfaisante qu'avec les profils trop élargis dans la région moyenne.

FOURS A RÉVERBÈRE

Les calamines menues ou les terres calaminaires que l'on calcine au réverbère subissent l'action du courant gazeux dans des conditions tout autres que celles où se trouvent les fragments chargés dans un four à cuve. Ici, les gaz ne se renouvellent que fort lentement à l'intérieur de la masse à calciner; ils circulent au contraire à sa surface avec une vitesse assez grande, et la transmission de chaleur se fait principalement par conductibilité, à partir de la couche superficielle. Cette transmission serait lente et l'utilisation du combustible imparfaite, si on ne renouvelait pas les surfaces en brassant la matière.

Ce brassage se fait le plus souvent à la main et exige alors une dépense de main-d'œuvre assez importante; c'est le cas des réverbères simples que nous étudierons d'abord. Quelquefois il s'opère mécaniquement, soit au moyen d'un

©BIU Santé

agitateur mécanique se déplaçant sur la sole d'un four fixe, soit par un mouvement de rotation du four lui-même.

Principes du travail au réverbère. — Les réverbères employés à la calcination de la calamine peuvent, comme tous les réverbères, se subdiviser en deux catégories principales : dans l'une, la charge à calciner est introduite en une seule fois, de manière à couvrir uniformément la sole, et retirée également en une seule fois, après avoir été portée à la température nécessaire. Dans l'autre, la matière est introduite, par charges relativement peu importantes, à l'extrémité de la sole située à l'opposé de la chauffe; après avoir séjourné pendant un certain temps dans cette région et enlevé une certaine quantité de chaleur aux gaz déjà refroidis, elle est déplacée vers le foyer, de manière à prendre la place d'une charge antérieure. Elle avance progressivement jusqu'au voisinage du pont, zone de température maxima; après avoir subi quelque temps l'action de cette température, elle est retirée par une porte latérale ou bien projetée, par un orifice débouchant au milieu de la sole, soit dans une fosse où elle se refroidit, soit dans un wagonnet en tôle qui sert à l'enlever immédiatement de l'atelier.

Les fours du deuxième type, où la matière s'échauffe méthodiquement en progressant de l'extrémité froide à l'extrémité chaude de la sole, satisfont évidemment beaucoup mieux que ceux du premier type aux conditions d'un échange de chaleur aussi complet que possible entre les gaz chauds et la matière à échauffer. Les phénomènes thermiques s'y rapprochent beaucoup de ceux qui se produisent dans les fours à cuve. La seule différence est que la matière calcinée est retirée brusquement du four au moment où elle a atteint son maximum de température; la chaleur qu'elle contient à ce moment se trouve donc définitivement perdue, tandis que dans les fours coulants cette chaleur est en partie récupérée par l'intermédiaire de l'air destiné à la combustion.

Au rapprochement que nous venons de faire entre les réverbères à progression méthodique et les fours coulants en correspond un autre entre les réverbères à travail intermittent et le grillage en tas. En effet, lorsqu'on introduit d'un seul coup une charge froide, d'un poids important, sur la sole d'un four incandescent, la température des parois s'abaisse brusquement, mais elle ne tarde pas à se relever progressivement, en même temps que celle de la charge. Les considérations exposées à propos du grillage en tas, montrent que la température de la matière à calciner sera toujours, en un point donné, notablement inférieure à celle des gaz en contact avec elle, qu'elle ira toujours en décroissant du pont au rampant, et qu'à cette dernière extrémité de la sole elle devra nécessairement dépasser le rouge sombre pendant un certain temps vers la fin de l'opération.

Ces conditions exigent que les gaz sortent à une température relativement élevée; l'effet utile du combustible sera médiocre dans de pareilles conditions, tandis qu'il pourra être très satisfaisant dans les fours à progression méthodique, pourvu que la sole soit assez longue et que le minerai y séjourne un temps suffisant.

Il faut d'ailleurs remarquer que dans le système du travail intermittent, à

©BIU Santé

l'inverse de celui du travail par progression méthodique, on a plutôt intérêt à raccourcir la sole qu'à l'allonger. En effet, la température minima, nécessaire pour assurer la calcination de la calamine, doit être plus ou moins dépassée à l'extrémité de la sole ; plus la sole sera longue, plus ce résultat sera difficile à atteindre et plus on risquera, en cherchant à obtenir cette température, de fritter le minerai au voisinage du foyer.

Nous devons enfin faire observer que la progression méthodique du minerai d'une extrémité à l'autre d'une longue sole exige une série de retournements à la spadelle qui assurent en même temps le contact intime de la matière avec les gaz chauds. On a ainsi, au point de vue de la régularité du travail et de l'uniformité de calcination de toute la masse, des garanties que ne présentent pas les fours à marche intermittente.

En compensation de ces divers avantages, les fours à progression méthodique exigent une dépense de main-d'œuvre assez importante; on a cherché à réduire cette dépense par l'emploi d'agitateurs mécaniques, le four restant fixe, ou par l'emploi de fours rotatifs. Cette dernière solution, longtemps considérée comme trop compliquée au point de vue mécanique, a été adoptée récemment avec succès dans quelques établissements importants.

Quand le retournement des matières doit être effectué à la main, la longueur de la sole est limitée par des considérations se rattachant à la facilité de maniement du râble ou de la spadelle. Cette dimension ne peut guère dépasser $2^m,50$ si le four n'a de portes que d'un seul côté, $4^m,50$ si le four a deux rangées de portes, encore se tient-on le plus souvent bien au-dessous de ce maximum. Dans les fours rotatifs, les dimensions transversales de l'appareil sont surtout limitées par la nécessité de ne pas augmenter outre mesure le poids de la partie mobile et, par suite, la force motrice nécessaire pour la mettre en mouvement.

La longueur de la sole doit être réglée de manière que les gaz chauds mettent un temps suffisant à la parcourir et puissent, par suite, transmettre convenablement leur chaleur à la matière à calciner. Celle-ci ne doit d'ailleurs pas occuper sur la sole une épaisseur trop grande, autrement la propagation de la chaleur serait fort lente et le retournement difficile à effectuer d'une manière complète et régulière.

Enfin, les réverbères employés à la calcination de la calamine peuvent se subdiviser en trois catégories, suivant qu'ils sont chauffés au moyen de grilles ordinaires, de gazogènes ou de flammes perdues provenant d'un autre appareil.

Cette dernière combinaison se présente assez naturellement à la pensée quand il s'agit de calciner des minerais de zinc. Nous verrons, en effet, qu'avec les fours de réduction ordinairement usités, les flammes doivent toujours sortir de ces appareils à une température très élevée, 1.200 à 1.300 degrés au moins; elles emportent ainsi une quantité de chaleur considérable qui est absolument perdue ou du moins n'est utilisée que dans une proportion insignifiante, pour le séchage des produits réfractaires ou d'autres opérations accessoires. Il était naturel d'essayer de tirer parti de cette chaleur pour la calcination de la calamine; c'est ce qu'on fait assez souvent en Silésie.

La solidarité que l'on établit ainsi entre le four de calcination et le four de

©BIU Santé

réduction n'est pas sans inconvénients; les conditions de réglage des deux appareils ne sont pas les mêmes et les variations de température du gaz sortant du four de réduction rendent la conduite de la calcination un peu plus difficile que si l'on employait un foyer spécial; d'autre part, l'interposition d'une sole de calcination entre le four de réduction et la cheminée n'est pas sans nuire au tirage; elle risque de rendre plus difficile l'obtention des hautes températures nécessaires à la réduction. C'est cette dernière considération qui semble avoir empêché autrefois la plupart des usines belges d'annexer des soles de calcination à leurs fours de réduction; néanmoins, on serait probablement arrivé à combiner le fonctionnement des deux appareils, si les conditions économiques de l'industrie du zinc ne s'étaient modifiées. Aujourd'hui, les minerais importés jouent un rôle prédominant dans l'alimentation des usines belges et il y a tout intérêt à calciner ces minerais sur place pour diminuer les frais de transport. L'emploi des flammes perdues pour la calcination a donc perdu beaucoup de son importance.

Quand on opère la calcination de cette manière, on se préoccupe beaucoup moins de l'utilisation de la chaleur que quand on chauffe les fours directement; on peut donc se trouver amené à employer des réverbères à travail intermittent.

En résumé, les types de réverbères employés pour la calcination des calamines peuvent se subdiviser ainsi :

1° Réverbères à travail intermittent, chauffés par des flammes perdues;

2° Réverbères à longue sole, avec progression méthodique des charges;

3° Fours rotatifs.

Réverbères à travail intermittent. — Nous avons vu que les réverbères de ce type ont généralement une sole de faible longueur; autrement il serait difficile d'arriver à chauffer d'une manière suffisamment uniforme les matières étendues sur cette sole.

Nous avons fait ressortir les inconvénients inhérents à ce type, bien rarement employé aujourd'hui. Nous signalerons cependant, d'après B. Kerl (*Grundriss der Metallhüttenkunde*, p. 434), les fours des Passaic Zink Works, à Jersey City, près New-York, qui calcinaient en trois heures une charge de 1.360 kilogrammes de minerai avec une consommation de 180 kilogrammes de houille, soit 14 p. 100.

En Europe, on ne rencontre plus d'appareils de ce genre que dans les usines où l'on utilise pour la calcination les flammes perdues de fours de réduction. C'est ce qui se fait depuis longtemps en Silésie, où, dès 1838 (Callon, *A. d. M.*, 3e série, t. XVII, p. 85), on plaçait entre deux fours de réduction deux soles juxtaposées, ayant 2 mètres sur 3 en plan; on chargeait 1.500 kilogrammes de calamine par sole, ce qui représente environ 250 kilogrammes par mètre carré, ou une épaisseur d'une quinzaine de centimètres. Cette charge séjournait vingt-quatre heures sur la sole.

La substitution des fours à gazogènes soufflés aux fours à tirage naturel n'a pas fait renoncer, en Silésie, à la calcination par les flammes perdues; seulement on a reporté la sole de calcination à une extrémité du massif et on a augmenté l'épaisseur des charges jusqu'à 25 centimètres environ, soit 450 kilo-

©BIU Santé

grammes par mètre carré. Cette augmentation est justifiée dans une certaine mesure par la rapidité plus grande avec laquelle circulent les gaz qui traversent le four; néanmoins l'utilisation de la chaleur doit être médiocre dans de pareilles conditions.

On a parfois employé en Silésie une combinaison qui paraît plus singulière à première vue; c'est celle qui consiste à annexer des soles de calcination à des fours munis de régénérateurs Siemens. Les gaz chauds sortant des fours se partagent entre la sole de calcination et les empilages. Cette disposition complexe nécessite une division du courant gazeux, assez difficile à bien régler, mais elle se justifie dans une certaine mesure par l'introduction, dans les empilages, de gaz combustibles sortant directement du gazogène. On sait que dans ces conditions la récupération complète de la chaleur emportée par les gaz brûlés ne peut être réalisée; il y a donc un certain avantage théorique à dériver une partie de ces gaz et à diminuer d'autant la masse du courant gazeux qui traverse les empilages. Néanmoins, on tend à renoncer à ce système, à cause des difficultés de réglage, et à employer pour la calcination des réverbères à chauffe indépendante.

En Belgique, on a pratiqué beaucoup plus rarement qu'en Silésie la calcination au moyen des flammes perdues parce qu'on se préoccupait davantage d'obtenir dans les fours de réduction une température élevée et régulière. L'agencement des installations était d'ailleurs plus facile avec les fours silésiens, développés dans le sens horizontal, qu'avec les fours belges, développés surtout en hauteur. Avec ces derniers, on est amené, le plus souvent, à surélever les fours de calcination sur des substructions coûteuses et à renoncer à accoler les fours de distillation par leurs faces postérieures, comme on le fait ordinairement. Les fours ainsi isolés subissent une déperdition supplémentaire de chaleur qui peut compenser jusqu'à un certain point l'économie réalisée par l'utilisation des flammes perdues.

Aussi, la disposition en question a-t-elle toujours été exceptionnelle en Belgique, sauf à Moresnet, où quatorze fours de calcination étaient chauffés par un nombre égal de fours de réduction. Les premiers étaient supportés par une galerie voûtée dans l'intérieur de laquelle tombait la calamine calcinée. Leur sole avait $2^m,95$ de long et $2^m,17$ de large; la voûte, $0^m,50$ de haut à l'origine et $0^m,34$ près du rampant. La largeur de ce dernier était de $0^m,36$, celle du carneau d'admission des gaz chauds, $1^m,60$. Deux portes étaient placées sur une des faces latérales, une autre sous le rampant; un peu en avant de celui-ci était pratiquée dans la voûte une ouverture servant à effectuer le chargement; dans la sole, près du pont et devant une des portes de travail, se trouvait une autre ouverture servant au déchargement de la matière calcinée (*B. u. H. Ztg*, 1860. Pl. I, fig. 5 et 6).

Un seul ouvrier desservait deux fours juxtaposés; on passait, par vingt-quatre heures 2.900 kilogrammes de calamine crue; la calcination y était un peu moins complète que dans les grands réverbères à progression méthodique.

Les dispositions adoptées, à une époque plus récente, dans l'usine de Sagor pour placer une sole de calcination au-dessous du massif séparant deux fours belges accolés, seront décrites plus loin.

©BIU Santé

Réverbères à progression méthodique. — Ces appareils sont ordinairement caractérisés par la longueur considérable de leur sole; celle-ci peut d'ailleurs être unique ou subdivisée en deux soles superposées.

Chacune de ces deux dispositions présente ses avantages et ses inconvénients. La première est plus simple au point de vue de la construction du four, plus commode au point de vue du travail et de la surveillance; elle permet d'ouvrir des portes sur les deux côtés du four, si on le juge convenable, tandis qu'il est peu commode de le faire si l'on superpose les soles. En revanche, les fours à soles superposées tiennent moins de place et donnent lieu à de moindres pertes de chaleur par rayonnement.

Les deux types sont usités pour la calcination des calamines menues, mais il semble qu'on ait actuellement une certaine tendance à préférer les fours à sole unique et même à restreindre le développement longitudinal de cette sole. La calcination de la calamine n'exige qu'une température modérée; un chauffage très intense ne peut avoir que des inconvénients, car il peut parfois provoquer l'agglomération des matières; on est donc amené à restreindre la consommation de combustible dans la chauffe et à ne faire passer par suite dans le four qu'une quantité relativement limitée de gaz chauds dans l'unité de temps. Ces gaz se refroidissent par suite assez vite, et l'efficacité des dernières portions de la sole est relativement faible.

Aussi a-t-on été souvent amené, dans la pratique, à supprimer la sole supérieure, après avoir constaté son inutilité. C'est ce qu'on a fait, par exemple, aux Malines (Gard), où l'on a obtenu, avec des fours à sole unique, des résultats équivalents à ceux donnés par les fours à deux soles.

D'autres fois, comme à Mercadal (Asturies), on a substitué à la sole supérieure des carneaux circulant au-dessous de plaques de fonte sur lesquelles est étendu le minerai humide provenant de la préparation mécanique. Dans ces conditions, le minerai se dessèche d'une manière aussi satisfaisante que s'il était en contact direct avec les gaz.

La largeur à adopter pour une sole de four de calcination est limitée par la nécessité de pouvoir atteindre facilement tous les points de cette sole avec le râble ou la spadelle. Elle est donc comprise entre 2 mètres et $2^m,50$ lorsque le four a une seule rangée de portes, entre 4 et 5 mètres lorsqu'il y en a deux.

La section de la chauffe est relativement faible, vu le peu d'élévation de la température à obtenir; elle peut d'ailleurs varier entre certaines limites avec la nature du combustible que l'on emploie.

Fours à deux soles superposées. — Les fours usités anciennement à Welkenrädt, près Moresnet, avaient des soles elliptiques larges de $1^m,50$ aux deux extrémités et de $2^m,20$ au milieu; la sole inférieure avait 5 mètres de long, la sole supérieure $5^m,20$. La chauffe avait $0^m,60$ dans le sens longitudinal, et $1^m,50$ dans le sens transversal; sa profondeur était de $0^m,50$ au-dessous du pont. Celui-ci, de $1^m,50$ de large avec $0^m,35$ dans le sens longitudinal, dominait la sole de $0^m,25$. La communication entre les deux soles était établie au moyen d'un canal de $1^m,50$ sur $0^m,40$ en plan; le rampant extrême avait $0^m,50$ sur $0^m,48$ (*B. u. H. Ztg*, 1860, Pl. I, fig. 1 à 4).

©BIU Santé

Les charges étaient de 2.000 kilogrammes de calamine; elles séjournaient six heures sur chaque sole. La quantité moyenne par mètre carré n'était que de 220 kilogrammes, chiffre relativement peu élevé. L'appareil passait par jour 8 tonnes de calamine crue, perdant de 27 à 30 p. 100 à la calcination; il produisait donc 5.600 à 5.800 kilogrammes de calciné et consommait de 700 à 730 kilogrammes de houille, soit en moyenne 9 p. 100 du poids du minerai cru.

Les fours construits par la Société du Laurium, à Camaresa, sont un peu plus petits. Les soles y sont de forme rectangulaire; elles ont 4 mètres de long sur 2 mètres de large; les charges sont les mêmes qu'à Welkenrädt, mais elles séjournent vingt-quatre heures dans l'appareil, ce qui porte à 500 kilogrammes la quantité chargée par mètre carré. Le personnel comprend un ouvrier par sole et par poste, c'est-à-dire quatre hommes par vingt-quatre heures; la consommation de combustible est de 100 à 110 kilogrammes de lignite par tonne de cru.

Fours à sole unique, de grande longueur. — Nous avons déjà indiqué qu'aux Malines (Gard), on avait été amené à substituer des fours à sole unique aux fours à deux soles. Le type actuel comporte l'emploi d'une sole de $6^m,15$ sur $2^m,10$, et d'une chauffe de 2 mètres sur $0^m,50$; le rapport des deux surfaces est donc celui de 14 à 1. Dans ces appareils on passe $7^t,5$ de minerai cru par vingt-quatre heures, en consommant 500 kilogrammes de charbon gras de Bessèges, c'est-à-dire 6,70 p. 100 seulement du poids du minerai cru. Le four est desservi par deux postes de trois hommes chacun.

A Cilli (Carniole), on emploie des fours dont la sole unique a $7^m,15$ de long, avec une largeur de $1^m,60$ et trois portes d'un seul côté. La chauffe a $1^m,10$ sur $0^m,60$ (dans le sens longitudinal); on y brûle du lignite de Trifail sur une grille à gradins.

Les charges sont de 750 kilogrammes; elles séjournent dix-huit heures sur la sole et cette quantité correspond à 200 kilogrammes par mètre carré.

La consommation de combustible est de 264 kilogrammes de lignite par tonne de cru.

Le type de Mercadal (Asturies) a été décrit avec détail par M. Piquet (*Mémoires de la Société des ingénieurs civils*, 1877, p. 287). La sole a $5^m,15$ de long, $2^m,50$ de largeur maxima et trois portes d'un seul côté; la chauffe a $1^m,50$ sur $0^m,55$. Les flammes qui ont parcouru la sole serpentent au-dessus de la voûte dans des carneaux recouverts de plaques de fonte (pl. I, fig. 7 à 10) sur lesquelles le minerai se sèche pendant quatre heures. Après dessiccation, le minerai est jeté sur la sole du four, à l'extrémité opposée au foyer, par charges de 350 kilogrammes environ, que l'on fait avancer de deux heures en deux heures, de manière à les laisser séjourner de dix-huit à vingt heures dans le four. La charge par mètre carré de sole correspond donc à 550 kilogrammes, chiffre élevé, mais qui s'explique par le chauffage subi préalablement par le minerai sur les plaques de fonte.

Le personnel se compose, par four et par poste, d'un calcineur, d'un aide et d'un gamin; la consommation de gros charbon est d'environ 115 kilogrammes par tonne de cru.

©BIU Santé

Fours à sole inclinée. — Lorsque le mouvement de progression de la calamine sur la longue sole d'un réverbère doit être obtenu exclusivement par le retournement à la spadelle, il faut demander à l'ouvrier un travail physique considérable qui serait très sensiblement réduit si l'on donnait à la sole une certaine inclinaison dans le sens longitudinal.

C'est le résultat que M. Ferraris a cherché à obtenir dans le type de four qu'il a installé à Monteponi (Sardaigne), et qu'il a décrit à la fin d'une brochure consacrée à la description de la laverie de la même mine. (*La laveria cala-*

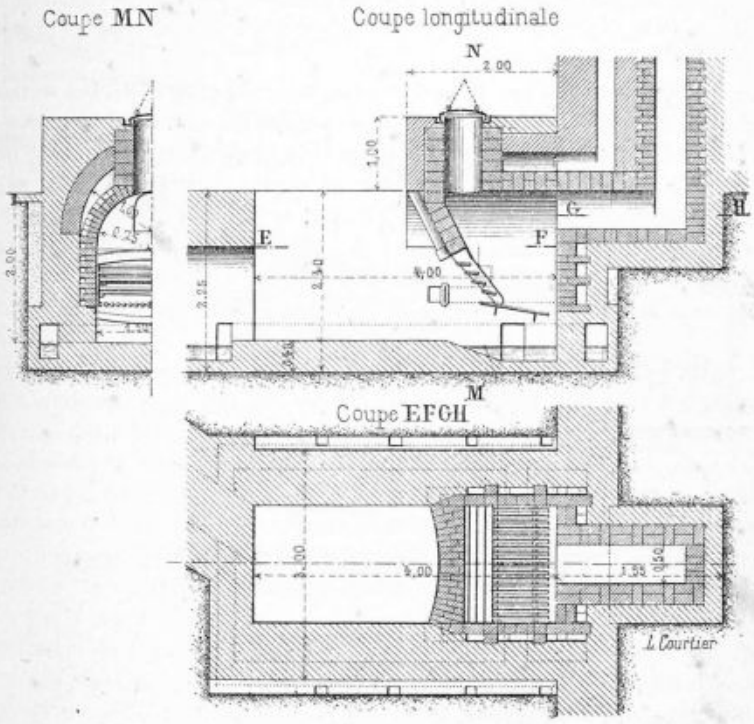


Fig. 25. — Gazogène du réverbère à sole inclinée servant à la calcination des calamines menues à Monteponi (Sardaigne). — Échelle : 0,01.

mine della miniera di Monteponi, extrait des *Annali degli Ingegneri ed Architetti italiani*. Anno IV).

La sole des fours Ferraris fait avec l'horizon un angle de 18 degrés; elle a environ 10 mètres de long et 2 mètres de largeur minima. Elle est munie de cinq portes de travail, placées nécessairement toutes du même côté, car les fours sont groupés deux par deux, de manière à permettre de les chauffer au moyen d'un appareil unique. Cet appareil (fig. 25) est un gazogène dont la grille, en partie à gradins, en partie à barreaux inclinés, a 1m,50 de large; ses parois latérales et sa voûte sont refroidies par circulation d'air; cet air, une fois échauffé, monte par un canal parallèle à celui des gaz combustibles jusqu'au niveau de la partie inférieure du four.

©BIU Santé

Celle-ci présente dans cette région un certain surhaussement, de manière à former chambre de combustion (fig. 26); les gaz et l'air chaud y sont introduits par deux rangées superposées d'ouvreaux. Les gaz brûlés parcourent la longueur de la sole et s'échappent à son extrémité supérieure par un carneau latéral qui les conduit dans une cheminée de 10 mètres de haut.

La calamine, en fragments dont le diamètre est inférieur à 30 millimètres, est introduite dans l'appareil au moyen d'une trémie fermée par un cône (*cup and cone* hauts fourneaux); on la laisse ordinairement séjourner

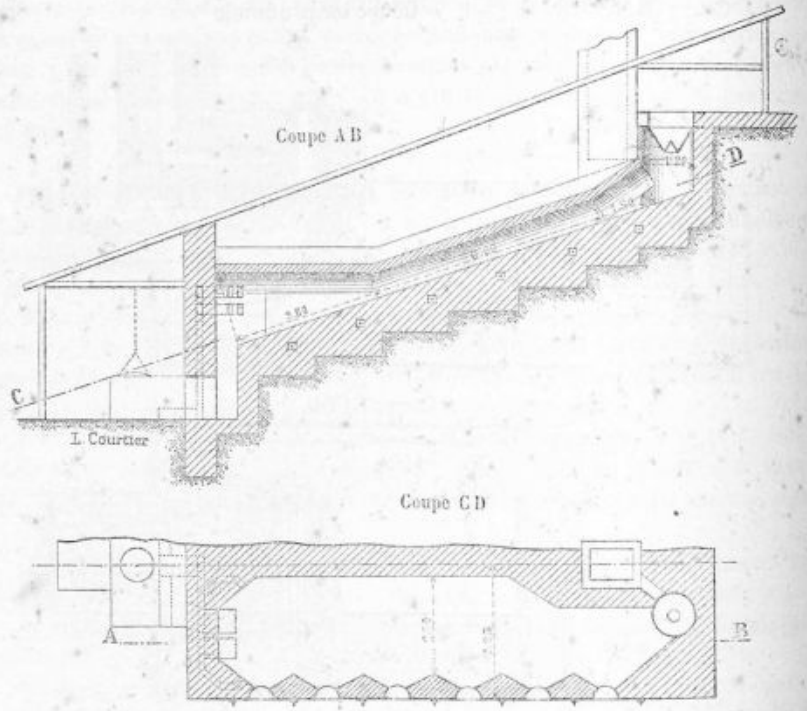


Fig. 26. — Réverbère à sole inclinée servant à la calcination des calamines menues à Monteponi (Sardaigne). — Échelle : 0,006.

un certain temps dans la trémie pour rendre l'obturation de celle-ci plus complète et obtenir en même temps un commencement de dessiccation. On la retire, une fois calcinée, par une ouverture placée à la partie inférieure du four et fermée par une plaque en terre réfractaire pendant le travail de râblage.

Chaque four passe, par journée complète, environ 10 tonnes de minerai calciné; celui-ci séjourne pendant vingt-quatre heures sur la sole. La charge y représente par suite 500 kilogrammes par mètre carré.

La consommation de lignite de Gonnesa est de 20 p. 100 du poids de la calamine crue.

©BIU Santé

Ce lignite a la composition suivante :

Carbone	39,89
Hydrogène	4,95
Oxygène et azote	22,90
Soufre	5,59
Cendres	6,67
	100,00

Le soufre paraît y être à peu près exclusivement sous forme de pyrite de fer.

Le personnel se compose de deux postes, de cinq hommes chacun, desservant un groupe de deux fours.

Fours à râblage mécanique. — Une inclinaison convenable donnée à la sole des réverbères de calcination facilite dans une certaine mesure le travail de l'ouvrier, mais ne supprime cependant pas complètement son intervention au point de vue du renouvellement des surfaces soumises à l'action du gaz. Lorsqu'on veut assurer ce renouvellement par des moyens exclusivement mécaniques, on peut avoir recours à deux combinaisons différentes : ou bien faire mouvoir sur la sole d'un four ordinaire des agitateurs conduits mécaniquement ou bien donner au four tout entier un mouvement d'oscillation ou de rotation.

La première combinaison a été employée quelquefois pour le grillage des blendes, mais elle ne paraît pas l'avoir été d'une manière courante, pour la calcination des calamines.

A la seconde se rattache d'abord le four Kuschel et Hinterhuber, dont l'élément essentiel est une sole plate, circulaire, animée d'un mouvement de rotation continu autour d'un axe vertical. Des râbles fixés à la voûte et pouvant occuper des positions variables par rapport à la sole servent à brasser la matière étalée sur celle-ci. Cette disposition, expérimentée en Carinthie (Johannisthaler Hütte), paraît avoir donné des résultats avantageux au point de vue de l'activité de production et de l'économie de main-d'œuvre, mais en entraînant des frais d'entretien assez élevés. Elle avait en outre l'inconvénient de ne pas se prêter à l'application du chauffage méthodique et de donner lieu par suite à une consommation de combustible relativement importante.

Four Oxland. — Le four Oxland, au contraire, assure un chauffage méthodique tout en opérant le brassage mécaniquement. C'est un cylindre de 10 à 13 mètres de long, de 1 mètre environ de diamètre intérieur, à axe légèrement incliné sur l'horizon et animé d'un mouvement de rotation très lent autour de cet axe ; à l'intérieur de ce cylindre circulent dans un sens les flammes d'un foyer, en sens inverse les matières à calciner. Cet appareil semble avoir été appliqué pour la première fois à la calcination de la calamine par la Société austro-belge; aujourd'hui il est employé fréquemment en Sardaigne, notamment à Malfidano et à Monteponi (voir pl. II).

La construction du four Oxland doit être robuste, sinon l'appareil subirait des déformations qui nuiraient beaucoup à la régularité de sa marche. Le corps cylindrique est en tôle rivée, d'une épaisseur de 0m,010 à Malfidano

©BIU Santé

pour un diamètre de 1m,23, de 0m,012 à Monteponi pour un diamètre de 1m,33. Il est supporté par un nombre de galets suffisant pour éviter des flexions trop fortes ; à Malfidano on emploie des galets de 0m,50 de diamètre, à surface extérieure en forme de demi-tore sur lesquels roule un collet du corps cylindrique, profilé à peu près comme un bandage de roue de chemins de fer : la saillie de ce collet est placée de manière à empêcher le glissement du corps cylindrique. Les galets, groupés deux par deux, sont espacés de 3m,31 dans le sens longitudinal; on en emploie quatre groupes pour soutenir l'appareil (pl. II, fig. 2).

A Monteponi on a adopté une disposition inverse. A la place de galets, on a employé des essieux montés, du type courant des chemins de fer ; la surface de roulement du corps cylindrique sur les bandages est formée par deux rails cintrés et appliqués sur la tôle extérieure. Ce mode de construction semble un peu plus robuste que le précédent.

La rigidité du corps cylindrique a une grande importance à divers points de vue. D'abord les déformations de la tôle, changeant constamment d'amplitude et de sens en chaque point au cours de la rotation, causent au métal une fatigue qui pourrait devenir dangereuse si ces déformations atteignaient une importance trop grande ; de plus elles donnent lieu à de sérieuses difficultés pour la transmission régulière du mouvement de rotation.

En effet, pour atténuer autant que possible les efforts de torsion, c'est au milieu du corps cylindrique qu'on installe l'appareil de transmission, qui est le plus souvent une vis sans fin. Or, c'est précisément en ce point que la flexion atteint sa valeur maxima; avec un appareil aussi délicat que la vis sans fin, elle donne lieu à des perturbations dont la nature varie suivant la position de la vis. Quand celle-ci est placée à la partie supérieure de l'appareil, comme à l'ancienne laverie de Buggerru, les dents de la couronne tendent à échapper aux filets de la vis et l'entraînement cesse parfois de se produire. Avec la position latérale, adoptée dans les installations de la société de Malfidano, la flexion tend à développer une pression considérable sur les surfaces de contact et à augmenter par suite les frottements et la force motrice nécessaire pour la commande de l'appareil ; avec la position inférieure de la vis, usitée à Monteponi, il tend à se produire des coincements des dents de la couronne entre les filets de la vis, ce qui entraîne des inconvénients analogues à ceux de la position latérale. On peut, il est vrai, y échapper dans une certaine mesure en donnant du jeu et une profondeur suffisante aux creux de la vis.

On doit, dans tous les cas, attribuer à chaque four une vis de commande indépendante, afin d'éviter une solidarité gênante en cas de réparation.

La meilleure solution serait peut-être de faire conduire le corps cylindrique par une chaîne sans fin entraînée par un tambour latéral ; on éviterait ainsi des difficultés auxquelles on ne peut échapper complètement quand on emploie une commande rigide.

Le corps cylindrique en tôle est revêtu intérieurement de briques, sur une épaisseur moyenne de 0m,15; on intercale dans ce revêtement, de distance en distance, des briques plus longues, faisant saillie sur la surface générale, comme on peut le voir sur la figure 1 (pl. II). Ces briques en saillie facilitent le brassage des matières.

©BIU Santé

Celles-ci sont introduites à l'extrémité supérieure du cylindre au moyen d'un tube incliné, en tôle ou en fonte; à Monteponi, l'extrémité supérieure de ce tube aboutit à une trémie toujours pleine de minerai menu et son extrémité inférieure vient affleurer d'assez près le revêtement intérieur du cylindre (pl. II, fig. 6); de cette manière, l'introduction du minerai dans l'appareil se trouve réglée automatiquement par son écoulement à l'intérieur.

La vitesse de cet écoulement dépend à la fois de la vitesse de rotation du cylindre et de l'inclinaison de son axe. La vitesse de rotation est de huit tours à l'heure à Monteponi, de douze à quinze à Malfidano (ancienne laverie); l'inclinaison de l'axe est de 7 p. 100 environ (0,0665 à Malfidano).

Le chauffage est obtenu au moyen d'un foyer placé à l'extrémité inférieure de l'appareil; la surface de grille est ordinairement de $0^{m2},80$ à $0^{m2},90$. A Malfidano, cette grille a $1^{m},20$ sur $0^{m},70$ ($0^{m2},84$); à Monteponi, $1^{m},50$ sur $0^{m},60$ ($0^{m2},90$). Il faut d'ailleurs remarquer que ces deux appareils ne fonctionnent pas dans les mêmes conditions. A Malfidano, on emploie un mélange de lignite de Gonnesa et de houille de Cardiff et on marche par tirage naturel. A Monteponi, au contraire, la chauffe est soufflée et on emploie exclusivement le lignite de Gonnesa.

Ce deuxième mode de travail a certains avantages. Avec le tirage naturel, tout l'appareil fonctioune en dépression; il tend donc à s'y faire, par tous les joints, des rentrées d'air d'autant plus nuisibles que la combustion sur grille s'opère déjà normalement avec un certain excès d'air. Au contraire, avec une chauffe soufflée, il suffit de resserrer convenablement, au moyen d'un registre, la sortie des gaz, au haut du corps cylindrique, pour obtenir un excès de pression à l'intérieur de celui-ci et éviter par suite les rentrées d'air accidentelles. On peut atteindre de cette manière une température plus élevée et rendre à volonté la flamme réductrice, ce qui a une importance particulière à Monteponi, à cause du traitement spécial que l'on fait subir à une partie des calamines après calcination. Il semble qu'en outre le soufflage soit avantageux au point de vue de la consommation de combustible, car à Monteponi on n'emploie que 8 à 9 p. 100 de lignite par tonne de calciné, tandis qu'à Malfidano on consomme 12 à 14 p. 100 d'un mélange d'un tiers de lignite et deux tiers de houille, ce qui équivaut de 14 à 17 p. 100 de lignite seul.

Les chauffes de Monteponi sont soufflées avec un injecteur Kœrting et fonctionnent jusqu'à un certain point comme gazogènes; les éléments combustibles restant disponibles dans les gaz sont brûlés au moyen d'air chauffé par circulation autour de la voûte du foyer. Dans ces conditions on obtient une flamme très allongée, pénétrant de 2 à 3 mètres dans le corps cylindrique; la température des matières en cours de calcination atteint presque le rouge blanc. On règle l'allure du four d'après l'aspect de la fumée; si celle-ci est noire, la combustion est très incomplète; si elle est transparente, la flamme est oxydante; il faut que la fumée soit blanche pour que la flamme soit moyennement réductrice, résultat qu'on cherche à obtenir à Monteponi.

Le personnel qui dessert un four Oxland comprend par poste un chauffeur (payé 3 francs par jour en Sardaigne), un chargeur (à 2 fr. 50), et deux manœuvres (à 2 fr. 50), soit huit ouvriers par vingt-quatre heures, payés en tout 21 francs.

©BIU Santé

La consommation de force motrice varie beaucoup suivant les conditions d'installation de la vis de commande; si celle-ci est bien établie, un four Oxland ne doit pas exiger plus d'un à deux chevaux.

Les frais d'installation d'un pareil four sont, en Sardaigne, d'environ 10.000 francs; quant aux frais d'entretien courant, ils sont notablement plus élevés que ceux des fours ordinaires.

La production varie suivant le mode de conduite de travail. A Malfidano, où les fours marchent par tirage naturel, avec des cheminées médiocrement élevées, on passe par vingt-quatre heures 13 à 15 tonnes de minerai cru, assez humide. A Monteponi, en soufflant la chauffe, on arrive au chiffre de 20 tonnes.

Pour calculer la production correspondante de calciné, il faut connaître la perte à la calcination. Celle-ci est généralement moindre au réverbère qu'au four à cuve parce que la température est moins élevée; on constate fréquemment une différence de 4 à 7 p. 100 entre la teneur en matières volatiles des calcinés fournis par les deux types d'appareils. Mais, d'un autre côté, les menus de lavage sont souvent mal égouttés et tiennent 8 à 10 p. 100 d'eau, ce qui ramène à 30 p. 100 environ leur perte à la calcination.

Frais de calcination au four à cuve et au réverbère. — Les frais de calcination au réverbère, de même qu'au four à cuve, varient beaucoup suivant les époques et les localités. Le point le plus important à cet égard est de pouvoir établir, dans des conditions permettant une comparaison utile, le rapprochement des résultats obtenus avec le four à cuve d'une part, les divers types de réverbères d'autre part; nous allons donner quelques chiffres se rapportant pour la plupart aux appareils décrits ci-dessus.

Les chiffres suivants résument les résultats obtenus à la calcination à Moresnet, en 1871.

	FOURS A CUVE	GRANDS RÉVERBÈRES	PETITS RÉVERBÈRES chauffés par les flammes perdues.
Minerai passé par jour	23.884k	9.960k	2.879k
Calciné produit	16.884	7.260	2.178
Perte pour 100	29,21	24,87	23,75
Consommation de houille par tonne de calciné	46k,47	113k,12	»
	FRAIS PAR TONNE DE CALCINÉ		
Houille	0f,56	1f,36	»
Main-d'œuvre	1f,66	0f,96	0f,80
	2f,22	3f,32	0f,80

Au Laurium, vers 1883, les frais étaient approximativement les suivants par tonne de calciné :

	FOURS A CUVE	RÉVERBÈRES
Combustible	2f,01	6f,40
Main-d'œuvre	1f,03	2f,45
Surveillance, entretien, etc.	0f,70	1f,00
	3f,74	9f,85

©BIU Santé

Aux Malines (Gard), les chiffres étaient les suivants en 1889 :

	FOURS A CUVE	RÉVERBÈRES
Quantité passée par vingt-quatre heures.	7t,5	7t,5

	FRAIS DE CALCINATION			
	par jour.	par tonne de cru.	par jour.	par tonne de cru.
Main-d'œuvre. . .	7f,50	1f,00	19f,40	2f,60
Houille.	9f,00	1f,20	12f,60	1f,52
	16f,50	2f,20	32f,00	4f,12

non compris l'amortissement des installations et les frais d'entretien. Il faut remarquer que la production journalière des fours à cuve était relativement faible.

A Mercadal (Asturies), en 1875, les éléments économiques de la calcination étaient les suivants :

	FOURS A CUVE	RÉVERBÈRES
Production de calciné par 24 heures.	7.358k	4.790k
	FRAIS PAR TONNE DE CALCINÉ	
Houille (à 36 fr. 40 la tonne)	62k,2 = 2f,27	160k,2 = 5f,85
Main-d'œuvre.	1f,40	2f,34
Entretien	0f,05	0f,15
	3f,67	8f,34

frais généraux non compris.

En ce qui concerne la Sardaigne, on peut résumer de la manière suivante les conditions de fonctionnement des divers appareils de calcination :

	FOURS A CUVE (Malfidano).	FOURS A CUVE (Monteponi).	RÉVERBÈRE à sole inclinée (Monteponi).	FOURS OXLAND (Malfidano).	FOURS OXLAND (Monteponi).
Production journalière de calciné . .	8 à 9t	8 à 9t	10t	10t	15t
	CONSOMMATION PAR TONNE DE CALCINÉ				
Houille.	60k	60k	160k	120k	90
Main-d'œuvre (en journées)	0,4	0,4	1,0	0,8	0,55

La consommation de combustible a été calculée en transformant les poids de lignite en poids de houille approximativement équivalent et en tenant compte de la force motrice nécessaire pour la conduite des fours Oxland. Les frais d'entretien sont relativement importants pour ses derniers appareils et, à un moindre degré, pour les réverbères ordinaires, comparés aux fours à cuve.

©BIU Santé

GRILLAGE DES BLENDES

Pour donner un bon rendement en zinc, la blende doit être grillée aussi complètement que possible avant de passer au four de réduction, ou du moins ne pas tenir, après grillage, plus de 2 p. 100 de soufre. Avec la proportion de fer contenue ordinairement dans la blende, une élimination plus complète du soufre n'a pas d'influence appréciable sur le rendement.

Au point de vue physique, le grillage d'un sulfure quelconque ne s'effectue pas avec la même facilité que la calcination d'un carbonate. Pour expulser, par exemple, l'acide carbonique d'une calamine, il suffit d'élever cette matière à une température supérieure au rouge sombre, en vases clos ou au contact d'un courant gazeux ; pour griller une blende, au contraire, il ne suffit pas de la porter à la température nécessaire pour que l'action de l'oxygène atmosphérique commence à se faire sentir à sa surface extérieure ; il faut en outre que cette action puisse pénétrer progressivement jusqu'au centre de chaque fragment. Or, cette pénétration est nécessairement assez lente parce que la blende est compacte, dépourvue de cette porosité, spéciale aux calamines, qui facilite l'introduction des agents gazeux dans l'intérieur de la masse. Les zones extérieures de la blende, déjà transformées en oxyde, présentent bien une certaine porosité, car la transformation du sulfure de zinc en oxyde est accompagnée d'une diminution de volume dont il est facile de calculer l'importance. Dans ce phénomène, la perte de poids est d'environ 16,5 p. 100 ; d'autre part, les densités de la blende et de l'oxyde de zinc sont approximativement 4,06 et 5,7 ; par suite, le volume de l'oxyde de zinc obtenu n'est que d'environ 0,6 de celui du sulfure. Il se produit, il est vrai, une certaine contraction de toute la masse, à mesure que le grillage progresse ; néanmoins il reste dans celle-ci un vide suffisant pour que l'oxygène de l'air puisse venir réagir sur la blende encore inattaquée. Mais cette action est assez lente et le grillage de la blende reste, par suite, toujours imparfait quand on opère sur des fragments d'un certain volume.

Il y a là une différence très marquée avec les phénomènes constatés dans le grillage de la pyrite ; on sait que les fragments de cette dernière substance se grillent complètement jusqu'au centre, alors même qu'ils sont assez volumineux. Cette différence vient de ce que le zinc n'a qu'un seul degré d'oxydation, tandis que le fer donne un protoxyde et un sesquioxyde, et que ce deuxième composé cède assez facilement son oxygène en excès, jouant ainsi le rôle d'agent intermédiaire dans l'oxydation du sulfure.

En pratique, la blende, grillée en morceaux, retient toujours de 8 à 10 p. 100 de soufre, c'est-à-dire plus du quart de sa teneur primitive, même après une oxydation prolongée avec ou sans addition de combustible. Un pareil grillage, quelque imparfait qu'il soit, est pratiqué dans certaines circonstances, soit en tas, soit en fours coulants.

Menée rapidement, avec un peu de combustible, l'opération sert principale-

©BIU Santé

ment à désagréger la blende et à rendre plus facile son broyage : c'est dans ce but qu'on la pratique à Ammeberg (Suède). L'oxydation superficielle qui se produit dans ces conditions n'a qu'une importance tout à fait accessoire.

Exécuté en kilns, le grillage des fragments sans addition de combustible peut permettre d'utiliser, à l'état d'acide sulfureux, une partie du soufre contenu dans le blende, mais cette utilisation est toujours incomplète, et ses avantages ne compensent pas, en général, les frais supplémentaires qu'entraîne l'opération. Aujourd'hui, on prend donc, le plus souvent, le parti d'amener de suite la blende à une dimension telle que son grillage puisse s'effectuer complètement en une seule fois; on admet généralement que cette dimension correspond au passage à travers un tamis à mailles de $0^m,0015$ à $0^m,002$ d'ouverture.

Au point de vue chimique, la première question à résoudre, est celle de savoir si la blende dégage par l'oxydation de ses éléments, une quantité de chaleur suffisante pour que l'opération, une fois commencée, continue d'elle-même, ou s'il faut au contraire, avoir recours à une source extérieure de chaleur pour assurer la marche régulière du grillage. La discussion théorique de ce problème présente de sérieuses difficultés à cause de l'incertitude d'une partie au moins des données numériques qu'on doit prendre pour point de départ. Admettons les valeurs suivantes pour les chaleurs de formation du sulfure de zinc, de l'oxyde de zinc et de l'acide sulfureux, par équivalent.

	CALORIES
Zn S	— 21,5
Zn O	— 43,3
SO^2	— 34,6.

La réaction

$$Zn\,S + 3O = Zn\,O + SO^2,$$

devra donner lieu au dégagement de $56^{cal},4$ par équivalent de sulfure, ou à 1.160 calories ordinaires par kilogramme (Zn S = 48,6).

La combustion de la blende est donc un phénomène exothermique, mais cela ne suffit pas pour que cette combustion s'entretienne d'elle-même; il faut, en outre, que la chaleur dégagée soit suffisante pour porter les produits de la combustion à la température minima au-dessous de laquelle les phénomènes d'oxydation cessent de se produire d'une manière active. S'il en était autrement, l'arrivée de l'air froid abaisserait peu à peu la température au-dessous de la limite en question et la réaction cesserait.

Pour calculer la température théorique de combustion de la blende, supposons que celle-ci soit prise à la température ordinaire, ainsi que l'air employé. Nous admettrons les valeurs suivantes pour les chaleurs spécifiques des produits de la combustion.

	PAR UNITÉ DE POIDS	PAR ÉQUIVALENT
Zn O	0,125	5,07
SO^2	0,1553	4,97
Az (3,35 p. 1 d'oxygène) .	0,244	13,07
		23,11

©BIU Santé

La chaleur spécifique totale des produits de la combustion est donc égale à 23,11 ; si l'on admet que cette chaleur spécifique soit constante, on arrive à la conclusion que la température théorique de combustion de la blende, avec la quantité d'air strictement nécessaire, est de $\frac{56.400}{23,11} = 2.440$ degrés.

En fait, elle sera notablement moindre, car il faut tenir compte, d'une part, de l'accroissement des chaleurs spécifiques avec la température, d'autre part, de la nécessité où l'on se trouve toujours d'employer un certain excès d'air pour que la combustion soit complète.

Cet excès d'air doit être considérable dans un cas particulier, fort important au point de vue pratique, celui où l'acide sulfureux produit doit être employé à la fabrication de l'acide sulfurique.

Pour se rendre compte des conditions dans lesquelles la combustion va alors s'effectuer, nous allons nous placer successivement dans trois hypothèses.

1° La combustion s'opère sous l'action du volume d'air strictement nécessaire, de manière à ne donner que de l'acide sulfureux et de l'azote. Dans ce cas, un tiers de l'oxygène de l'air est employé à l'oxydation du zinc, les deux autres tiers se transformant en acide sulfureux sans changement de volume. Le mélange gazeux final contiendra donc en volume, 0,79 d'azote et 0,14 d'acide sulfureux pour 1 d'air employé et sa composition, également en volume, sera approximativement la suivante :

$$\begin{array}{l} Az \ — \ 0,85 \\ SO^2 — \ 0,15 \end{array}$$

2° Le volume d'air strictement nécessaire à la combustion étant toujours représenté par l'unité, on en ajoute un excès tel que l'acide sulfureux puisse se transformer exactement en acide sulfurique dans les chambres de plomb. Cet excès devra être égal au tiers du volume à employer pour la combustion stricte; le gaz sortant de l'appareil aurait donc la composition proportionnelle suivante en volumes :

$$Az — \frac{4}{3}0,79 \qquad SO^2 — 0,14 \qquad O = 0,07$$

ce qui correspond à la composition centésimale

$$Az = 0,834 \qquad SO^2 = 0,111 \qquad O = 0,055.$$

3° En pratique il n'est pas possible de régler la fabrication de l'acide sulfurique avec une précision absolue; il faut toujours employer un excès d'oxygène qu'on estime devoir être de 6 p. 100 environ en volume, à la sortie des chambres. Dans cette hypothèse, on peut calculer facilement la nouvelle valeur relative x de l'excès d'air à employer.

Le résidu gazeux final contient l'oxygène correspondant à un volume d'air égal à

©BIU Santé

$x-\frac{1}{3}$, c'est-à-dire $0{,}21\left(x-\frac{1}{3}\right)$ plus l'azote total introduit, dont le volume est $0{,}79\,(1+x)$. Pour que le rapport du volume de l'oxygène à celui du mélange gazeux soit de 0,06, il faut que x satisfasse à la relation

$$\frac{0{,}21\left(x-\frac{1}{3}\right)}{0{,}79\,(1+x)+0{,}21\left(x-\frac{1}{3}\right)}=0{,}06,$$

d'où l'on tire

$$x=0{,}75.$$

Ainsi pour obtenir par la combustion de la blende un mélange gazeux propre à la fabrication de l'acide sulfurique, il faut employer un volume d'air supérieur de 0,75 à celui strictement nécessaire pour la combustion. Ce résultat permet de calculer la température que peut théoriquement donner la combustion ainsi réglée. La chaleur dégagée se répartira entre les éléments suivants : 1° L'oxyde de zinc, l'acide sulfureux produit et l'azote correspondant à l'oxygène de cet acide; 2° l'air en excès, représentant 0,75 de la quantité strictement nécessaire pour la combustion d'un équivalent de pyrite. La chaleur spécifique des 3/4 d'équivalent d'oxygène, introduits en excès dans le mélange gazeux, sera 1,31, celle de l'azote correspondant, 8,60, en tout 9,61 à ajouter au coefficient 23,11 qui correspondait aux produits de la combustion strictement limitée à la formation d'acide sulfureux.

La nouvelle valeur théorique de la température de combustion sera donc

$$\frac{56.400}{33{,}02}=1.705 \text{ degrés.}$$

C'est un chiffre encore élevé, malgré les réductions qu'il faudrait lui faire subir pour arriver à une évaluation plus approchée de la réalité.

D'autre part, on peut estimer à 525 degrés la température à laquelle la combustion de la blende commence à se produire; il semble donc singulier, au premier abord, qu'on n'ait jamais réussi jusqu'ici à griller complètement ce sulfure sans intervention d'une source extérieure de chaleur. Cette impossibilité paraît tenir à la lenteur avec laquelle l'oxydation pénètre à l'intérieur des fragments de blende un peu volumineux, lenteur qui exagère naturellement l'influence des déperditions extérieures de chaleur.

En fait, le grillage de la blende s'effectue toujours sous l'action d'un courant d'air chaud, soit pur, soit échauffé par une combustion partielle et mélangé par suite d'une proportion plus ou moins forte d'acide carbonique et de vapeur d'eau. La première hypothèse correspond au cas du grillage en moufle, la seconde au cas du grillage à feu nu.

Les phases successives du grillage du sulfure de zinc pur n'ont pas été jusqu'ici bien complètement étudiées. L'action commence au rouge sombre, plus exactement vers 525 degrés d'après nos observations, en donnant simultanément de l'oxyde et du sulfate; la proportion relative de ce dernier composé

©BIU Santé

reste faible, même à basse température, quand on opère avec du sulfure pur et de l'air sec. Le sulfate, une fois formé, ne se décompose qu'à une température très élevée, voisine du rouge blanc.

La présence de corps étrangers a généralement pour résultat d'exagérer la formation des sulfates et de modifier à bien des égards les conditions dans lesquelles s'opère le grillage. L'influence de ces divers corps est d'ailleurs très inégale.

Le sulfure de cadmium existe presque constamment dans la blende, mais en proportion généralement très faible. Il se comporte au cours du grillage de la même manière que le sulfure de zinc.

Les autres sulfures métalliques qui accompagnent la blende sont le sulfure de fer, soit sous forme de protosulfure combiné avec le sulfure de zinc, soit sous forme de pyrite ordinaire, la pyrite cuivreuse, la galène; enfin plus rarement le mispickel et le sulfure d'antimoine.

Les gangues peuvent être ou siliceuses, c'est à-dire constituées par du quartz ou des silicates, tels que le feldspath qui abonde à Ammeberg, ou bien basiques, et alors composées de carbonates de chaux, de magnésie ou de fer. Certaines gangues peuvent être considérés comme neutres, le sulfate de baryte par exemple.

La présence du sulfure de fer, sous une forme quelconque, complique le grillage. La grande fusibilité de ce corps nécessite que le travail soit conduit lentement, avec de grandes précautions, si l'on veut éviter une agglomération qui ralentirait singulièrement l'action oxydante exercée par le courant gazeux. D'autre part, le sulfate de fer qui se forme au début du grillage se décompose, quand la température s'élève, en donnent une certaine quantité d'anhydride sulfurique, qui se combine avec l'oxyde de zinc déjà formé. Le coup de feu qui termine l'opération doit, il est vrai, détruire le sulfate ainsi produit, en même temps que celui résultant de l'oxydation directe du sulfure de zinc: néanmoins, la présence d'une grande quantité de fer dans la blende constitue une probabilité d'augmentation de la proportion finale de soufre dans le produit grillé. En compensation, elle atténue les inconvénients de cet excès de soufre par l'effet de la réaction du fer réduit sur le sulfure de zinc, au cours de la distillation, mais le sulfure de fer qui se produit ainsi attaque les parois des creusets et les perce même parfois. Ces circonstances expliquent pourquoi les blendes très riches en fer subissent une certaine dépréciation dont il ne faudrait cependant pas exagérer l'importance.

La pyrite cuivreuse et la galène ont des inconvénients analogues, au point de vue de la fusibilité qu'elles donnent au minerai; de plus la deuxième substance se transforme en grande partie en sulfate de plomb, indécomposable aux plus hautes températures que l'on atteigne dans les fours de grillage. Dans les fours de distillation du zinc, ce sulfate est réduit par le fer en excès; une partie du plomb se volatilise et passe dans le zinc; l'autre se retrouve dans les résidus de distillation sous forme de grenailles plus ou moins volumineuses concentrant la plus grande partie de l'argent contenu dans la charge. Ce phénomène est aujourd'hui utilisé couramment dans le traitement des blendes argentifères.

©BIU Santé

Au point de vue de la conduite du grillage, la présence du mispickel cause sensiblement les mêmes difficultés que celle de la pyrite de fer; le sulfure d'antimoine au contraire se rapproche plutôt de la galène, avec cette différence qu'il est plus fusible et qu'il exige par conséquent un chauffage encore plus lent et plus modéré pour éviter une agglomération prématurée. Il ne tend pas, comme la galène, à augmenter la proportion des sulfates dans la matière grillée.

L'arsenic et l'antimoine s'éliminent en partie au cours du grillage, à l'état d'oxydes volatils, mais ils restent néanmoins en assez forte proportion dans la matière grillée, sous forme d'arséniates ou d'antimoniates. Cette deuxième fraction se retrouve à peu près intégralement dans le zinc distillé et ne peut plus en être séparée pratiquement. Aussi la présence de l'arsenic ou de l'antimoine diminue-t-elle beaucoup la valeur des minerais de zinc et peut même les rendre impossibles à utiliser.

Certaines blendes contiennent de l'oxyde d'étain, mais en proportion trop faible pour influencer la conduite du grillage; dans cette opération, la cassitérite semble se comporter de la même manière que le quartz. Pendant la distillation du zinc, elle se réduit complètement; mais, à l'inverse de ce qui se passe pour le plomb, l'étain se retrouve intégralement dans les résidus, sa volatilité étant sensiblement nulle, même à des températures très élevées.

La présence du quartz en forte proportion oblige à conduire le grillage avec précaution, de manière à atténuer autant que possible la formation des sulfates et par suite l'intensité du coup de feu nécessaire pour les décomposer. En effet une élévation trop forte de température risquerait de provoquer la formation de silicates difficiles à réduire ensuite; la perte en métal se trouverait par suite augmentée. Les gangues silicatées, celle par exemple du minerai d'Ammeberg, présentent des inconvénients analogues et même encore plus accentués par suite de leur fusibilité plus grande; il faut éviter de les ramollir à la fin de l'opération, sinon on aboutirait à des pertes importantes en zinc.

La présence de gangues basiques, telles que le calcaire et la dolomie, a pour effet de relever la proportion de soufre dans la blende grillée. En effet, ces substances se décomposent au rouge et donnent de la chaux et de la magnésie qui se transforment en sulfates. Pour éviter ce phénomène, on a proposé d'obtenir dès le début du grillage une température élevée, peu favorable à la formation d'acide sulfurique ; il reste à savoir si cette manière de procéder n'a pas plus d'inconvénients que d'avantages.

En effet les sulfates de chaux et de magnésie produits au cours du grillage ont une stabilité supérieure à celle du sulfate de zinc; ils ne sont pas décomposés sensiblement par le coup de feu qui termine le grillage; chauffés avec du charbon en excès, ils se réduisent en grande partie à l'état de sulfures. Mais ces sulfures n'exercent aucune action sur le zinc métallique et sur l'oxyde de zinc; inversement la chaux libre réagit sur le sulfure de zinc, d'après E. Landsberg, pour donner de l'oxyde de zinc et du sulfure de calcium.

$$ZnS + CaO = ZnO + CaS.$$

©BIU Santé

La présence de l'acide sulfurique, dans les blendes grillées, n'exerce donc aucune influence sur leur rendement en zinc si cet acide est combiné avec la chaux ou la magnésie. Des observations pratiques dues à Voigt (*Zeitschrift für angew. Chemie*, 1889, p. 571), semblent confirmer ces considérations théoriques. En Silésie, le zinc contenu dans les résidus de distillation serait pour un tiers seulement à l'état de sulfure et pour deux tiers à l'état d'oxyde; en Westphalie, la proportion serait inverse bien que le grillage y soit opéré avec plus de soin qu'en Silésie. La différence tiendrait à la nature calcaire de la gangue des blendes silésiennes.

Les observations qui précèdent s'appliquent *a fortiori* au sulfate de baryte, assez fréquent dans les gîtes de blende, et aux minéraux de la strontiane, tout à fait exceptionnels au contraire dans ces gîtes.

Le fer spathique est une gangue assez gênante à cause de la fusibilité qu'elle donne au minerai; cette fusibilité atteint son maximum quand le fer spathique est manganésifère. Dans ce dernier cas, le grillage est assez difficile; mais la réduction n'est pas trop compliquée par la présence du fer; si l'on emploie une quantité suffisante de charbon de mélange, il se produit des grenailles de fonte qui n'ont aucune action sur les parois. L'oxyde de manganèse, au contraire, est ramené à l'état de protoxyde qui, dans ces conditions, corrode les récipients en produisant des scories très fusibles. On cherche en général à séparer le fer spathique aussi complètement que possible par préparation mécanique ou par voie de triage magnétique.

La blende contient fréquemment de l'argent, en proportion trop faible pour modifier en rien les réactions générales du grillage, mais suffisante pour justifier un traitement spécial en vue d'extraire le métal précieux. Les procédés de traitement appliqués à la blende crue n'ont donné en général que des résultats fort médiocres; aussi commence-t-on aujourd'hui par faire subir aux blendes argentifères un grillage qui doit être conduit avec beaucoup de soin si l'on veut éviter des pertes importantes en argent. D'après Malaguti et Durocher (*A. d. M*, 4e série, t. XVII, p. 17), ces pertes sont très élevées quand le travail se fait à haute température; elles peuvent atteindre alors les trois quarts de la teneur initiale, tandis qu'elles sont négligeables si l'on grille à une température modérée. L'argent semble se volatiliser à l'état métallique, car on le retrouve à cet état sur les parois froides en contact avec les gaz dégagés au cours du grillage.

Pour éviter les pertes en argent, M. Simonnet avait proposé (*A. d. M.*, 6e série, t. XVII, p. 27) d'additionner la blende de carbonate de soude ou de calcaire en fragments; il supposait que l'argent se volatilisait sous la forme d'un composé complexe, et que les alcalis agissaient en détruisant ce composé. Il y a plutôt lieu d'admettre que les fragments de calcaire, maintenus à une température de 900 degrés environ par l'absorption de chaleur résultant du dégagement d'acide carbonique, jouent le rôle de paroi froide et condensent l'argent volatilisé; c'est du moins ce qui semble résulter des expériences mêmes de M. Simonnet. L'augmentation de frais entraînée par l'addition de calcaire est sensible; cette addition n'est pas indispensable d'ailleurs, car on peut atténuer beaucoup les pertes en conduisant le grillage avec soin et à basse

©BIU Santé

température : c'est ainsi qu'on procède aujourd'hui dans le traitement des blendes argentifères.

On a d'ailleurs renoncé à toutes les autres additions expérimentées à diverses époques, notamment à celle de la bauxite que Wagner (*Wagners Jahresbericht*, t. VII, p. 130) considérait comme utile pour faciliter la décomposition des sulfates.

Mais des considérations d'une autre nature sont intervenues dans la question du grillage des sulfures en général et des blendes en particulier. Elles sont tirées de l'influence délétère que les produits gazeux du grillage exercent sur la végétation ; cette influence provoque des demandes d'indemnités, souvent fort onéreuses. Le problème de l'absorption ou de l'utilisation des gaz dégagés au cours du grillage des blendes s'est donc imposé presque partout à l'industrie du zinc; la solution la plus pratique qu'on en ait donnée consiste à transformer en acide sulfurique l'acide sulfureux produit dans l'opération. Dans certains cas spéciaux on a cependant pu se borner à absorber l'acide sulfureux ou même seulement l'anhydride sulfurique qui l'accompagne en faible proportion.

La description des procédés usités actuellement dans le grillage des blendes se subdivisera donc de la manière suivante :

I. — Grillage simple, avec dégagement direct des produits gazeux dans l'atmosphère :

1° Grillage de la blende en morceaux, opéré en tas ou au four à cuve;
2° Grillage de la blende broyée, opéré au réverbère.

II. — Procédés d'absorption ou d'utilisation de l'acide sulfureux ou de l'anhydride sulfurique :

1° Absorption pure et simple;
2° Utilisation partielle;
3° Utilisation totale.

GRILLAGE DE LA BLENDE EN MORCEAUX

On a vu plus haut que la blende se grille ordinairement d'une manière lente et très incomplète lorsqu'elle est en morceaux. Le grillage est d'autant plus difficile à effectuer que la blende est plus ferrugineuse; les blendes lithoïdes, jaunâtres, presque pures, se grillent rapidement et complètement, surtout lorsqu'elles présentent une structure poreuse, facilitant l'accès de l'air dans l'intérieur de leur masse. C'est un cas qui a été observé quelquefois en France, notamment aux Malines (Gard) et à Menglon (Drôme); il est assez fréquent dans la région Rhénane. Les blendes de Bensberg, par exemple, peuvent souvent

©BIU Santé

se griller en tas, sans addition de combustible; des fragments de 10 à 15 centimètres de diamètre s'oxydent complètement jusqu'au centre (Thum, *B. u. H. Ztg*, 1859, p. 425).

Les blendes peu ferrugineuses ne sont pas toutes aussi combustibles que celles de Bensberg; mais elles peuvent souvent se griller d'une manière partielle sans intervention d'une source extérieure de chaleur. Les blendes ferrifères, au contraire, exigent absolument l'emploi de combustible; leur grillage s'effectue soit en tas ou au four à cuve, soit plus souvent en kilns.

Grillage en tas. — Ce procédé primitif, peu usité pour les calamines, l'est encore plus rarement pour les blendes. On peut cependant en citer quelques exemples, notamment celui de l'usine de Bethlehem (Pennsylvanie) : on y a longtemps employé des tas de 8 mètres de long, $4^m,25$ de large et $1^m,40$ de haut, établis sur des grilles en fer au-dessous desquelles on brûlait du bois. Ce n'était là qu'un travail préparatoire, suivi d'un broyage et d'un grillage au réverbère (*B. u. H. Ztg*, 1872, p. 61).

Grillage de la blende au four à cuve. — L'emploi du four à cuve pour le grillage des blendes en morceaux remonte aux débuts mêmes de l'industrie du zinc. On opérait de cette manière à Corphalie, vers 1840 (Piot et Murailhe, *A. d. M.*, 4e série, t. V, p. 202); on employait alors des fours coulants à chauffes latérales, analogues à ceux usités à la même époque dans l'usine de Moresnet (voir page 105). On y passait 4.800 kilogrammes de blende par vingt-quatre heures, en consommant 25 p. 100 de houille. Ordinairement on faisait subir au minerai cette opération deux fois; néanmoins le grillage était si imparfait qu'on tirait seulement 20 unités de zinc d'un minerai qui, mieux grillé, en rendait facilement 30 et en contenait sans doute bien davantage. Aussi fût-on bientôt amené à substituer au deuxième traitement au four à cuve un grillage au réverbère, après broyage.

En Pennsylvanie, à l'usine de Bethlehem, les fours à cuve ont succédé aux tas de grillage décrits plus haut. Vers 1877, d'après M. Beco (*Rev. univ.*, 2e série, t. II, p. 153), on y faisait subir à la blende un premier grillage dans des fours coulants passant 10 tonnes en vingt-quatre heures et desservis, de jour seulement, par trois ouvriers. La consommation de combustible (anthracite de Pennsylvanie) était de 5 p. 100. La perte de poids était d'un tiers, chiffre bien élevé, à moins que le minerai ne fût mélangé d'une forte proportion de calamine.

A Ammeberg (Suède), le traitement des minerais blendeux au four à cuve est appliqué sur une grande échelle, mais en vue d'obtenir plutôt la désagrégation du minerai que son grillage. Le minerai d'Ammeberg est intimement mélangé de quartz et de feldspath; il est très dur et son broyage serait très coûteux. Ce broyage devient beaucoup plus facile quand le minerai a été préalablement chauffé au rouge : c'est le principal résultat que l'on cherche à obtenir par un grillage sommaire et l'on évite même autant que possible de produire de l'oxyde de zinc, qui serait facilement entraîné au cours des opérations de lavage.

Les premiers fours à cuve ont été installés à Ammeberg il y a une trentaine d'années; ils étaient munis à leur base de deux chauffes latérales dont, en pra-

©BIU Santé

tique, on ne se servait pas et qu'on a fini par supprimer (Turley — *B. u. H. Ztg*, 1866, p. 450. — Radominski — *Journal de Voyage inédit*, 1873).

Les dimensions de ces appareils ont d'ailleurs peu varié depuis l'origine; leur hauteur utile a oscillé entre 3m,15 et 3m,50 et leurs dimensions transversales entre 0m,90 et 1m,10 au gueulard, avec un léger élargissement dans la partie inférieure. Dans cette région, la paroi d'arrière s'infléchit en avant à partir d'une hauteur d'un mètre environ au-dessus du sol et se raccorde par une surface

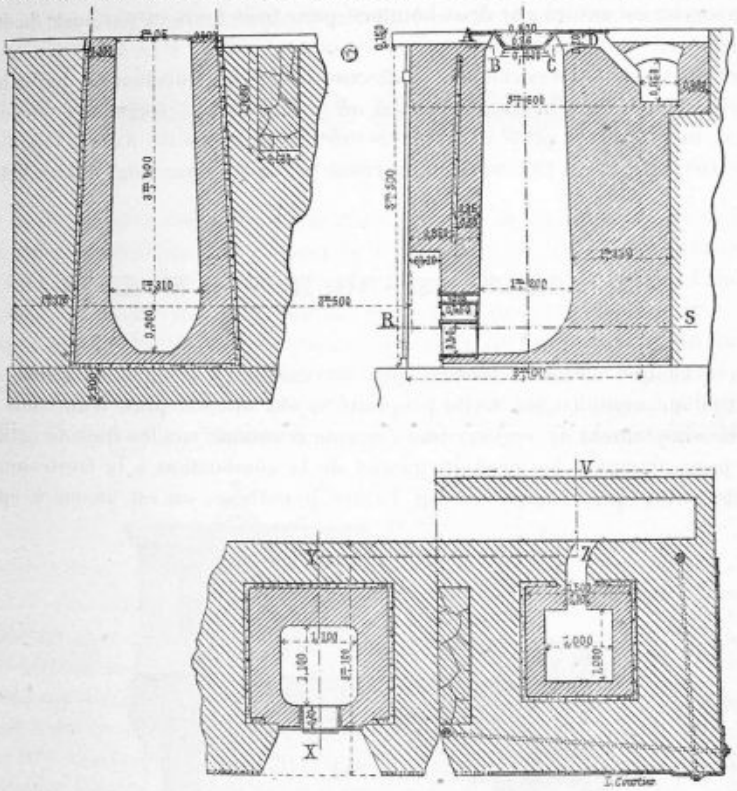


Fig. 27. — Four coulant d'Ammeberg. — Échelle 0,01.

cylindrique avec un plan horizontal, de manière à faciliter le déchargement des matières.

Le type représenté par la fig. 27, était en usage vers 1883; il a une hauteur de 3m,40 avec une section de 1 mètre sur 1 mètre au gueulard, et de 1m,31 sur 1m,20 au ventre (élevé à 1 mètre au-dessus de la base). Le chargement se fait par une trémie en fonte resserrant l'ouverture du gueulard et permettant de diminuer les dimensions du couvercle, également en fonte, qui sert à fermer celui-ci une fois le chargement effectué. Le déchargement des matières s'effectue par une porte que l'on tient ordinairement fermée, de manière à pouvoir régler l'entrée d'air qui s'effectue par deux ouvreaux situés à la partie supérieure du cadre en fonte de la porte. Les gaz sortent par un

©BIU Santé

carneau situé à l'arrière et relié à un collecteur commun à toute la batterie : le tirage est assuré par une cheminée unique, de 20 mètres de haut.

La consommation est seulement de 1 à 1,5 p. 100 d'anthracite anglais. La perte de poids du minerai est très faible, ce qui est naturel, puisqu'on cherche à oxyder la blende le moins possible ; elle ne paraît pas dépasser en moyenne 0,015 du poids initial. Il se produit de légères pertes de zinc par formation de sulfate de zinc soluble.

Le service est assuré par deux hommes pour trois fours et par poste de douze heures.

Le tirage des matières calcinées s'effectue toutes les trois heures, par la porte inférieure du four. On s'arrête quand on voit venir des fragments incandescents ; on referme la porte et on charge ensuite au gueulard. Avec le type figuré ci-dessus, on passait 10 tonnes en moyenne par four et par vingt-quatre heures.

GRILLAGE EN CASES VOUTÉES OU EN KILNS

On a vu que certaines blendes peu ferrugineuses peuvent se griller sans addition de combustible. Cette propriété a été utilisée plus d'une fois soit en vue simplement de réaliser une certaine économie sur les frais de grillage, soit pour employer les produits gazeux de la combustion à la fabrication de l'acide sulfurique. Dans l'une ou l'autre hypothèse, on est amené à opérer

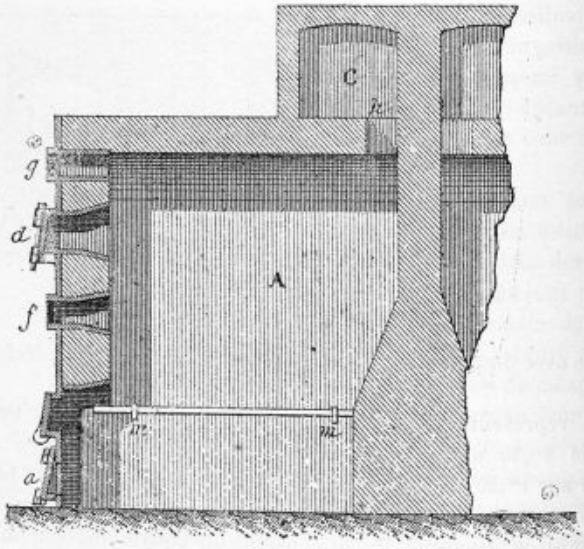


Fig. 28. — Base voûtée pour les grillage des sulfures.

sur grille, dans des cases voûtées ou dans de petits fours à cuve (kilns) de forme un peu variable suivant la nature des blendes et la grosseur de leurs fragments.

©BIU Santé

Cases voûtées. — Les cases voûtées ont ordinairement une longueur de 2 mètres, une largeur de 1m,30 à 1m,90 au niveau de la grille, une hauteur de 1m,30 à 1m,75 de la voûte à la grille, et de 0m,60 à 0m,70 au-dessous de la grille (fig. 28). Celle-ci est formée de barreaux spéciaux (fig. 29) disposés de manière à permettre de faire tomber dans le cendrier les matières grillées sans être obligé d'ouvrir les portes; à cet effet on munit ces barreaux de deux portées tournées qui reposent dans des encoches cylindriques pratiquées dans deux fers plats, de 0m,03 sur 0m,10, par exemple, posés de champ et encastrés dans les parois latérales de manière à pouvoir supporter toute la grille. La forme des barreaux

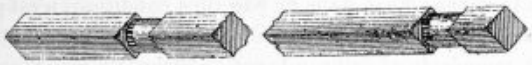


Fig. 29. — Vue perspective d'un barreau.

doit d'ailleurs être combinée de manière à ce qu'en imprimant à ceux-ci un mouvement de rotation on provoque le tamisage des matières qu'ils supportent. Le plus souvent on leur donne une section carrée (fig. 30); lorsqu'une diagonale de cette section est verticale, comme en *a b*, la projection horizontale d'un barreau occupe une surface presque une fois et demie aussi grande que lorsque ce sont deux côtés du carré qui occupent la position verticale, comme en *c d*. Au lieu d'une section carrée, on adopte parfois une section elliptique qui permet également de modifier l'intervalle entre les barreaux en faisant varier l'incli-

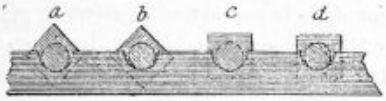


Fig. 30. — Vue des barreaux en bout.

naison des axes de l'ellipse, ou bien une section circulaire avec addition d'une arête hélicoïdale à la surface du barreau.

Dans ces divers cas, il suffit d'agir successivement, au moyen d'une clef, sur les têtes des barreaux, de forme carrée et dépassant suffisamment au dehors, pour faire tomber dans le cendrier une certaine quantité de matière grillée et provoquer ainsi la descente des charges.

Les cases voûtées du type ci-dessus décrit sont fréquemment usitées pour le grillage de la pyrite; elles le sont beaucoup moins pour celui de la blende, mais on peut cependant en citer quelques exemples.

A Letmathe, près Iserlohn, les grilles étaient carrées et de 2 mètres de côté; la hauteur de voûte au-dessus de la grille était de 1m,30. On passait 250 kilogrammes de blende par mètre carré de grille et par vingt-quatre heures; la matière grillée tenait 7 p. 100 de soufre.

En Silésie, les usines de Lipine et de Rosdzin emploient actuellement des dispositifs analogues. Dans la première usine, la grille, carrée a 1m,25 de côté; l'épaisseur de la charge est de 0m,40. On traite, par vingt-quatre heures, 500 kilogrammes de blende par appareil, soit 320 kilogrammes par mètre carré de grille. La teneur du résidu en soufre est de 10 p. 100, la teneur initiale étant de 25 p. 100. Un ouvrier, faisant un poste de douze heures, dessert dix fours.

©BIU Santé

A Rosdzin (Reckehütte), la grille est carrée, comme à Lipine, et de 1 mètre de côté; on y charge 0m,60 de blende cassée à la grosseur d'une noix et tenant de 24 à 33 p. 100 de soufre. Cette teneur s'abaisse à 7 p. 100 par l'effet du grillage. En vingt-quatre heures on passe 350 kilogrammes de blende par appareil, c'est-à-dire par mètre carré de grille. Pour un massif de 25 à 30 cases, le personnel est de quatre ouvriers par poste (Schnabel. *Handbuch der Metallhüttenkunde*, t. II. p. 42).

Dans cette dernière usine, on avait essayé de rendre la désulfuration plus complète en injectant de la vapeur d'eau sous la grille (Brevet allemand n° 22.152. — Voy. Balling. *Die Metallhüttenkunde*, p. 436).

L'emploi de la vapeur d'eau dans de pareilles conditions n'est pas précisément rationnel. La grande difficulté du grillage des blendes est de maintenir la matière à une température suffisamment élevée pour que l'oxydation se continue d'elle-même : il faut donc accélérer autant que possible ce dernier phénomène et éviter toute influence capable de provoquer un refroidissement. Au premier point de vue, le soufflage dans le cendrier présente des avantages puisqu'il rend le passage de l'air plus rapide, mais il conviendrait de l'obtenir par des moyens mécaniques plutôt qu'en injectant de la vapeur. Celle-ci ne peut que refroidir la masse, alors même qu'elle exercerait une action oxydante. On sait, en effet, que la séparation de l'oxygène contenu dans la vapeur d'eau s'effectue avec une absorption de chaleur considérable, et qu'au point de vue thermique il est bien plus avantageux d'avoir recours à l'oxygène atmosphérique. L'injection de vapeur ne peut donc avoir qu'une influence défavorable lorsqu'on veut, comme dans le cas actuel, réaliser le grillage sans intervention de chaleur extérieure; l'expérience semble, d'ailleurs, en avoir fourni la preuve, car l'usine de Rosdzin a renoncé à l'emploi de ce système.

Kilns. — Les appareils connus sous le nom de *kilns* diffèrent des précédents par une hauteur de cuve plus grande et par l'emploi d'une grille fixe à la place de la grille mobile décrite ci-dessus. L'extraction des résidus se fait non plus par le cendrier, mais bien par un certain nombre d'ouvreaux placés au-dessus de la grille : celle-ci est inclinée de manière à faciliter le glissement des matières vers les ouvreaux, qui sont ordinairement fermés par des portes, l'air devant pénétrer dans le four en passant par le cendrier et par les intervalles des barreaux. Une faible partie seulement de la matière grillée tamise à travers ceux-ci et tombe dans le cendrier, d'où on l'enlève de temps à autre.

Si l'on ne passait dans les *kilns* que des blendes pures, la descente des matières se ferait toujours sans difficulté, mais les blendes ferrugineuses et surtout celles qui sont mélangées de pyrite et de galène peuvent donner lieu à des accrochages. Il faut pouvoir briser ceux-ci dès qu'ils se forment; à cet effet, on ménage sur les faces latérales du four des ouvreaux disposés de manière à ce qu'on puisse atteindre avec un ringard toute l'étendue des parois. En marche normale, ces ouvreaux sont fermés au moyen de tampons en fonte.

Le profil intérieur des *kilns* varie dans une certaine mesure avec la nature des sulfures à griller. A Freiberg, ces appareils sont d'ordinaire évasés vers le haut : dans d'autres usines, on adopte la forme prismatique, de construction plus facile. C'est le cas de l'usine de Brixlegg où les *kilns* ont une hauteur utile

©BIU Santé

(au-dessus de la grille) d'environ 3 mètres, avec une section rectangulaire de 1m,40 sur 2m,10 (fig. 29). La profondeur moyenne du cendrier est de 0m,70; deux ouvreaux y débouchent sur chacune des faces latérales du four. Une rangée analogue d'ouvreaux, située au bas de la cuve, permet de tirer la blende grillée

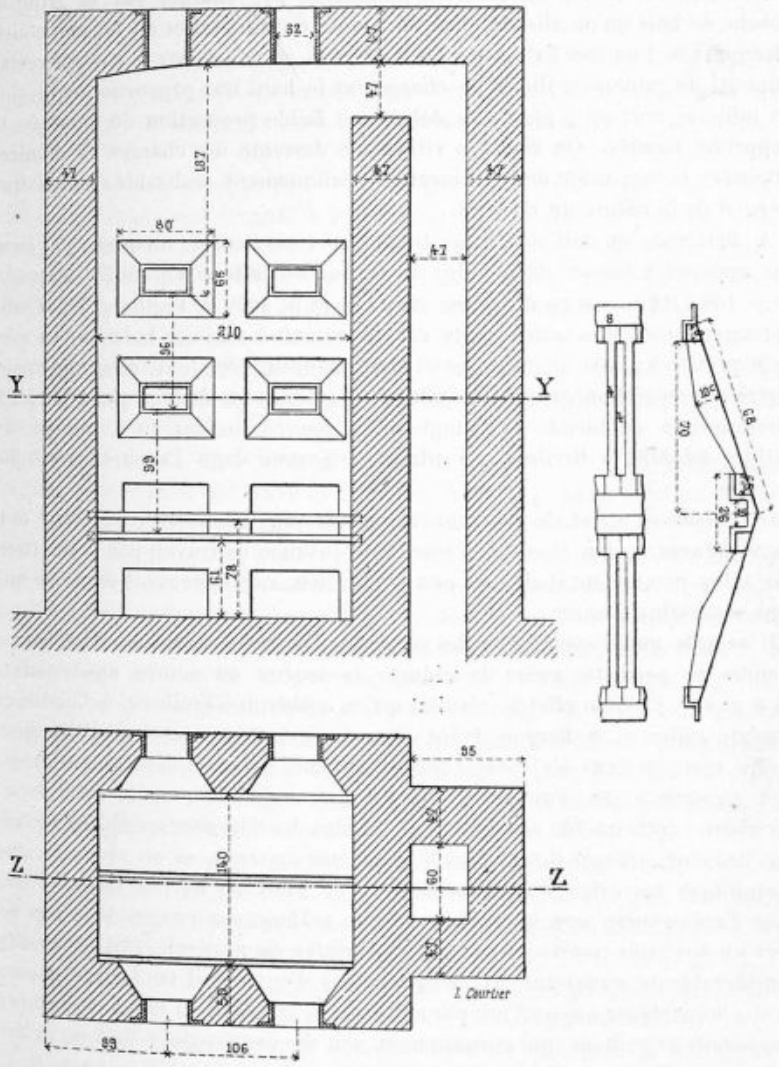


Fig. 31. — Kiln de Brixlegg. — Échelle 1/60.

et deux autres rangées, placées à la partie supérieure du four, servent à briser les accrochages qui pourraient se former.

Le chargement s'effectue par deux ouvertures carrées, de 0m,32 de côté, ordinairement fermées par des plaques de fonte. La grille (fig. 31) se compose

©BIU Santé

de barreaux également en fonte, disposés comme ceux d'une grille de chaudière, mais présentant dans les deux sens, vers l'extérieur, une pente d'environ un sur trois. La largeur des barreaux et celle des intervalles réservés entre eux sont de 0m,04.

Pour mettre en feu un *kiln*, on commence par charger sur la grille une couche de bois qu'on allume, puis on ajoute du minerai et du bois en couches alternatives. Une fois l'allumage bien effectué, on enlève par le bas une certaine quantité de minerai grillé et on charge par le haut une proportion équivalente de minerai cru; on y ajoute au début une faible proportion de bois que l'on supprime bientôt. On règle la vitesse de descente des charges de manière à atteindre le maximum de désulfuration pratiquement réalisable; ce maximum dépend de la nature du minerai.

A Brixlegg, on fait un tirage toutes les trois heures; on passe par jour et par appareil 6 tonnes de blende; la teneur de celle-ci en soufre descend de 28 p. 100 à 12 p. 100 en moyenne (de 11 à 13 p. 100). A Freiberg, les résultats obtenus étaient plus satisfaisants, car on arrivait à abaisser la teneur en soufre de 30 p. 100 à 8 p. 100, mais le travail était beaucoup plus lent; pour une capacité intérieure sensiblement égale, les kilns de Freiberg ne traitaient que 1.200 à 1.500 kilogrammes de blende par vingt-quatre heures au lieu de 6 tonnes. Avec l'allure adoptée à Brixlegg, le minerai séjourne dans l'appareil trois jours environ.

Le personnel y est de deux ouvriers, plus un manœuvre, par four et par douze heures, ce qui représente une demi-journée de travail par tonne traitée. Les kilns demandent d'ailleurs peu d'entretien, car ils peuvent marcher un an sans réparation aucune.

Il semble que l'application des *kilns* ou des cases voûtées au grillage des blendes ne permette guère de réduire la teneur en soufre au-dessous de 7 à 8 p. 100. C'est en effet le résultat qu'on a obtenu à Freiberg, à Leipine et à Rosdzin (Silésie), à Bergen Point (New-Jersey). Pour achever d'éliminer le soufre contenu dans les résidus provenant des *kilns* ou des cases voûtées, il faut recourir à un broyage et à un nouveau grillage, opéré cette fois au réverbère : cette double manipulation entraine des dépenses sensiblement égales à celles d'un grillage direct dans le deuxième appareil, et on ne trouve guère à employer les *kilns* d'autre avantage que celui de ne pas laisser dégager dans l'atmosphère une proportion d'acide sulfureux correspondant aux deux tiers ou aux trois quarts de la teneur primitive du minerai. C'est un avantage considérable dans certains cas, moindre dans d'autres : il tend plutôt à perdre de son importance aujourd'hui par suite de la création de types perfectionnés d'appareils de grillage, qui consomment peu de combustible tout en utilisant entièrement l'acide sulfureux dégagé.

©BIU Santé

BROYAGE DES BLENDES

Pour griller la blende d'une manière complète, il faut la broyer assez fin. La grosseur de grain qu'il convient d'adopter varie avec la composition et la structure de la blende traitée; elle varie aussi suivant les conditions économiques du travail.

Le plus souvent, on exige que les grains puissent traverser un tamis dont les mailles ont seulement $0^m,0015$ à $0^m,002$ d'ouverture. Certaines usines, notamment celle du Bleyberg-ès-Montzen, ont porté ce chiffre à $0^m,003$; elles estiment qu'en procédant ainsi on réduit les frais de broyage dans une proportion considérable tout en obtenant une élimination du soufre presque équivalente.

Le broyage des blendes ne diffère en rien des opérations analogues qui s'exécutent couramment dans les ateliers de préparation mécanique; il suffira donc de donner ici quelques indications générales sur l'organisation de ce travail et sur les frais qu'il entraîne.

Ordinairement on fait d'abord passer la blende dans un concasseur à mâchoires, puis dans une paire de cylindres broyeurs, enfin dans un trommel dont les mailles ont une ouverture variant de $0^m,0015$ à $0^m,003$, suivant les usines. Le refus va à une deuxième paire de cylindres, dont la surface extérieure doit être entretenue avec plus de soin que celle des premiers; la matière broyée repasse au trommel. Ce qui traverse doit être mis en magasin en attendant le grillage: pour effectuer économiquement cette opération, on se sert souvent d'une vis sans fin se mouvant dans une gouttière en tôle et y entraînant d'un mouvement continu la matière pulvérisée. Le fond de la gouttière est percé d'un certain nombre de petits guichets à coulisse, correspondant chacun à un compartiment de dépôt. En ouvrant convenablement un ou plusieurs de ces guichets, on peut distribuer à volonté la blende pulvérisée entre les divers compartiments.

Au Bleyberg, le broyage de 35 tonnes par journée de dix heures, à la grosseur de $0^m,003$, exigeait 15 à 18 chevaux de force motrice; le personnel se composait d'un mécanicien, payé au mois, de deux hommes et de trois gamins payés ensemble $0^f,20$ par tonne. Dans cette usine, la totalité des frais de broyage ne dépassait pas $0^f,75$; on estimait qu'on aurait à peu près quadruplé ce chiffre en réduisant à moitié, soit à $0^m,0015$, l'ouverture des mailles des tamis.

La comparaison des résultats obtenus dans les mines de la Société de la Vieille-Montagne semble justifier cette appréciation. En effet, à Baelen, en broyant, à $0^m,002$, 32 tonnes par journée de dix heures, on faisait les frais suivants :

Frais de machines	$0^f,58$
Main-d'œuvre (à $2^f,35$ par journée)	$0^f,39$
Entretien	$0^f,55$
	$1^f,52$

©BIU Santé

A Oberhausen, avec une main-d'œuvre plus chère et des installations plus anciennes, les frais sont encore plus élevés. On passe 33 tonnes par dix heures et on dépense par tonne :

Frais de machines.	1f,32
Main-d'œuvre (à 3f,77 par journée).	0f,75
Entretien.	0f,46
	2f,53

GRILLAGE AU RÉVERBÈRE

Principes du grillage au réverbère. — La blende, une fois broyée, est étalée sur la sole d'un réverbère pour y subir l'action oxydante de la flamme d'un foyer. Dans le mécanisme de la réaction, le contact direct de cette flamme avec la matière à griller ne joue pas un rôle aussi important qu'on pourrait le croire à première vue. La flamme, composée de gaz portés à très haute température, peu denses par suite, a une tendance très marquée à suivre la voûte : quelque surbaissée que puisse être celle-ci, elle se trouve nécessairement à une certaine hauteur au-dessus de la sole, 0m,40 au minimum avec les fours les plus étroits, 0m,60 à 0m,70 avec les fours un peu larges. Dans ces conditions, il n'y a guère de contact direct entre les gaz chauds et le minerai étalé sur la sole; on cherche à réaliser ce contact le mieux qu'on peut en soulevant, au moyen d'une spadelle, le minerai jusqu'à la voûte, et le laissant retomber ensuite sur la sole; on lui fait ainsi traverser le courant de gaz chauds pendant quelques instants, mais le contact ainsi obtenu est relativement de courte durée : il n'a une certaine efficacité que si l'on obtient de l'ouvrier un travail très actif.

Dans certaines usines on ne se sert pas de la spadelle; on se contente de râbler la masse de manière à renouveler fréquemment sa surface supérieure. Le grillage s'effectue alors dans des conditions plus complexes, justifiant assez bien le nom de *réverbère*, donné depuis longtemps aux fours dans lesquels on le pratique. La voûte, portée à haute température par la flamme, rayonne énergiquement sur la sole; la charge répartie sur celle-ci s'échauffe par sa surface supérieure. Si elle était en repos, l'échauffement s'y propagerait par simple conductibilité, c'est-à-dire, avec une grande lenteur, étant donné que la blende est médiocrement conductrice par elle-même et que son état pulvérulent diminue encore sa conductibilité. Le râblage ou le retournement à la spadelle accélère la transmission de chaleur en renouvelant fréquemment la surface soumise au rayonnement de la voûte.

Une fois la matière portée à une température suffisamment élevée, les réactions du grillage commencent; elles ne se développent que dans une faible proportion sous l'influence directe du courant gazeux émanant du foyer, porté à une température élevée, mais relativement pauvre en oxygène. L'action prédominante au point de vue de l'oxydation est celle du courant d'air froid qui

©BIU Santé

pénètre dans le four soit par les portes, soit par des ouvreaux spéciaux que l'on ménage parfois au voisinage du pont. Cet air, plus dense que les gaz de la flamme, suit la sole et s'échauffe peu à peu à son contact. Une fois qu'il a atteint une température suffisante, il commence à réagir sur la blende et sur les sulfures mélangés avec elle.

L'introduction d'air froid dans le four par les portes ou orifices spéciaux est donc une condition normale du grillage au réverbère : elle ne peut être remplie que si le four marche en dépression, ce qui correspond d'ailleurs au cas le plus ordinaire, celui où le four fonctionne sous l'action du tirage naturel. Mais, d'autre part, l'ouverture permanente de tout ou partie des portes de travail, nécessaire pour le râblage, diminue singulièrement l'efficacité de ce tirage en ce qui concerne la marche du foyer. Lorsque l'on emploie un combustible en fragments d'un certain volume, la dépression disponible à la hauteur du pont, toutes portes ouvertes, est encore suffisante pour assurer la marche active de la combustion et par suite le dégagement d'une quantité de chaleur suffisante pour assurer le grillage. Mais il est peu avantageux, au point de vue économique, de s'astreindre à employer de gros charbon, et on s'est préoccupé partout de remplacer ce combustible coûteux par des menus d'un prix moins élevé. Lorsqu'il s'agit de menus collants, la solution du problème est facile ; ces menus s'agglomèrent sous l'action de la chaleur et, une fois divisés au ringard, se comportent comme du charbon en morceaux. On arrive donc à les brûler facilement, avec un tirage modéré, sur des grilles à gradins ou sur des grilles à mâchefer, suivant une pratique bien connue par la description qui en a été donnée par Leplay (*A. d. M.*, 4e série, t. XIII, p. 117). Lorsqu'on veut, au contraire, employer des menus de lignite, de houille sèche ou d'anthracite, qui conservent dans la chauffe leur état pulvérulent, la résistance au passage des gaz augmente beaucoup ; pour que la combustion marche régulièrement, il faut ou développer un tirage très énergique, ou plutôt souffler la chauffe. Dans ce deuxième cas la conduite du grillage devient plus délicate : si le soufflage est trop intense, la flamme sort par les portes latérales du four et l'air nécessaire au grillage ne peut plus y pénétrer. Il faut donc ou bien régler le soufflage de la chauffe d'une part, le tirage de la cheminée, d'autre part, de manière à obtenir une légère dépression dans le laboratoire du four ; ou bien avoir recours au soufflage pour assurer l'introduction de l'air sur la sole. Dans ce cas, on effectue ordinairement cette introduction par une série d'orifices pratiqués sur la paroi verticale du pont, à une faible hauteur au-dessus de la charge ; le pont lui-même renferme une conduite en fonte servant à l'introduction du vent forcé (Ammeberg ; Cilli).

Pour que le grillage de la blende s'effectue dans des conditions satisfaisantes, il faut qu'il soit conduit d'une manière lente et progressive, en commençant au rouge sombre pour se terminer au rouge très vif. A cet effet, on peut procéder de deux manières différentes : ou bien employer des fours de dimension restreinte et y faire varier la température suivant le degré d'avancement du travail, ou bien se servir de fours à longue sole et faire progresser méthodiquement la charge sur cette sole, depuis le rampant jusqu'à l'extrémité voisine du foyer. La discussion des avantages et inconvénients de l'un ou l'autre système, et de la convenance qu'il peut y avoir à utiliser la chaleur perdue du

©BIU Santé

four de réduction pour effectuer le grillage a déjà été faite à l'occasion de la calcination des calamines. Les mêmes considérations s'appliquent au grillage des blendes, à cette différence près que dans le deuxième cas le travail est plus délicat et que la nécessité d'une bonne élimination du soufre y prime les considérations tirées de l'économie du combustible. C'est pourquoi on a généralement renoncé à utiliser la chaleur perdue des fours de réduction pour griller des blendes : on trouvera néanmoins ci-dessous quelques indications sur cette combinaison.

Les fours à réverbère usités aujourd'hui pour le grillage de la blende sont des fours à chauffe indépendante, soufflée ou non, sur la longue sole desquels on fait avancer le minerai par retournement à la spadelle. Ce type de four, appliqué également à la calcination des calamines menues, a déjà été étudié à cette occasion (page 119) ; il suffira donc d'indiquer ici les détails spéciaux aux fours à blende.

La largeur de la sole est à peu près la même dans les divers fours à réverbère employés soit au grillage, soit à la calcination : elle est limitée par l'effort que doit développer l'ouvrier pour effectuer le retournement à la spadelle, effort d'autant plus grand que le retournement s'opère à une distance plus grande des portes de travail.

Les fours de grillage de la blende sont presque toujours à une seule rangée de portes : on évite ainsi les inconvénients qui résulteraient, pour les ouvriers, du dégagement de fumées sulfureuses sous l'action d'un courant d'air frappant le four latéralement et refoulant les gaz d'un côté sur l'autre à travers la sole. On arrive en outre, avec une seule rangée de portes, à une organisation plus commode des batteries de fours, quand on emploie deux soles superposées, ce qui est le cas le plus fréquent.

On est conduit également à restreindre la largeur des soles par la préoccupation de ne pas trop surélever la partie médiane de la voûte ; un surhaussement trop accentué diminuerait l'action de la flamme sur les matières à échauffer.

En pratique, la largeur des soles, pour une seule rangée de portes, atteint parfois 3 mètres (Ammeberg) ; elle descend exceptionnellement à $1^{m},45$ (Brixlegg). Elle est comprise d'ordinaire entre $2^{m},20$ et $2^{m},50$.

La longueur des fours à réverbère varie naturellement avec le mode de conduite du travail. Lorsque ce travail s'effectue d'une manière intermittente, c'est-à-dire lorsqu'on projette toute la charge en une fois sur la sole et qu'on se borne ensuite à la brasser sur place, en élevant progressivement la température, la longueur de la sole est nécessairement assez limitée, puisqu'il faut que l'extrémité voisine du rampant puisse atteindre une température suffisante à la fin de l'opération. Mais on n'applique plus aujourd'hui cette formule, si imparfaite au double point de vue de la perfection du grillage et de l'économie du combustible. L'appareil qui permet le mieux d'assurer à la fois l'élimination complète du soufre et la bonne utilisation de la chaleur dégagée dans le foyer est le réverbère à longue sole, avec progression méthodique des matières du rampant vers la chauffe.

Les résultats obtenus avec cet appareil devraient théoriquement être d'autant meilleurs que la longueur de la sole serait plus grande. En pratique, les

©BIU Santé

avantages d'un allongement supplémentaire sont d'autant moindres, au point de vue thermique, que la longueur initiale est plus considérable; au point de vue chimique, il faut tenir compte de ce que le grillage de la blende ne commence qu'au rouge sombre et que, par suite, l'extrémité du four n'est guère utilisée; enfin il faut compter que les frais de main-d'œuvre augmentent à peu près proportionnellement à la longueur : on est donc amené à limiter celle-ci à un chiffre variant entre 6 et 17 mètres, suivant l'activité plus ou moins grande de la combustion dans la chauffe.

Ce chiffre pourra être plus élevé quand on soufflera la chauffe que quand on emploiera le tirage naturel.

La sole du four est parfois unique; c'est la disposition la plus simple au point de vue des facilités de construction et de travail, mais non la plus avantageuse au point de vue de l'économie d'espace et de combustible. L'espace ne manque pas en général dans les usines de grillage; les préoccupations qui s'y rattachent n'ont donc qu'une influence un peu secondaire. C'est plutôt au point de vue thermique que la superposition des soles multiples présente des avantages de nature à faire adopter généralement cette disposition pour le grillage de la blende.

Le four à réverbère est un appareil assez défectueux au point de vue de la déperdition extérieure de chaleur. Le rapport de sa surface extérieure à sa capacité intérieure est fort élevé et ne peut guère être diminué, puisqu'un surhaussement de la voûte exercerait une influence défavorable sur l'échauffement des matières étalées sur la sole. D'autre part, la paroi la plus fortement chauffée est la voûte, à laquelle des considérations de stabilité et de commodité de réparations conduisent à donner une faible épaisseur : la quantité de chaleur qui traverse cette voûte est donc importante. Elle est définitivement perdue lorsque le réverbère est à sole unique; mais il en est autrement lorsque la voûte supporte une deuxième sole où se commence l'échauffement des matières. Des considérations analogues conduiraient à superposer une troisième sole à la deuxième et ainsi de suite jusqu'au moment où l'on serait arrivé à réduire au minimum la déperdition de la chaleur à travers les parois. Si l'intensité de cette déperdition était la même à travers les voûtes et à travers les piédroits, on devrait donner à la section longitudinale du four une forme aussi voisine que possible de la forme carrée, puisque cette forme correspondrait au minimum de périmètre pour une section donnée, de forme rectangulaire : la transmission de la chaleur étant en général plus active à travers les voûtes qu'à travers les piédroits, on devrait même faire le four plus haut que large.

Un phénomène spécial intervient quelquefois pour faire exclure les fours à soles superposées : c'est l'action corrosive que certaines matières exercent sur les soles. Cette action corrosive est beaucoup plus intense lorsque la sole est chauffée à la fois sur ses deux faces que lorsqu'elle reçoit simplement l'action de la chaleur sur sa surface supérieure; dans ce dernier cas, en effet, les matières fondues tendent à se solidifier d'elles-mêmes à une certaine profondeur, et l'influence destructrice qu'elles exercent sur les matériaux réfractaires finit par se limiter d'elle même. Avec le chauffage par-dessous, rien n'arrête l'infiltration des produits fondus; la désagrégation des voûtes intermédiaires, une fois com-

©BIU Santé

mencée, se continue très rapidement. C'est cette raison qui a fait renoncer à l'emploi de fours à soles multiples dans le grillage des minerais de plomb. Avec les blendes, même assez impures, rien de semblable n'est à craindre ; la matière en cours de grillage ne se ramollit pas assez pour exercer une action sensible sur les matériaux réfractaires. Les considérations tirées de la stabilité générale de l'appareil et de la commodité du travail sont les seules qui entrent en jeu : elles ont conduit à employer le plus souvent des fours à deux soles superposées. Les fours à sole unique, d'une part, les fours à trois ou quatre soles, d'autre part, sont relativement peu usités dans le grillage des blendes.

Proportion de la chauffe. — Les proportions de la chauffe varient naturellement avec la nature du combustible que l'on y brûle et avec la manière de le brûler. L'emploi de gazogènes à vent forcé permet de donner à la sole des dimensions relativement considérables ; c'est ainsi qu'à Ammeberg la section de la chauffe est $\frac{1}{70}$ seulement de la surface totale de la sole. Avec les grilles à barreaux droits, servant à brûler de la houille grasse ou un mélange de houille grasse et de houille maigre, le rapport correspondant varie d'ordinaire entre $\frac{1}{30}$ et $\frac{1}{40}$; il peut descendre à $\frac{1}{12}$ ou même à $\frac{1}{10}$ lorsqu'il s'agit de grilles à gradins, alimentées avec du lignite menu, de qualité médiocre (Sagor ; Brixlegg). Tout dépend de la quantité de chaleur qu'un combustible donné peut dégager dans la chauffe pendant l'unité de temps.

Organisation du grillage au réverbère. — Que le four soit à une ou plusieurs soles, le travail est toujours conduit de la même manière. La blende broyée est chargée à l'extrémité voisine du rampant par un orifice pratiqué dans la voûte supérieure ; on la fait avancer progressivement vers la chauffe par une série de retournements à la spadelle et on la retire finalement du four par une des portes latérales ou par une ouverture ménagée dans la sole.

La durée du séjour total de la blende dans le four varie entre quinze et vingt-six heures ; le chiffre de vingt-quatre heures est généralement adopté aujourd'hui. Pour un minerai donné, la période de grillage dépend de deux éléments principaux : 1° la grosseur moyenne des grains ; 2° l'épaisseur de la couche étendue sur la sole.

On a vu que la grosseur de grain généralement adoptée correspond au passage à travers un tamis à mailles de 0^m015 ou $0^m,002$, plus rarement de $0^m,003$. Quant à l'épaisseur moyenne de la charge, elle varie suivant les usines, entre $0^m,05$ et $0^m,12$, suivant qu'on se préoccupe davantage de la perfection du grillage ou de l'économie dans le travail. Cette épaisseur n'est d'ailleurs pas uniforme ; elle atteint ordinairement son maximum à l'extrémité de la sole, où le minerai s'échauffe simplement, et où les réactions chimiques ne se développent pas encore, tandis qu'elle est réduite au minimum au voisinage de la chauffe. Au Bleyberg-ès-Montzen, elle commence par être de $0^m,20$ et se réduit finalement à $0^m,06$.

La quantité traitée par mètre carré de sole et par vingt-quatre heures est fonction de deux éléments indiqués ci-dessus, à savoir la durée du séjour de la

©BIU Santé

matière dans le four et l'épaisseur de la charge. Elle varie entre 75 et 260 kilogrammes de blende crue.

La progression méthodique des matières d'une extrémité du four à l'autre s'obtient par une série de retournements à la spadelle. Cet intrument a ordinairement une longueur totale de 4 mètres environ; il se compose d'un manche en fer rond de $0^m,030$ à $0^m,035$ de diamètre et d'une partie plate, large de $0^m,15$ à $0^m,18$, et longue de $0^m,50$ à $0^m,60$.

Les charges successives forment, dans le four, une série de tas séparés, correspondant, autant que possible, à un nombre entier de portes. Cette correspondance est facile à conserver quand on ne fait pas varier beaucoup l'épaisseur de la couche au cours du grillage.

L'intervalle des portes de travail varie entre $1^m,60$ et $2^m,60$ d'axe en axe; on peut l'estimer à 2 mètres en moyenne: il doit être tel que l'ouvrier puisse atteindre facilement tous les points de la sole au moyen de sa spadelle.

On a quelquefois indiqué la démarcation des charges successives par des ressauts de la sole (Swansea, Sagor). Cette disposition est peu usitée; elle complique la construction du four sans présenter d'avantages sérieux.

Personnel. — Le personnel nécessaire pour assurer le travail de grillage dépend de la perfection plus ou moins grande qu'on veut obtenir dans ce travail, de la nature des blendes à griller et de l'énergie des ouvriers que l'on emploie. L'effort que ceux-ci doivent développer, toutes choses égales d'ailleurs, est proportionnel à la longueur totale des soles et à la quantité traitée par journée de travail. Si on exprime le premier élément en mètres et le second en tonnes, l'expérience semble indiquer que le produit de l'un par l'autre doit être compris entre 10 et 11 pour permettre d'obtenir de l'ouvrier le maximum de rendement compatible avec un grillage soigné. C'est ce que montre le tableau suivant, résumant les conditions de travail dans quelques usines importantes.

	QUANTITÉ traitée par 24 h.	NOMBRE de journées d'ouvrier par 24 h.	(α) QUANTITÉ traitée par journée d'ouvrier	(β) LONGUEUR totale des soles	PRODUIT α β
	tonnes		tonnes	mètres	
Hohenlohehütte (Silésie).	2,4	4	0,6	14,6	8,76
Ammeberg (Suède)	3,1	5	0,62	16,8	10,4
Bleyberg (Belgique). — Four à 3 portes.	1,65	2	0,8225	13	10,7
— — — 4 — .	2,2	4	0,55	17	9,35
Engis (Belgique) Four à 2 portes — Travail à 1 ouvrier par 24 heures.	1,75	2	0,8725	12	10,45
Engis (Belgique) Four à 2 portes — Travail à 2 ouvriers (1 poste de 24h; 1 de 12h)	2,2	3	0,733	12	8,8
Morriston (près Swansea)	2	2	1,0	15,4	15,4

Les chiffres de la dernière colonne sont sensiblement proportionnels au tra-

©BIU Santé

vail développé par l'ouvrier; ils diffèrent assez peu les uns des autres, sauf le dernier qui correspond à un effort tout à fait exceptionnel. Cet effort semble d'ailleurs n'avoir pas été obtenu à Morriston sans quelques difficultés et sans quelques inconvénients d'un autre ordre, tels qu'une augmentation importante dans la consommation de combustible.

Dans les usines belges où l'on a expérimenté diverses combinaisons dans l'organisation du travail, le résultat le plus avantageux à tous égards paraît avoir été réalisé en imposant un travail maximum à l'ouvrier, mais il faut remarquer que ce maximum restait bien au-dessous du chiffre adopté à Morriston.

La durée des postes est tantôt de vingt-quatre heures, tantôt de douze heures. Le premier chiffre présente les inconvénients qui dérivent toujours d'une durée exagérée des périodes de travail. Il est justifié, dans certains cas, par des circonstances locales telles que l'éloignement des habitations d'ouvriers par rapport à l'usine. Là où l'on applique simultanément les deux systèmes, comme au Bleyberg-ès-Montzen, on trouve le travail par douze heures plus avantageux.

Dans tous les cas, les ouvriers forment deux groupes qui alternent pour desservir un même four et qui sont associés pour le payement du salaire. Cette organisation est imposée par les conditions mêmes du grillage méthodique, qui rendent les deux postes consécutifs responsables solidairement de la bonne exécution du travail. Elle simplifie d'ailleurs les règlements de compte; en effet, les ouvriers ne sont pas payés à la journée, mais bien à la tâche, suivant des conditions variant un peu avec les usines. Le prix payé par tonne comprend tantôt la main-d'œuvre seule, tantôt la main-d'œuvre et le charbon employés, ce dernier étant compté au prix de revient; ces deux combinaisons comportent diverses variantes pouvant influencer dans une certaine mesure la bonne exécution du travail.

Détails de la conduite du grillage. — Le grillage des blendes exige beaucoup de soin de la part de l'ouvrier, qui doit renouveler fréquemment les surfaces par retournement à la spadelle ou par brassage au râble.

Pour obtenir à cet égard un résultat satisfaisant, il est nécessaire d'intéresser l'ouvrier au succès de l'opération et de ne pas trop le pousser à accélérer le travail aux dépens de la bonne exécution de celui-ci. Quand on tient tout particulièrement à la perfection du grillage, on ne donne de primes ni sur l'économie de combustible, ni sur l'augmentation de la production : celle-ci, fixée d'après des essais préliminaires, doit rester constante. Dans ces conditions l'ouvrier travaille en réalité à la journée avec tâche déterminée : seulement il est exposé à subir une pénalité lorsque le grillage est mal fait. On se contente parfois de faire subir à son salaire une faible réduction, un vingtième par exemple; d'autres fois l'ouvrier doit repasser toute la charge jusqu'à complet grillage, sans aucun payement supplémentaire; le charbon seul lui est fourni gratuitement.

Dans d'autres usines, on suit un système inverse; on donne des primes variant progressivement avec l'abaissement de la teneur en soufre au-dessous d'un certain chiffre déterminé à l'avance. Ce système peut se combiner sans

©BIU Santé

inconvénient avec celui des primes sur la consommation de combustible et sur l'augmentation de la production; il comporte alors une économie finale dans le prix de traitement; seulement il oblige à faire rapidement un grand nombre de dosages de soufre ou du moins d'évaluations sommaires de ce métalloïde.

Ces évaluations peuvent se faire par diverses méthodes. Les unes donnent le dosage total du soufre, celle, par exemple, qui consiste à fondre la matière avec du nitre et du carbonate de soude dans une cuiller de fer, à dissoudre la masse dans un excès d'acide chlorhydrique et à ajouter dans la dissolution du chlorure de baryum. On dose ainsi le soufre total à l'état de sulfate de baryte. Ce procédé est un peu long pour la pratique industrielle; il a de plus l'inconvénient de donner une idée peu exacte de l'influence que peut exercer l'état d'avancement du grillage sur le rendement en zinc. En effet il ne permet pas de distinguer les états divers sous lesquels le soufre peut exister dans la matière grillée; or, on sait que le sulfate de chaux et le sulfate de baryte, le sulfate de plomb même n'ont aucune influence nuisible sur le résultat de la distillation, mais qu'il en est autrement, au delà d'une certaine limite, pour le soufre combiné avec le zinc, sous forme de sulfure ou de sulfate.

Le dosage des sulfates solubles, obtenu par dissolution dans l'eau acidulée et précipitation au moyen du chlorure de baryum, aurait jusqu'à certain point des inconvénients analogues, puisqu'il n'indique pas la quantité de sulfure de zinc inattaqué. Il est d'ailleurs presque aussi long que celui du soufre total.

On obtient des résultats plus rapides et plus précis au moyen de la formule suivante, due à M. Fr. Dwelshauver (*Rev. univ.*, 1re série, t. XII, 1862, p. 340). On prend un volume déterminé de la matière à essayer, on l'introduit dans un tube à essais avec quelques fragments de zinc bien exempt de soufre et on ajoute 5 centimètres cubes d'acide chlorhydrique, étendu d'un égal contenu d'eau. On chauffe; le soufre se dégage à l'état d'acide sulfhydrique, et on peut en apprécier la quantité au moyen de la coloration que prend un papier imprégné d'acétate de plomb. En prenant pour point de comparaison des mélanges blendeux titrés à l'avance, on peut estimer la teneur en soufre avec une approximation d'un quart d'unité pour cent; une proportion d'un dixième d'unité (0,001) donne déjà une coloration appréciable.

Les essais chimiques sommaires sont d'une grande utilité comme moyen de contrôle, mais ils sont trop compliqués pour que l'ouvrier puisse les utiliser pour diriger son propre travail. En général il a recours à des caractères extérieurs qui lui donnent des résultats suffisamment exacts. Pour qu'une charge soit considérée comme bien grillée, il faut qu'une prise d'essai, retirée du four sur une pelle, ne donne pas de fumée et ne dégage pas, quand on écrase la matière, d'odeur appréciable d'acide sulfureux. Les fragments écrasés doivent avoir une couleur uniformément blanchâtre et ne pas présenter dans leur partie centrale un noyau jaune verdâtre, formé de blende inattaquée.

On a eu recours parfois à un procédé chimique sommaire pour contrôler rapidement la marche du grillage. Il consiste à fondre du chlorate de potasse dans une cuiller en fer et à y projeter une petite quantité de blende grillée. S'il reste des sulfures, on voit apparaître des étincelles à la surface du bain. On ne peut pas, il est vrai, obtenir ainsi le dosage du soufre restant, mais on

©BIU Santé

peut reconnaître immédiatement si le grillage est suffisamment avancé. Ce procédé est usité à la Silesiahütte, à Lipine (Silésie).

On obtient au réverbère une élimination complète du soufre quand le travail est bien conduit. Avec les blendes à gangue siliceuse, on arrive assez facilement à ne laisser dans la matière grillée que 0,005 à 0,015 de soufre, la moyenne étant d'environ 1 p. 100.

Les réactions qui se développent au cours du grillage des blendes n'ont pas été étudiés d'une manière bien complète. D'après G. Schneider (*B. u. H. Ztg*, 1866, p. 277), la proportion de sulfate de zinc ne dépasserait 1,35 p. 100 à aucun moment de l'opération; mais on risquerait de faire passer finalement une fraction notable de l'oxyde de zinc à l'état de silicate si la gangue est quartzeuse. Les résultats obtenus par cet auteur peuvent s'expliquer en admettant que l'opération suivie par lui ait été conduite à une allure exceptionnellement chaude; ils sont d'ailleurs peu concordants dans leurs détails et ne doivent être acceptés qu'avec une certaine réserve.

Les chiffres indiqués par M. Létrange (*Réduction des minerais de zinc par l'électricité*) semblent plus exacts; ils se rapportent, les premiers à un four à sole unique, les seconds à un four à deux soles superposées.

	CORPHALIE			FLÔNE		
	Sulfure de zinc. —	Sulfate de zinc. —	Oxyde de zinc. —	Sulfure de zinc. —	Sulfate de zinc. —	Oxyde de zinc. —
Minerai traité	64,5 p. 100	0 p. 100	0 p. 100	83 p. 100	0 p. 100	0 p. 100
Prise d'essai n° 1. . . .	58,0	3,4	4,6	70,5	3,7	15,2
— n° 2. . . .	38,0	7,9	19,0	52,2	3,9	34,6
— n° 3. . . .	17,5	8,4	39,0	51,5	4,2	38,0
— n° 4. . . .	10,0	2,6	50,5	43,0	11,0	41,5
— n° 5. . . .	»	»	»	23,2	12,3	57.8
— n° 6. . . .	»	»	»	17,7	7,8	65,5
— n° 7. . . .	»	»	»	8,0	6,2	75,5
Minerai grillé	1,2	2,2	59,7	1,9	5,9	81,0

Les teneurs en soufre du minerai grillé sont 0,88 pour 100 pour la première opération et 1,93 pour la seconde; ce dernier chiffre est au-dessus de la moyenne.

A une époque où l'on considérait la proportion de sulfate formée au cours du grillage comme beaucoup plus importante qu'elle ne l'est réellement, on avait essayé de la réduire au moyen d'additions de charbon pulvérisé. C'est ainsi qu'à Bethlehem (Pennsylvanie), on a ajouté jusqu'à 40 p. 100 de cette matière aux blendes de Friedensville en cours du grillage; on n'a d'ailleurs obtenu ainsi aucune amélioration appréciable au point de vue de l'élimination du soufre.

On a proposé également l'emploi de vapeur d'eau pour faciliter le grillage de la blende au réverbère. D'après MM. Kuschel et Hinterhuber (*Zeitchrift des B. und Hüttenmännischen Vereins für Steiermark und Karnthen*, 1871), la vapeur d'eau rendrait l'expulsion du soufre plus rapide et plus complète, faciliterait l'élimination de l'arsenic, réduirait l'entraînement des poussières et augmen-

©BIU Santé

terait le rendement en zinc d'environ 2 p. 100. M. K. von Hauer, au contraire, admet que son emploi tendrait à provoquer la formation de sulfate. Cette dernière opinion, motivée par l'abaissement de température due à l'introduction de la vapeur d'eau, semble être la mieux fondée et avoir été finalement confirmée par la pratique.

Les autres additions que l'on a proposées pour éviter la formation des sulfates, celles de bauxite, par exemple, seraient dispendieuses et n'auraient aucun résultat utile, puisqu'on arrive à éliminer presque intégralement le soufre sans avoir besoin de recourir à leur emploi.

Perte de poids au grillage. — Le grillage de la blende pure donnerait lieu théoriquement à une perte de poids de 16,73 p. 100, rapportée à la matière crue, en admettant qu'il y ait simplement substitution d'un équivalent d'oxygène à un équivalent de soufre. En fait, la perte varie beaucoup suivant la nature et la proportion des sulfures divers et des gangues qui accompagnent la blende. La présence de la galène tend plutôt à diminuer la perte de poids ; celle de la pyrite l'augmente au contraire d'une manière très sensible. C'est ainsi qu'à l'usine d'Engis, vers 1870, on constatait une perte de poids de 21 p. 100 sur la blende en roche ou en grenaille, de 23 p. 100 sur les schlamins plus pyriteux, et qu'à Oberhausen, la perte atteint souvent jusqu'à 25 p. 100 du poids initial.

Perte en zinc. — Outre la diminution de poids due à la substitution de l'oxygène au soufre, on constate au cours du grillage une perte effective de zinc qui atteint parfois deux unités, mais qui ne doit pas dépasser trois quarts d'unité dans les usines bien installées et bien conduites.

Le phénomène tient à deux causes distinctes, l'entraînement mécanique, inévitable lorsqu'on manipule des matières pulvérulentes dans un courant gazeux, et la volatilisation apparente de l'oxyde de zinc à haute température. Ce dernier phénomène peut se produire lorsque les gaz émanés du foyer sont réducteurs, ainsi qu'il arrive quelquefois au cours du grillage. Le zinc réduit se réoxyde dans les régions plus froides du four et l'oxyde reconstitué se condense avec celui qui a pu se volatiliser en nature. Se trouvant en présence d'acide sulfureux et d'oxygène, il se transforme en sous-sulfate de zinc, ainsi qu'on l'a constaté à l'usine de Borbeck. Le dépôts formés dans les carneaux de cette usine, à une distance des fours de grillage assez grande pour que le dépôt des poussières entraînées mécaniquement fût déjà à peu près complet, contenaient 50 à 55 p. 100 d'oxyde de zinc et 27 à 30 p. 100 d'acide sulfurique (Thum, *B. u. H. Ztg*, t. XIX, p. 4).

En résumé, les pertes de zinc effectuées dans les fours de grillage s'effectuent surtout par entraînement mécanique; elles peuvent être réduites dans une très large mesure par le développement des chambres de condensation, ainsi que l'expérience l'a prouvé. On les atténue également en évitant de broyer la blende plus finement qu'il n'est strictement nécessaire pour rendre le grillage bien complet.

©BIU Santé

TYPES DE RÉVERBÈRES DE GRILLAGE

Réverbères à une seule sole. — Ce type a précédé celui à deux soles superposées : il avait primitivement de petites dimensions et une production faible avec des chiffres élevés de consommations diverses, notamment de combustible. C'est ainsi que vers 1860, on employait à Swansea et à Neath (Percy, *Metallurgy*, t. I, p. 550) de petits réverbères où l'on grillait pendant vingt-quatre heures une charge de 800 kilogrammes de blende, en consommant deux tonnes de houille.

Dans la Haute-Silésie, on a employé longtemps des fours analogues, mais un peu plus grands et donnant par suite des résultats un peu moins défectueux. Dans les usines Antonienhütte et Godullahütte, les soles avaient 7m,50 de longueur sur 2m,50 de largeur; on passait 3.200 kilogrammes de blende par vingt-quatre heures, avec une consommation de combustible représentant 47 p. 100 du poids initial. Le personnel était de quatre hommes, répartis en deux postes.

A Bagillt (North Wales), Thum avait installé en 1866 un four à sole unique utilisant les flammes perdues d'un four de réduction pour effectuer le grillage de la blende. La sole avait 40 pieds (12m,15) de longueur, 10 pieds (3 mètres) de largeur et 2 pieds (0m,60) de hauteur médiane; elle était desservie par quatre portes situées d'un seul côté et chauffée par trois carneaux qui y amenaient les flammes perdues d'un four belge.

La préoccupation dominante avait été de gêner le moins possible le tirage du four de réduction; on avait donc donné aux portes une ouverture aussi faible que possible et à la voûte une hauteur assez forte, un peu aux dépens de la facilité du grillage.

On passait par vingt-quatre heures de 1.500 à 1.600 kilogrammes de blende crue, en deux ou trois charges, celles-ci variant par suite entre 500 et 800 kilogrammes. Le personnel se composait en tout de deux ouvriers, faisant des postes de douze ou vingt-quatre heures; il était associé avec celui du four de réduction.

D'après M. Thum, cette dernière combinaison présentait l'avantage de simplifier non seulement la comptabilité, mais aussi le contrôle, puisque tous les ouvriers étaient payés d'après le rendement final : on aurait réalisé en outre une économie importante de combustible. Mais on peut se demander si cette dernière économie n'est pas illusoire; l'ouverture des portes du four de grillage gêne toujours, quoi qu'on fasse, le tirage du four de réduction, et il est relativement difficile d'entretenir celui-ci à une température suffisamment élevée. Inversement la conduite du grillage est plus difficile que dans un four à chauffe indépendante et la teneur finale en soufre doit y être plus élevée.

Thum affirme bien (*B. u. H. Ztg*, 1874, p. 277) que cette teneur était ordinairement une unité seulement, mais il reconnaît qu'elle s'élevait jusqu'à 5 unités dans certaines circonstances.

©BIU Santé

Le rendement en zinc devait être influencé d'une manière défavorable par l'imperfection du grillage et l'irrégularité de la marche du four de réduction; le résultat final ne semble pas avoir été avantageux, car le four Thüm a disparu de l'usine de Bagillt.

FOURS DE GRILLAGE A DEUX SOLES

Le réverbère à deux soles superposées et à une seule rangée de portes est l'appareil le plus usité pour le grillage de la blende dans les usines qui ne se trouvent pas dans la nécessité absolue de condenser l'acide sulfureux produit. Ses proportions générales varient peu : la largeur des soles est ordinairement comprise entre 2m,20 et 2m,50; quant à leur longueur, elle ne descend guère au-dessous de 4m,50, et elle oscille le plus souvent entre 6 et 8 mètres. Cette dernière dimension paraît un peu forte, à moins que l'on n'emploie une chauffe gazogène ou que l'on ne dispose d'un combustible de qualité tout à fait supérieure.

La voûte du four doit être aussi surbaissée que possible, afin d'accroître l'efficacité du chauffage de la sole; elle présente, vers l'extrémité de la sole supérieure, une trémie servant à l'introduction des charges. Celles-ci, une fois grillées, sont retirées du four en un point voisin du pont soit par la dernière porte de travail, soit par un orifice spécial pratiqué dans la sole et fermé par une plaque pendant le grillage; elles tombent alors dans un sous-sol où on vient les enlever quand elles sont refroidies. Cette dernière disposition présente l'avantage de soustraire les ouvriers à l'action des fumées sulfureuses que dégage la blende grillée au moment où on la tire du four.

Les différences principales entre les divers types de fours à deux soles usités aujourd'hui se rattachent aux dispositions de la chauffe, dispositions variables avec la nature du combustible consommé.

Lorsque ce combustible est de la houille, on emploie ordinairement une chauffe peu profonde, munie d'une grille ordinaire à barreaux; avec des lignites, des anthracites, des déchets de bois et de charbon de bois, on transforme la chauffe plus ou moins complètement en gazogène

Fours chauffés à la houille. — La houille est le combustible le plus fréquemment usité pour le grillage des blendes; les fours construits en vue de son emploi ne diffèrent guère les uns des autres que par des détails d'importance secondaire.

Four de Morriston. — Parmi eux, on doit cependant distinguer un type spécial, celui de Morriston (*Rev. univ.*, 2e série, t. II, p. 598), où une voûte secondaire recouvre la portion de la sole inférieure qui se trouve près du foyer. Celui-ci a une section transversale de 1m,45 sur 0m,75; il est muni de barreaux assez inclinés, de manière à faciliter le décrassage. Les deux soles sont

©BIU Santé

munies chacune de cinq portes de travail, placées d'un même côté; elles ont l'une et l'autre 2m,65 de large et 7m,70 de long; la sole inférieure présente un ressaut de 0m,075 à une distance de 3m,10 à partir du pont. La partie ainsi déprimée est recouverte d'une voûte située à 0m,68 au-dessus d'elle dans l'axe du four; cette voûte a 0m,11 d'épaisseur, sauf au-dessus du pont, région où elle a 0m,22; elle s'appuie sur le pont lui-même par trois piliers intermédiaires. Il en résulte qu'une fraction relativement peu importante de la flamme passe par les ouvertures du pont, tandis que la plus grande partie suit la voûte en traversant une ouverture cintrée qui a seulement 0m,10 environ de hauteur. Cette disposition est défectueuse; d'une part, elle provoque un étranglement très accentué du courant gazeux, de nature à gêner beaucoup le tirage; d'autre part, elle comporte une hauteur beaucoup trop grande de la voûte au-dessus de la sole; cette hauteur est, en effet, de 0m,76 au-dessus de la partie arrière de la sole inférieure.

Cette sole est en somme mal utilisée; la sole supérieure l'est un peu mieux, mais la hauteur médiane de la voûte y étant de 0m,61, le contact des gaz chauds avec les matières à échauffer y est encore assez imparfait. Aussi le résultat est-il peu satisfaisant; le four de Morriston passe 2 tonnes de blende par vingt-quatre heures, en occupant un seul ouvrier par poste de cette durée; la désulfuration y est complète, mais la consommation de houille atteint 900 kilogrammes par tonne de blende crue.

Les fours usités actuellement en Belgique, dans la région Rhénane et en Silésie sont beaucoup plus satisfaisants à ce point de vue.

Nous résumons dans le tableau ci-après (p. 161) les dimensions principales de plusieurs de ces appareils.

Les trois premiers fours sont chauffés à la houille grasse; le quatrième à la houille sèche à longue flamme.

Parmi les fours du deuxième groupe, ceux d'Ammeberg sont à gazogènes profonds, alimentés au menu charbon de bois ou à l'anthracite; ceux de Brixlegg et de Sagor sont munis de grilles à gradins, soufflées par dessous et alimentées au lignite. Le four de Brixlegg passe, par vingt-quatre heures et par mètre carré de sole, une quantité de blende beaucoup au-dessus de la moyenne; l'épaisseur correspondante de la charge doit atteindre 12 à 13 centimètres, tandis qu'elle n'est ordinairement que de 4 à 5.

Nous allons examiner successivement les particularités que présentent les divers fours énumérés ci-dessus.

Four d'Oberhausen. — Les fours d'Oberhausen ont été décrits par M. P. Mahler (*A. d. M.*, 8e série, t. VII, p. 514). Leur chauffe est assez profonde; la hauteur de la voûte est de 0m,50 au-dessus de la sole inférieure et de 0m,60 au-dessus de la sole supérieure.

La sole inférieure est à 0m,50 seulement au-dessus du sol de l'usine; cette hauteur est insuffisante et rend le travail assez pénible.

Le personnel se compose d'un brigadier et d'un aide par poste de douze heures; ces ouvriers s'occupent exclusivement du travail de grillage; la conduite des feux d'un massif de quatre fours est confiée à un chauffeur par poste.

©BIU Santé

	CHAUFFE					SOLES						QUANTITÉ		
	NOMBRE de portes par sole	PROFONDEUR du pont à la grille	LONGUEUR suivant l'axe	LARGEUR transversale	SECTION s	LONGUEUR sole supérieure	LONGUEUR sole inférieure	LARGEUR	SURFACE totale S	RAPPORT $\frac{S}{s}$	DURÉE du grillage de la blende	de blende passée par 24 h.	par mètre carré de sole	par mètre carré de section de la chauffe
		mètres	mètres	mètres	m. carr.	mètres	mètres	mètres	m. carr.		heures	kilog.	kilog.	kilog.
FOURS A GRILLES ORDINAIRES														
Oberhausen (région rhénane)	2	0,90	0,40	2,00	0,08	6,60	6,40	2,50	32,5	40,6	24	3.000	92	3.750
Engis (Belgique)	2	0,60	0,45	2,20	0,99	6,10	6,10	2,60	31,7	32,0	24	2.400	76	2 220
Bleyberg (Belgique)	3	0,60	0,50	1,50	0,75	6,00	5,60	2,25	26,10	34,8	30	1.650	63	2.200
	4	0,60	0,50	1,50	0,75	8,00	7,60	2,25	35,10	46,8		2.200		2 930
Hohenlohehütte (Silésie)	5	0,90	0,45	1,65	0,75	7,30	7,30	2,50	36,5	48,5	15	2.400	66	3.200
FOURS A GRILLES A GRADINS OU A GAZOGÈNES														
Ammeberg (Suède)	4	1,20	0,60	1,20	0,72	8,50	8,30	3,05	51,0	72,0	24	3.100	61	4.310
Brixlegg (Tyrol)	3	0,50	1,10	1,30	1,43	4,80	4,60	1,45	13,6	9,5	26	3 320	263	2.310
Sagor (Styrie)	4	0,55	1,50	1,20	1,80	5,85	6,00	1,85	22,0	12,0	16	2.640	120	1 470

©BIU Santé

On brûle du menu gras, à 11 p. 100 de cendres, dans la proportion de 600 à 700 kilogrammes par vingt-quatre heures, soit de 20 à 23 p. 100 du poids de minerai traité.

La quantité passée par vingt-quatre heures est de 3.000 kilogrammes de blende, perdant 25 p. 100 de son poids au cours du grillage. L'élévation de ce chiffre montre à elle seule que les minerais traités doivent contenir une assez forte proportion d'humidité : c'est ce que confirment les chiffres suivants, indiquant les éléments principaux contenus dans les minerais traités à Oberhausen.

	AMMEBERG	BENSBERG — STEINBRÜCK	BENSBERG — SILBERSAND
Zinc	42 à 43 p. 100	56 à 42 p. 100	46 p. 100
Plomb	3 —	4 à 1 —	7 —
Fer et manganèse	8 à 9 —	5 à 8 —	10 —
Soufre	20 à 25 —	26 —	25 à 27 —
Argent (par tonne)	57 grammes.	50 grammes.	50 grammes.

Le minerai d'Ammeberg forme environ la moitié de la quantité traitée par l'usine d'Oberhausen. Il est beaucoup plus difficile à griller que le minerai de Bensberg; sa teneur en soufre après grillage varie entre 1,35 et 1,40 p. 100. Pour les minerais de Bensberg, le chiffre correspondant oscille entre 0,5 et 0,8 environ, et paraît dépendre à la fois de la teneur en plomb et de l'état physique du minerai. C'est du moins ce qui résulterait du tableau ci-dessous, relatif aux minerais de Steinbrück (Bensberg).

	MINERAIS EN ROCHE	GRENAILLES	SCHLICHS	SCHLAMMS
Avant grillage :				
Zinc	36,40 p. 100	48,18 p. 100	44,08 p. 100	42,24 p. 100
Soufre (évaluation approximative)	26,00 —	25,00 —	25,00 —	25,00 —
Après grillage :				
Zinc	62,48 p. 100	52,88 p. 100	49,28 p. 100	47,78 p. 100
Soufre	0,57 —	0,78 —	0,83 —	0,66 —
Plomb	0,93 —	4,30 —	2,82 —	2,65 —
Oxydes de fer et de manganèse	5,90 —	8,10 —	8,80 —	10,60 —

Fours d'Engis. — Les fours d'Engis présentent cette particularité d'être munis non seulement de deux portes latérales, mais aussi d'une porte placée à l'extrémité de chaque sole. Ils sont groupés par massifs de quatre fours comme à Oberhausen, mais la disposition indiquée ci-dessus nécessite un mode de groupement différent. Tandis qu'à Oberhausen les quatre chauffes sont placées aux extrémités du massif, à Engis elles sont réunies dans la partie médiane (pl. III).

Les portes des deux soles superposées sont naturellement ouvertes du même côté, dans un cas comme dans l'autre. Celles de la sole inférieure s'ouvrent à une hauteur de 0m,75 au-dessus du sol, ce qui rend le retournement de la blende plus facile qu'à Oberhausen. La sole supérieure est à une hauteur de 1m,48; on ne peut donc y travailler qu'en montant sur un marchepied.

©BIU Santé

La hauteur de la voûte au-dessus de la première sole est de 0m,42; au-dessus de la deuxième, de 0m,48.

Les dispositions du four d'Engis ne présentent rien de bien particulier et les figures de la planche III permettent de s'en faire une idée précise.

L'organisation du travail était primitivement la suivante : chaque four était desservi par deux ouvriers, un brigadier et un manœuvre, faisant des postes de vingt-quatre heures. La charge passée pendant la même période était de 2.400 kilogrammes environ, rendant 1.900 kilogrammes de blende grillée, ce qui représente une perte de poids de 21 p. 100 en moyenne. La consommation de combustible correspondante était de 5 hectolitres de charbon ou de 4 hectolitres de charbon et de 4 d'escarbilles.

Dans ces conditions de travail, les frais de grillage étaient les suivants, il y a une vingtaine d'années.

Main-d'œuvre : un brigadier, par vingt-quatre heures.	6f,50
— un manœuvre, —	6 00
	12f,50
5 hectolitres de houille à 1f,60	8f,00
Entretien et divers	0 30
Frais totaux pour 2.400 kilogrammes de blende crue	20f,80
Soit 8f,67 par tonne de blende.	

Pour diminuer les frais, on a cherché surtout à augmenter le rendement de la main-d'œuvre. On a d'abord réduit la durée de présence du manœuvre, qui n'a plus été occupé que de jour; il touche actuellement, dans ces conditions, 2f,55 par poste simple, et le brigadier 6f,10 par double poste. La quantité traitée a été réduite à 2.200 kilogrammes en moyenne; dans ces conditions, les frais de main-d'œuvre sont de 3f,93 par tonne, au lieu de 5 francs.

On a pu réduire encore ces frais en ne conservant qu'un seul ouvrier par four et réduisant la charge à 1.750 kilogrammes par vingt-quatre heures.

La dépense de main-d'œuvre est alors de 3f,50 par tonne environ. Il est vrai que la consommation de combustible est relativement un peu plus élevée que dans le premier cas. Elle est de 5 hectolitres pour 1.750 kilogrammes, au lieu de 6 hectolitres pour 2.700; si l'on compte l'hectolitre de houille à 85 kilogrammes, ces chiffres représentent respectivement 243 kilogrammes, et 232 kilogrammes par tonne de blende.

Cette différence de consommation ne compense pas tout à fait l'économie réalisée sur la main-d'œuvre, même en admettant que l'on consomme du combustible de bonne qualité, relativement cher. On peut évaluer dans les deux cas les frais de grillage de la manière suivante :

	TRAVAIL A DEUX HOMMES		TRAVAIL A UN SEUL HOMME
	—		—
Main-d'œuvre	3f,93		3f,49
Charbon : 212 hect. à 12 fr. la tonne. .	2f,54	243 hect. à 12 fr. la tonne.	2f,91
Entretien, etc.	0f,30		0f,30
	6f,77		6f,70

©BIU Santé

Le système suivi à Engis pour le règlement des salaires de grillage consiste à payer les ouvriers à la quantité traitée, sans primes sur l'augmentation de production au delà d'un chiffre déterminé, ni sur l'économie de combustible. Lorsque le grillage est mal fait, on réduit de 100 kilogrammes le poids devant servir de base au règlement; de plus, l'ouvrier doit repasser toute la charge sans nouvelle indemnité; seulement le charbon lui est fourni gratuitement.

Les tirages de blende grillée s'effectuent ordinairement de trois en trois heures à Engis; ils sont précédés d'un coup de feu obtenu par décrassage de la grille.

Fours du Bleyberg-ès-Montzen. — L'usine du Bleyberg-ès-Montzen, possède deux types de fours à deux soles superposées. Les uns ont quatre portes par sole, les autres trois seulement, les dimensions du foyer restant les mêmes.

La planche IV indique, avec tous les détails nécessaires, les dimensions et le mode de construction du four à quatre portes et rend inutile une description plus complète. Le foyer est de forme moins allongée qu'à Oberhausen ou à Engis; il est plus large, mais sa section est en somme moindre. La hauteur de la voûte est plus faible, car elle n'est que de $0^m,40$ au-dessus de la sole inférieure et de $0^m,35$ au-dessus de la sole supérieure. Les portes sont de dimensions très restreintes; elles n'ont que $0^m,24$ sur $0^m,10$, ce qui permet de réduire au minimum l'admission d'air froid au cours du travail. Leur axe est à $0^m,95$ et leur seuil à $0^m,90$ au-dessus du sol de l'usine, ce qui permet de travailler commodément sur la sole inférieure. La deuxième sole se trouve à $0^m,75$ au-dessus de la première; les portes de travail étant du même côté, on doit employer un marchepied pour travailler à l'étage supérieur.

Les fours à trois portes ont le même foyer et les mêmes dimensions que les fours à quatre portes; seulement leur longueur est réduite de l'intervalle de deux portes, c'est-à-dire de 2 mètres.

Les fours du Bleyberg sont simplement groupés deux par deux, les extrémités restant libres; ce système augmente un peu les pertes de chaleur, mais elle rend les réparations plus faciles. Nous reviendrons plus loin sur les dispositions générales de l'atelier de grillage.

Les charges usitées au Bleyberg sont de 500 à 600 kilogrammes, soit de 550 kilogrammes en moyenne. De même que dans la plupart des usines de grillage, ces charges séjournent d'abord pendant un certain temps sur la voûte supérieure du four et s'y dessèchent; puis elles sont introduites sur la sole supérieure par trois ou quatre ouvreaux ménagés dans la voûte.

Avec les fours à quatre portes, on fait ordinairement quatre tirages par jour; deux charges se trouvent à la fois sur la sole inférieure, trois sur la sole supérieure. La quantité passée journellement est de 2.200 kilogrammes, et la matière séjourne trente heures dans le four.

Le personnel est de deux ouvriers présents simultanément, faisant des postes de douze heures.

Les fours à trois portes sont desservis par un seul ouvrier; ils passent

©BIU Santé

1.650 kilogrammes par jour. Leur emploi est donc sensiblement plus avantageux, en ce qui concerne la main-d'œuvre, que celui des fours à quatre portes; ils ne passent que les trois quarts de la charge de ceux-ci, mais aussi ils emploient moitié moins de personnel. La consommation de combustible est un peu plus faible, il est vrai, avec les fours à quatre portes, mais la différence est loin de compenser l'économie faite sur la main-d'œuvre. Aussi, les fours à trois portes tendent-ils à se substituer aux fours à quatre portes dans l'usine du Bleyberg.

Dans cette usine, le grillage est fait à l'entreprise par les ouvriers, moyennant un prix qui varie entre 4f,50 et 6f,50 par tonne de blende grillée, suivant les difficultés du grillage et le prix du charbon. Celui-ci est à la charge des ouvriers qui ont été amenés par la pratique à préférer les combustibles à longue flamme, de bonne qualité, mais chers, aux combustibles médiocres et à bas prix. On emploie du tout venant gras, dont le prix moyen est de 10 francs environ par tonne, rendue à l'usine. On en consomme 22 à 23 p. 100 du poids de la blende grillée, soit environ 19 p. 100 du poids de la blende crue, la perte de poids au grillage étant en moyenne de 13 p. 100 par rapport au poids initial.

Avec le prix de 10 francs pour le charbon, une rémunération de 5 francs par tonne de blende grillée correspond, pour l'ouvrier travaillant au four à trois portes, à un salaire d'environ 4 francs par jour. Avec le four à quatre portes, il faudrait porter l'allocation par tonne, toutes choses égales d'ailleurs, à un chiffre de 6 francs à 6f,50 pour maintenir le salaire, ce qui explique la préférence accordée aujourd'hui au four à trois portes.

Le personnel des fours ne s'occupe que du grillage; les matières sont amenées et enlevées par des manœuvres rémunérés à raison de 0f,25 par tonne.

Le système employé au Bleyberg doit avoir nécessairement pour contre-partie un contrôle soigné de la proportion de soufre restant dans les blendes grillées. La limite admise pour cette teneur varie de 0,8 à 1,5 p. 100, suivant la teneur en plomb; on prélève de temps en temps des prises d'essai sur les produits des fours qui semblent marcher le moins bien, d'après les vérifications sommaires faites fréquemment au cours du travail. Si la teneur limite est dépassée, l'ouvrier doit repasser la charge à ses frais.

Fours de Hohenlohehütte. — Les premiers types de réverbères à deux soles installés en Silésie étaient de dimensions relativement faibles; ceux de l'usine Silésia avaient, par exemple, 4m,65 seulement de longueur de sole (M. Georgi, *B. u. H. Ztg*, pl. 3). Cette dimension a été très notablement augmentée dans les installations récentes, telles que l'usine Hohenlohe, près Kattowitz (P. Schmieder, *B. u. H. Jahrb.*, 1889, p. 390).

Dans cette usine, les fours, à deux soles, sont munis de cinq portes par sole, placées d'un seul côté; ils sont groupés ordinairement par massifs de quatre fours, les chauffes étant placées vers le milieu du massif comme à Engis.

Ces chauffes ont à peu près la même section transversale qu'au Bleyberg (0m²,75), mais elles sont plus profondes et fonctionnent comme gazogènes. On y brûle du menu de houille sèche sur une grille à mâchefer et on trouve à cela un avantage économique considérable par rapport à l'emploi de la gailletterie,

©BIU Santé

usité jusqu'ici en Silésie avec les grilles ordinaires. On estime qu'en outre on a l'avantage d'éviter ainsi les coups de feu irréguliers, qui provoquent la volatilisation du zinc. Seulement il faut charger avec beaucoup de régularité, en humectant le menu au moment du chargement, et régler convenablement l'admission de l'air à travers la masse en combustion.

Les deux soles ont 7m,30 de long sur 2m,50 de large (fig. 32), leurs voûtes ont une hauteur de 0m,35 à 0m,40 seulement sur l'axe.

Les charges sont de 500 kilogrammes environ; introduites par un orifice pratiqué dans la voûte, elles restent pendant dix heures sur la sole supérieure,

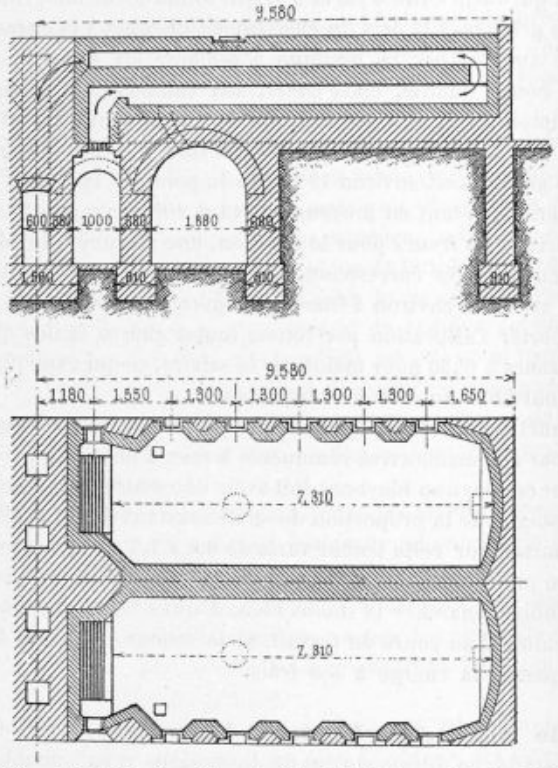


Fig. 32. — Réverbère de grillage de Hohenlohehütte. — Échelle 0,0083.

à raison de deux à la fois, puis sont étalées sur toute la surface de la sole inférieure, où leur épaisseur moyenne ne doit être que de 12 à 15 millimètres, y subissent un grillage énergique pendant cinq heures et sont enfin projetées dans une galerie voûtée par un orifice ménagé dans la sole au voisinage du foyer.

La blende grillée est arrosée pour hâter son refroidissement, puis envoyée aux fours de réduction; elle contient alors 10 p. 100 d'eau en moyenne.

Le grillage dure quinze heures seulement; il est accéléré par l'activité du râblage et par le peu d'épaisseur de la couche étalée sur la sole inférieure pendant la deuxième période du travail.

On ne se préoccupe d'ailleurs pas d'éliminer le soufre d'une manière très

©BIU Santé

complète parce qu'on estime que ce métalloïde n'a aucune influence sur le rendement final quand il est combiné avec des corps autres que le zinc : aussi termine-t-on le grillage à une température qu'on estime à 1.100 degrés tout au plus.

On a observé qu'on obtenait ainsi le rendement maximum dans l'ensemble du traitement; il est vrai que ce rendement, de 78 à 80 p. 100 de la teneur initiale, d'après M. Schmieder, est médiocrement élevé pour des minerais renfermant 45 à 50 p. 100 de zinc après grillage. Il est probable que la plus grande partie des pertes se fait dans le travail de distillation.

La diminution de poids au cours du grillage varie entre 10 et 20 p. 100.

Chaque four est desservi par deux ouvriers, recevant par tonne de blende grillée, l'un $1^{mk},46$, l'autre $1^{mk},26$, ce qui fait en tout $2^{mk},70$ ou $3^{f},33$. D'après les chiffres indiqués plus haut pour les quantités de blende chargées et pour la perte au grillage, on voit que le salaire total des deux ouvriers serait de $6^{f},80$ à 7 francs par tonne.

FOURS A SOLES MULTIPLES

Jusqu'à ces dernières années, on n'avait guère employé, pour le grillage des blendes, de fours à chauffage direct où le nombre de soles superposées fût supérieur à deux. Dans les fours chauffés en moufle, au contraire, on employait fréquemment trois ou même quatre soles. C'est par transformation ou dérivation de ces appareils que la Société de la Vieille-Montagne a été amenée à installer dans son usine de Baelen (Campine belge) et dans celle d'Ammeberg (Suède) des fours à chauffage direct comportant trois et quatre soles superposées.

A Ammeberg, chacune des quatre soles superposées a 8 mètres de long et $2^{m},30$ de large; elle est desservie par cinq portes espacées de $1^{m},50$, d'axe en axe. Ces portes sont placées d'un côté du four pour les deux soles inférieures, du côté opposé pour les deux soles supérieures; de ce dernier côté, le sol d'usine est placé à $1^{m},50$ environ plus haut que du côté opposé.

La grille a 2 mètres sur 1 mètre; sa surface est donc 1/37 de celle de l'ensemble des soles. Le pont est creux et renferme un canal où circule de l'air qui, après échauffement, est injecté au-dessus de la sole par une rangée de petits ouvreaux. Le personnel se compose, par poste de douze heures, de deux ouvriers par four et de deux rouleurs de minerai pour l'ensemble de l'atelier, comprenant onze fours à quatre soles et quatre fours à deux soles et à gazogène, du type qui sera décrit plus loin.

A Baelen, la consommation moyenne de combustible, pour un atelier comprenant principalement des fours à quatre soles, est réduite à 0,107 du poids de la blende grillée, soit 0,089 du poids de la blende crue, celle-ci perdant 0,1575 de son poids au grillage. Le four à trois soles donne lieu à une consommation un peu plus forte au point de vue du combustible, mais moindre au point de vue de la main-d'œuvre, car on passe dans cet appareil 550 kilogrammes de blende crue par journée d'ouvrier, tandis qu'on ne

©BIU Santé

traite dans les mêmes conditions que 485 kilogrammes avec le four à quatre soles. On voit quelle est l'influence de l'incommodité du travail dans les fours à soles trop nombreuses, influence que nous avons signalée plus haut.

En somme, avec du charbon coûtant 16 à 17 francs la tonne et un prix d'environ 3 francs pour la journée d'ouvrier grilleur, le résultat économique est sensiblement le même pour les fours à trois ou quatre soles.

Pour l'ensemble de l'usine, les frais étaient les suivants, en 1892, par tonne de blende :

	GRILLÉE	CRUE
Main-d'œuvre	4f,67	3f,93
Charbon	1f,73	1f,46
Entretien et divers	0f,73	0f,61
Comptes principaux	0f,93	0f,78
Frais généraux	1f,49	1f,25
	9f,55	8f,03

Le grillage est poussé assez loin pour qu'il ne reste en moyenne que 0,0125 de soufre dans la blende; cependant certaines variétés, à la fois plombeuses et calcaires, retiennent jusqu'à 0,036 de ce métalloïde, probablement sous forme de sulfates de plomb et de chaux.

Four Mathiessen et Hegeler. — On doit rapprocher des fours précédents les appareils de grillage qui étaient usités vers 1878, à l'usine Mathiessen et Hegeler, à La Salle (Illinois). De ces appareils, les uns étaient des fours à huit tablettes superposées, avec circulation de flammes provenant d'un foyer; les autres, tout en présentant les mêmes dispositions générales, étaient munis de soles à inclinaisons alternées de manière à former une série de dièdres très obtus. Les arêtes supérieures d'une rangée coïncidaient avec les arêtes inférieures de l'autre, en laissant seulement un intervalle suffisant pour le passage du minerai que l'on faisait tomber sur la rangée inférieure par deux orifices circulaires pratiqués sur l'arête de chaque dièdre concave. Le minerai circulait donc de haut en bas dans des conditions rappelant celles des fours Gerstenhöfer, tandis que les gaz suivaient en sens inverse un parcours sinueux, alternativement de l'avant à l'arrière et de l'arrière à l'avant, comme dans les fours à tablettes (Strecker. *B. u. H. Jahrb.*, 1879, p. 316). Ceux-ci paraissent être tout aussi avantageux au point de vue de la conduite du grillage et leur construction est plus simple; le mélange des flammes du foyer avec les gaz de grillage est, d'ailleurs, un inconvénient grave de la disposition Mathiessen et Hegeler.

FOURS A CHAUFFES COMPLEXES

Four d'Ammeberg. — Les conditions du travail sont assez spéciales à Ammeberg; le minerai a une gangue siliceuse et feldspathique; son grillage est difficile et doit être conduit avec beaucoup de lenteur si on veut éviter de

©BIU Santé

former du silicate de zinc; d'un autre côté, le combustible le plus avantageux au point de vue du prix est le menu charbon de bois, qui ne peut donner une flamme allongée que dans une chauffe gazogène.

Pour l'utiliser, on a adopté une chauffe de ce genre, avec une section transversale

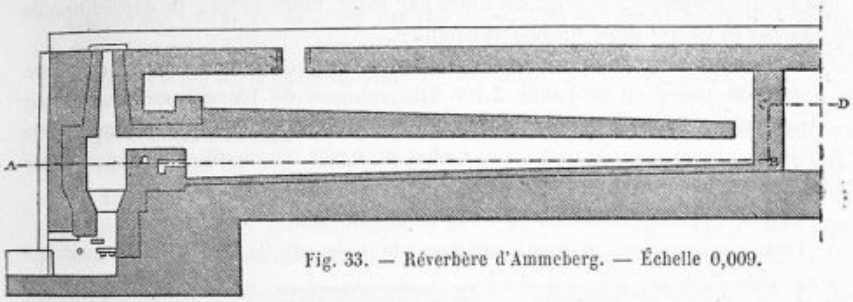


Fig. 33. — Réverbère d'Ammeberg. — Échelle 0,009.

maxima de 0m,60 sur 1m,20 et une profondeur de 1m,20 depuis le pont jusqu'au barreau inférieur de la grille à gradins : celle-ci se compose seulement de deux plaques assez larges, et le décrassage se fait par la face antérieure (fig. 33).

Le chargement se fait par une trémie de 1m,25 de haut, s'élargissant par le bas et tenue fermée en marche normale.

Le cendrier est muni d'une buse amenant du vent sous pression; la com-

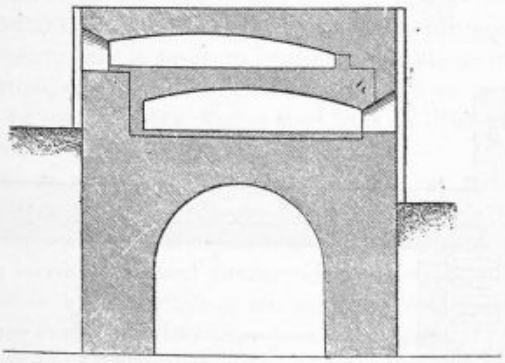


Fig. 34. — Coupe transversale du réverbère d'Ammeberg.
Échelle 0,01.

bustion du gaz produit s'obtient par injection d'air un peu au-dessus de la sole, au moyen d'orifices nombreux pratiqués dans le pont, larges de 0m,05 chacun.

Les deux soles ont une largeur maxima de 3m,05; la sole inférieure à 8m,50, la sole supérieure 8m,50 de long. Elles présentent l'une et l'autre une légère inclinaison dans le sens vers lequel doit s'effectuer le mouvement progressif de la blende; la hauteur de la voûte varie donc d'un point à l'autre. Elle est en moyenne d'environ 0m,60 pour la sole inférieure et de 0m,50 pour la sole supérieure.

©BIU Santé

Chaque sole est desservie par quatre portes; ces portes sont placées sur les faces opposées du four et le sol se trouve de chaque côté à 1 mètre environ au-dessous de leur seuil (fig. 34); on peut donc travailler sur les deux faces simultanément et sans aucune gêne. Il est vrai qu'en compensation on se trouve empêché d'accoler les fours par leurs longs côtés; la déperdition de chaleur se trouve donc un peu augmentée.

Le personnel se compose de cinq hommes par poste pour un massif de quatre fours. On passe en moyenne 3.100 kilogrammes de blende par four et par vingt-quatre heures; le poids de la charge se réduit à 2.280 kilogrammes après grillage, ce qui correspond à un déchet de 0,265. La matière séjourne douze heures sur chaque sole.

La perte en zinc est de 0,0075 de la teneur initiale.

La consommation de menu charbon de bois est de 540 kilogrammes par

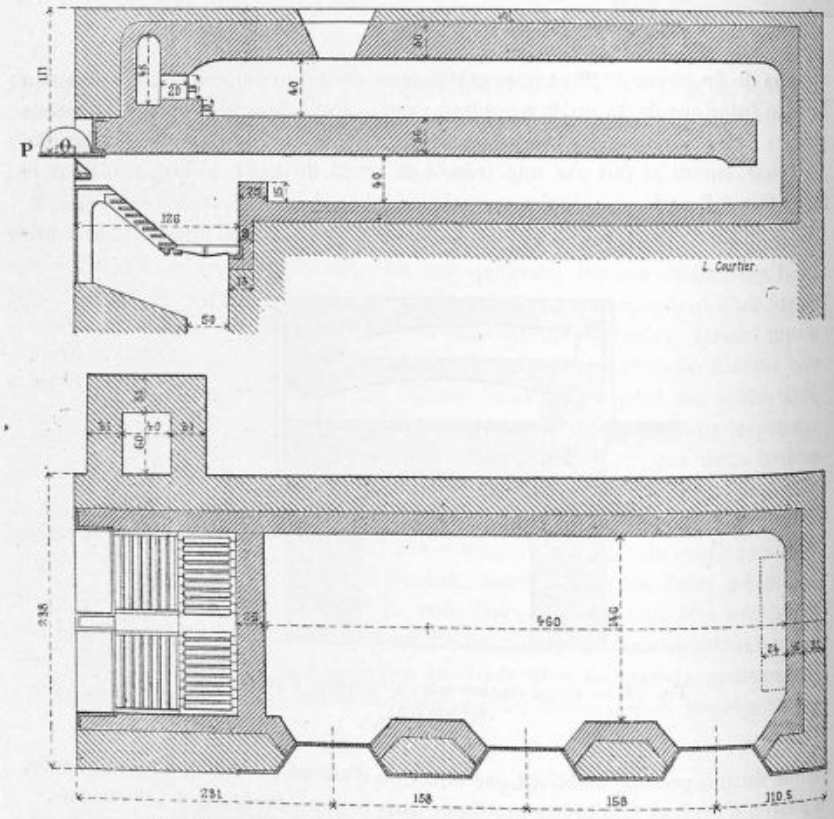


Fig. 35. — Réverbère de grillage de Brixlegg. — Échelle 0,0155.

jour, c'est-à-dire de 175 kilogrammes par tonne de minerai brut ou de 190 kilogrammes par tonne de minerai grillé.

Les frais de grillage à Ammeberg pouvaient s'évaluer, vers 1883, de la manière suivante, par tonne de blende crue :

©BIU Santé

Valeur d'achat du charbon, à 8 francs la tonne, sur 175 kilogr.	1f,40
Transport de ce charbon.	4 25
Main-d'œuvre.	2 83
Entretien et divers	0 50
	8f,98

Ce décompte est établi dans les mêmes conditions que pour les autres fours décrits ci-dessus; pour le compléter, il faudrait y ajouter les frais généraux divers et la valeur de la perte en zinc.

Four de Brixlegg. — Ce four servait, en 1877 à l'usine de Brixlegg pour griller des blendes du Schneeberg (Tyrol), au moyen de lignite de Häring. Il était muni de deux soles ayant une largeur commune de 1m,45 avec une longueur de 4m,60 pour la sole inférieure et de 4m,80 pour la sole supérieure : ces dimensions sont relativement trop faibles par rapport à celles à la chauffe.

Celle-ci (fig. 35) est composée d'une grille à gradins, inclinée de 42 à 43 degrés pour un développement de 0m,75 suivant la pente, et d'une grille à barreaux horizontaux de 0m,50 de long; la profondeur de la chauffe près du pont est de 0m,50. Dans le sens transversal, la largeur totale de la grille est de 1m,50, mais il existe au milieu un cadre en fonte, large de 0m,20, qui subdivise la grille en deux parties, n'ayant chacune que 0m,65 de large.

Le chargement du foyer s'effectue par une ouverture située en haut de la grille à gradins, au moyen d'une disposition spéciale (système Bolzano), qui a pour but d'éviter toute introduction d'air inutile. En marche normale, l'orifice de chargement est fermé par une plaque de fonte P pouvant tourner autour d'un axe horizontal O : on accumule sur cette plaque la charge de combustible et on la fait pénétrer dans le foyer en imprimant à la plaque un brusque mouvement de rotation, après quoi on ramène l'appareil à sa position primitive. L'introduction du combustible s'effectue ainsi dans un délai très court et sans rentrée d'air sensible.

L'introduction de la charge de minerai se fait par une trémie placée sur la voûte de la sole supérieure; la progression de cette charge s'effectue ensuite par retournement et, à cet effet, il existe trois portes par sole. Ces portes sont, d'ailleurs, trop larges et doivent donner lieu à des rentrées d'air exagérées. L'enlèvement de la blende grillée se fait par un orifice débouchant dans une galerie pratiquée sous la sole inférieure (non représentée sur la figure).

Les voûtes ont 0m,40 de hauteur au-dessus des soles; le tirage se fait par un canal de 0m,40 sur 0m,50, qui descend sur le côté du four et va aboutir à un collecteur souterrain.

Le four est desservi par deux ouvriers à la fois, faisant des postes de douze heures. On y passe 3.400 kilogrammes de blende par vingt-quatre heures; la perte de poids est de 17 à 18 p. 100. On obtient un produit tenant 50 à 51 p. 100 de zinc et 0,8 à 1 p. 100 de soufre, avec une perte de 1,5 à 2 p. 100 sur la teneur en zinc. La consommation de combustible est de 400 à 450 kilogrammes de lignite par tonne de blende; ce chiffre pourrait sans doute être sensiblement réduit si on donnait une longueur plus grande à la sole.

Four de Sagor. — Les fours de Sagor (pl. V) ont été construits,

©BIU Santé

comme ceux de Brixlegg, en vue d'utiliser le lignite menu ; ils sont donc munis d'une grille à gradins, mais cette grille est soufflée et les proportions des soles sont sensiblement différentes.

Ces soles ont, en effet, une largeur commune de 1m,85 avec des longueurs de 5m,85 et 6 mètres. Elles sont munies chacune de quatre portes de travail, placées d'un côté pour l'une, du côté opposé pour l'autre.

A chaque intervalle entre deux portes correspond un ressaut de 0m,08 à 0m,10, qui sépare nettement les diverses charges introduites dans le four. L'introduction de ces charges se fait par un orifice pratiqué dans la voûte supérieure; leur sortie, par un orifice pratiqué dans la sole inférieure et aboutissant dans une galerie placée au-dessous.

La grille n'est plus ici d'un type mixte comme à Brixlegg : c'est une double grille à gradins de 1m,20 de développement suivant la pente, suivie d'une courte grille horizontale (0m,40 dans le sens horizontal) servant à effectuer le décrassage. La profondeur de la chauffe est de 0m,55 au voisinage du pont.

Les deux chauffes ont chacune 0m,60 de large; elles sont séparées par un massif en maçonnerie de 0m,47 d'épaisseur. Une conduite spéciale, alimentée par un ventilateur, amène de l'air sous pression au-dessous de la grille et au-dessus du pont. On introduit dans le four, de deux en deux heures, une charge de 220 kilogrammes de blende; on la fait progresser de la largeur d'un gradin au bout du même intervalle, après l'avoir retournée fréquemment à la spadelle. Le four passe donc 2.600 kilogrammes environ par vingt-quatre heures; on y consomme 1.150 à 1.200 kilogrammes de lignite par tonne de blende. L'élévation de ce chiffre semble tenir à l'état menu et à l'impureté du lignite employé.

DISPOSITIONS GÉNÉRALES DES ATELIERS DE GRILLAGE

Le mode de groupement des fours à réverbère varie, comme on l'a déjà vu, suivant qu'on se préoccupe de répartir les portes de travail sur leurs deux faces longitudinales, ou bien qu'on cherche au contraire à grouper les appareils de manière à réduire les pertes de chaleur au minimum en sacrifiant un peu la commodité du travail.

Dans le premier système (Ammeberg, Corphalie), les fours peuvent être groupés deux par deux tout au plus, en se touchant par une de leurs extrémités. On peut se demander si l'économie de chaleur et d'espace obtenue par ce groupement compense les difficultés plus grandes qui en résultent pour l'armature des fours dans le sens longitudinal; dans tous les cas, il semble qu'on ne doive pas réunir en une rangée unique un nombre de fours supérieur à deux. La dilatation des maçonneries au moment de la mise en feu développerait dans le sens longitudinal une poussée qui disloquerait probablement les fours extrêmes.

Quand on ne ménage d'ouvertures que sur une seule face longitudinale, on peut grouper les fours ou par deux (Morriston, Bleyberg) ou par quatre (Engis,

©BIU Santé

Hohenlohehütte). On a vu que dans ce dernier cas, les chauffes peuvent être placées au centre ou aux extrémités du massif; la première disposition diminue la déperdition de chaleur, puisqu'elle place au centre la région de température maxima, mais elle rend les réparations plus difficiles.

Les fours de grillage doivent naturellement être abrités; dans la plupart des usines, on les place au milieu d'une halle assez large pour permettre le maniement facile des outils servant au râblage et au retournement des matières. C'est ainsi que la halle de Hohenlohehütte a une portée intérieure d'environ 15 mètres, de manière à laisser un peu plus de 4 mètres de part et d'autre des

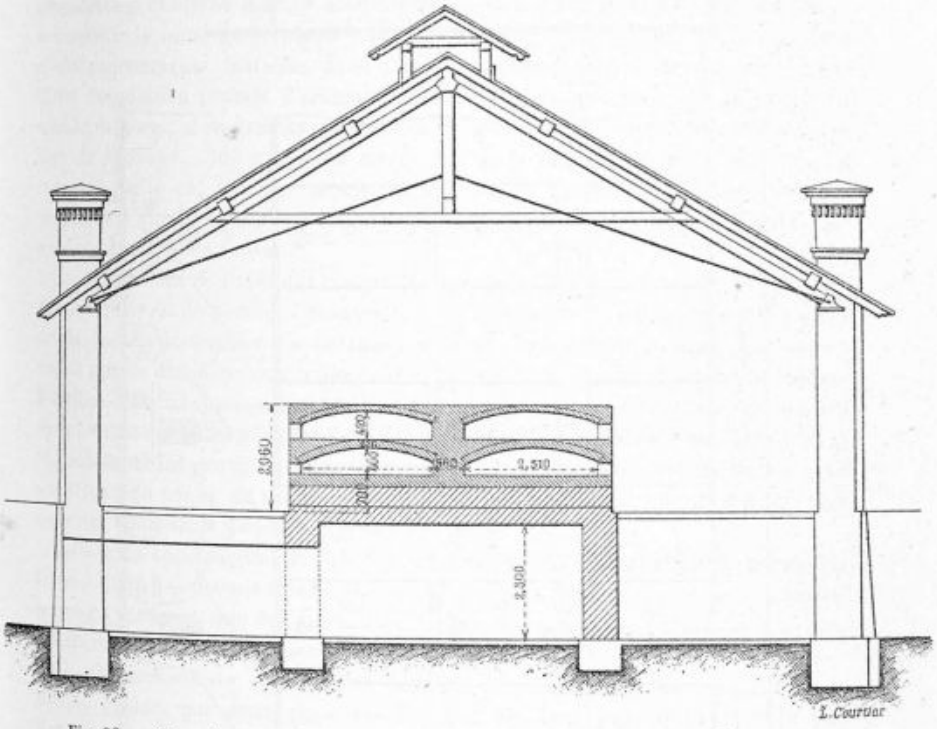


Fig. 36. — Coupe transversale de la halle de grillage de Hohenlohehütte. — Échelle 0,0072.

massifs placés dans la partie médiane (fig. 36) : ces massifs comprennent en tout quatorze fours.

Pour faciliter l'enlèvement des mâchefers d'une part, de la blende grillée d'autre part, on ménage souvent dans le sous-sol de l'usine des galeries qui permettent d'assurer ce service sans gêner en aucune manière le travail de grillage. Dans l'exemple cité ci-dessus, il existe pour chaque groupe de deux fours accolés dans le sens longitudinal deux galeries de $2^{m},30$ de haut, dirigées perpendiculairement à l'axe de la halle et ayant des ouvertures de 1 mètre et de $1^{m},88$ (fig. 32).

Le minerai à griller est amené par deux voies ferrées de faible écartement,

©BIU Santé

placées sur les massifs de fours parallèlement à la longueur de la halle. Cette disposition a l'inconvénient de rendre le service de tous les fours solidaire; elle le rendrait difficile si le nombre de ces fours devenait considérable. De plus, elle exige une halle d'une grande portée, relativement coûteuse et où l'espace est en somme mal utilisé.

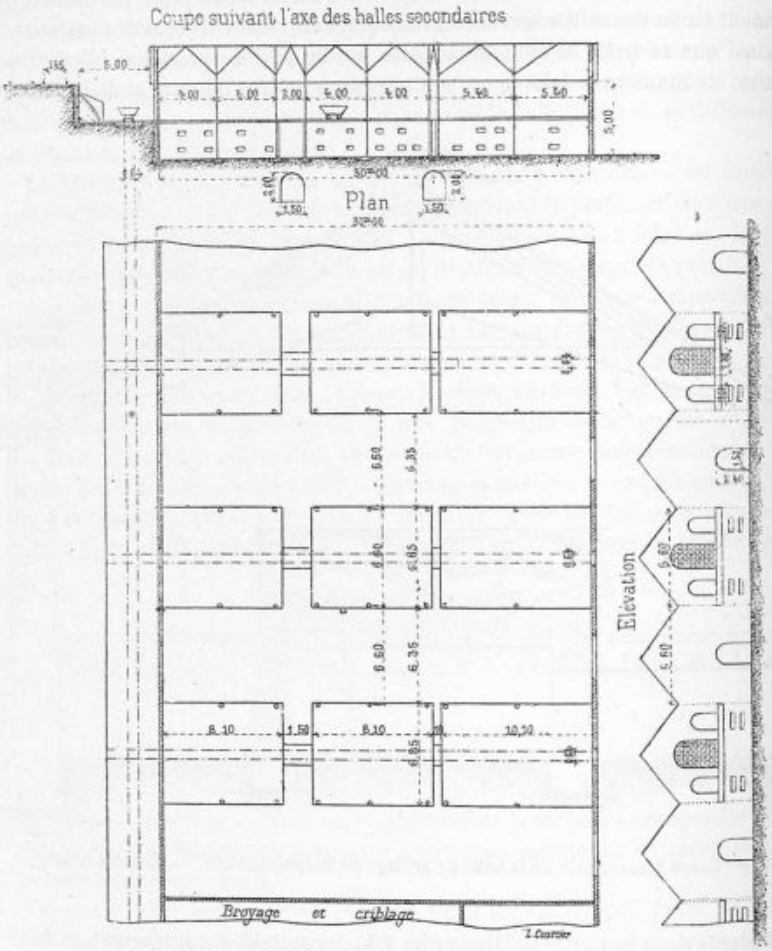


Fig. 37. — Halles de grillage de l'usine du Bleyberg-ès-Montzen.
Échelle approximative 0,002.

La disposition adoptée au Bleyberg-ès-Montzen (fig. 37), est plus satisfaisante à ce double point de vue : elle comporte l'emploi de fermes de faible ouverture et l'utilisation de l'espace intermédiaire pour le service de deux rangs de fours à la fois; en même temps elle décompose l'atelier en groupe de six fours, munis chacun d'une voie indépendante pour l'amenée des matières.

Les six fours qui constituent un groupe sont réunis deux à deux par leurs

©BIU Santé

longs côtés : au milieu, se trouvent deux fours à quatre portes ; à chaque extrémité, deux fours à trois portes. Les massifs de deux fours sont séparés les uns des autres, dans le sens longitudinal, par un intervalle d'un peu moins de 2 mètres.

Dans le sens transversal, les rangées, de six fours chacune, sont séparées par un espace de 6 mètres, suffisant pour permettre la manœuvre commode des râbles et des spadelles. Elles sont disposées perpendiculairement à une voie ferrée, d'écartement normal, située à 5 mètres au-dessus du sol de l'usine. La différence de niveau ainsi obtenue est subdivisée en deux parties sensiblement égales par un système de petites voies situées au niveau de la plate-forme supérieure des fours. Ce réseau se compose d'une voie principale, parallèle à la grande voie et située à $2^m,60$ au-dessous, en face d'une série de cases destinées à recevoir le minerai déchargé à la pelle des wagons ordinaires, et d'une série d'embranchements installés dans l'axe de chaque groupe de six réverbères. Cette disposition permet d'amener facilement à chaque four soit le charbon, soit le minerai ; si ce dernier n'est pas assez menu, il passe préalablement à l'atelier de broyage, situé à une des extrémités de la batterie de fours (fig. 37). Le minerai grillé est tiré par une porte voisine du foyer ; il est enlevé par des wagonnets circulant sur une voie à petite section placée au milieu de l'intervalle de deux rangées de fours.

La toiture de la halle qui couvre les fours de grillage est supportée par des fermes de $6^m,60$ de portée, distantes de 2 à 5 mètres ($3^m,75$ en moyenne) les unes des autres et posées sur des colonnes en fonte, de 5 mètres de haut. Formée de tuiles posées directement sur des pannes métalliques, elle est absolument incombustible. Elle n'est pas munie de lanterneaux ; pour donner de l'air, on enlève simplement quelques rangées de tuiles près du faîte. L'atelier est en outre éclairé et ventilé par les portes, pratiquées dans l'axe de chaque pignon alternativement au niveau du sol et au niveau de la plate-forme des fours, et par des fenêtres ouvertes également dans les pignons.

Lors de la construction de l'atelier, on avait prévu l'installation de trente-six fours ; on en a construit trente, dont vingt-quatre à trois portes et six seulement à quatre portes. A une des extrémités de l'atelier se trouve l'usine de broyage, à l'autre un magasin de minerais broyés.

Le chargement du minerai est fait par trois ouvriers, l'enlèvement de la blende grillée, par deux, pour tout l'atelier. On leur paye $0^f,15$ et $0^f,10$ par tonne manipulée.

RÉVERBÈRES DE GRILLAGE A RABLAGE MÉCANIQUE

Les chiffres donnés plus haut montrent que la main-d'œuvre est ordinairement l'élément le plus important des frais de grillage de la blende ; on a naturellement songé à diminuer cette dépense en employant des moyens mécaniques pour brasser la blende et exposer sa surface au courant gazeux qui doit effectuer son oxydation.

©BIU Santé

Pour arriver à ce résultat, on peut ou bien faire mouvoir un agitateur sur la sole d'un four immobile, soit au contraire donner au four lui-même un mouvement d'oscillation ou de rotation. Dans ce dernier cas, l'agitateur doit être fixe; on peut se dispenser de son emploi quand l'action de la gravité suffit à elle seule pour renouveler les surfaces.

Four Ross et Welter. — Le type à râbles mobiles circulant sur une sole fixe a été appliqué vers 1880 à l'usine d'Oberhausen par MM. Ross et Welter. Le four se compose d'une longue sole rectangulaire placée près du foyer, sur laquelle on travaille à la manière ordinaire, et de deux soles circu-

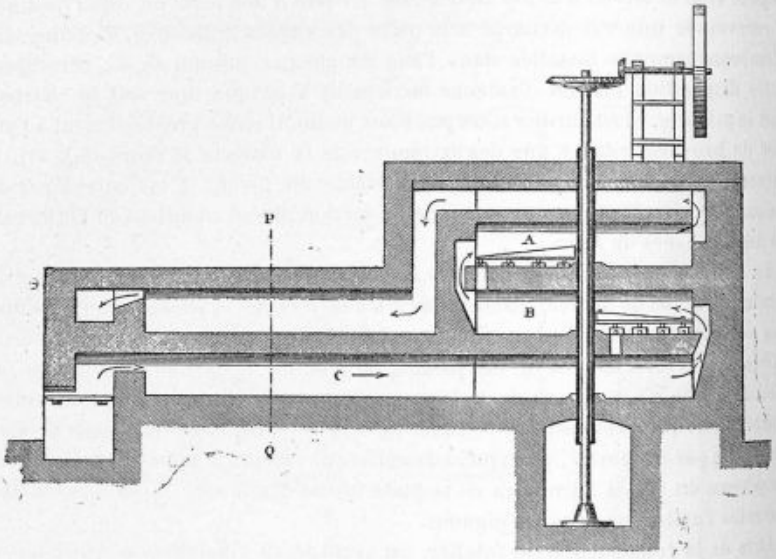


Fig. 38. — Four Ross et Welter.

laires plus petites, superposées, sur lesquelles se meuvent des râbles mobiles autour d'un axe vertical, à raison d'un tour par minute (fig. 38). Pour assurer la conservation de l'axe vertical, construit en fer et fonte, on le fait creux et on le laisse ouvert à ses deux extrémités, de manière à y développer un courant d'air rapide qui abaisse sa température (P. Mahler. *A. d. M*, 8e série, t. VII, p. 519).

La surface totale des soles est de 22 mètres carrés; celle de la grille de $1^{m2},40$, soit $\frac{1}{16}$ environ du chiffre précédent.

Le minerai est introduit au moyen d'un distributeur cannelé sur la sole circulaire supérieure, il tombe ensuite sur la sole circulaire inférieure, puis sur la sole rectangulaire où le grillage s'achève. On passe 3 tonnes de blende par vingt-quatre heures, en consommant 750 kilogrammes de houille, soit 25 p. 100 du poids initial. Un seul ouvrier conduisait le four : la consommation de main-d'œuvre était donc assez faible, mais l'entretien était élevé, et de plus on subissait

©BIU Santé

toujours l'inconvénient grave de laisser dégager tout l'acide sulfureux dans l'atmosphère. Aussi, l'usine d'Oberhausen a-t-elle été amenée à abandonner le four Ross et Welter, et à lui substituer des appareils chauffés en moufle.

Fours Pearce et Brown. — On emploie atuellement aux États-Unis, pour le grillage des sulfures complexes, parfois même pour celui de la blende, des fours dont la sole, fort longue, présente une forme annulaire et où le brassage est réalisé mécaniquement, au moyen de râbles montés soit sur un axe vertical, soit supportés par un essieu roulant sur une voie circulaire. Le premier système (four Pearce) oblige à réserver dans la paroi du four située du côté de l'axe une fente continue dont l'ouverture doit être consolidée par des combinaisons assez complexes de supports métalliques. Le second (four Brown) ne présente pas cet inconvénient, mais il a celui de placer à l'intérieur du four toutes les pièces métalliques assurant le mouvement des râbles et de les exposer par suite à une détérioration rapide. Ce deuxième système a néanmoins été appliqué dans les usines de Collinsville (Illinois) et de Glendale, à South Saint-Louis (Missouri) ; comme le précédent, il semble peu avantageux, même dans l'hypothèse d'une cherté exceptionnelle de la main-d'œuvre. Nous nous bornerons donc à renvoyer à la description très détaillée des fours Pearce et Brown, donnée par M. Ed. D. Peters (*Modern Copper Smelting*, 7e éd., p. 203 et suiv.).

Four Kuschel et Hinterhuber. — Parmi les appareils à sole mobile, le seul que l'on ait employé pour le grillage des blendes se rattache au type à sole plane, circulaire, mobile autour d'un axe vertical; le brassage du minerai et sa translation méthodique sont obtenus au moyen de râbles fixes introduits par des ouvertures pratiquées soit dans la voûte, soit dans la paroi latérale du four.

Un appareil de ce genre] a été appliqué vers 1870 par MM. Kuschel et Hinterhuber au grillage des blendes, ainsi qu'à la calcination des calamines, à l'usine de Johannisthal (Carniole.) (*Kärnthner Zeitschrift*, 1871, p. 169). La sole tournante, en fonte recouverte de briques réfractaires, avait 4 mètres de diamètre; elle était munie de deux chauffes d'un côté et de treize carneaux de tirage du côté opposé, ces carneaux pouvant être étranglés isolément pour régler la sortie des gaz. Le brassage était obtenu au moyen de deux rangées de cinq pièces triangulaires en terre réfractaire, supportées par deux armatures radiales en fer, diamétralement opposées : ces pièces occupent des positions telles que celles d'une série correspondent, comme distances au centre, aux vides des autres séries. Elles sont creuses et munies d'entonnoirs à la partie supérieure, de manière à permettre l'introduction du minerai pulvérulent : une fois ce minerai introduit, on ferme les orifices avec des bouchons en terre réfractaire, on laisse tourner lentement la sole jusqu'à ce que l'humidité soit expulsée, puis on abaisse un peu les râbles et on élève la température. Parfois on injecte de la vapeur d'eau dans le four par deux tuyères placées entre les deux chauffes; quand le grillage est terminé, on abaisse un râble spécial par une ouverture placée dans la voûte, et on fait tomber la matière dans un espace situé sous le four.

©BIU Santé

Les inventeurs de ce four prétendaient en obtenir d'excellents résultats; l'expérience ne semble pas avoir confirmé cette manière de voir, car leur appareil a été abandonné au bout de peu de temps. Les chiffres donnés par MM. Kuschel et Hinterhuber n'avaient par eux-mêmes rien de bien encourageant; d'après eux, leur four passait de 1.050 à 2.100 kilogrammes de blende seulement par vingt-quatre heures, en consommant 1.230 kilogrammes de houille, soit 1.170 à 585 kilogrammes par tonne traitée. Le chiffre donné comme un minimum était supérieur au double de la consommation normale des fours à réverbère à deux soles; cela n'a rien de surprenant, car le four Kuschel et Hinterhuber ne réalise nullement les conditions d'un chauffage méthodique. D'un autre côté, la quantité traitée par jour était vraiment bien faible pour justifier l'emploi d'un appareil aussi dispendieux comme construction et comme entretien. Enfin, le grillage était assez défectueux, paraît-il, malgré l'emploi de la vapeur d'eau (Bruno Kerl. *Grundriss der Metallhüttenkunde*, p. 440), ou peut-être à cause de cet emploi même (voy. p. 156).

Les fours rotatifs, assez souvent employés pour la calcination de la calamine (fours Oxland), ne l'ont guère été pour le grillage de la blende. Cette deuxième opération est d'une conduite beaucoup plus délicate que la première: elle exige une température plus élevée et un contrôle plus minutieux; or, en ce qui concerne le premier point, les fours Oxland, avec leur diamètre nécessairement assez considérable, font circuler la flamme trop loin de la matière à chauffer pour que la transmission de chaleur puisse être bien active. En ce qui concerne le second, toute intervention de l'ouvrier est impossible une fois la matière introduite dans le four; il est donc probable qu'on obtiendrait beaucoup de produits mal grillés qu'on serait obligé de repasser, perdant ainsi la plus grande partie de l'économie réalisée sur la main-d'œuvre. Si même on arrivait à obtenir une marche régulière, l'économie serait sans doute assez faible, car la consommation de combustible augmenterait pour les raisons indiquées ci-dessus, et les frais d'entretien, déjà onéreux pour la calcination de la calamine, le deviendraient bien plus encore pour un travail effectué à une température plus élevée.

La solution du problème de râblage mécanique est d'ailleurs un côté secondaire de la question du grillage des blendes. La plupart des usines se préoccupent bien davantage de résoudre un autre problème plus important pour elles, celui de l'absorption et de l'utilisation des gaz sulfureux dégagés dans le grillage. On verra plus loin que la solution de ce problème est presque incompatible avec le grillage à feu nu; les appareils de râblage mécanique adaptés à ce mode de grillage n'ont donc plus guère de raison d'être.

©BIU Santé

PROCÉDÉS D'ABSORPTION OU D'UTILISATION DES GAZ DÉGAGÉS DANS LE GRILLAGE DES BLENDES

Les dégagements gazeux qui accompagnent le grillage des blendes constituent une des grandes difficultés de cette opération métallurgique : ils entraînent pour les environs des usines qui la pratiquent des inconvénients tels qu'on a été amené dans beaucoup de pays à réglementer minutieusement le travail, ou même à l'interdire complètement.

En effet, le dégagement d'acide sulfureux, accompagné d'un peu d'anhydride sulfurique, comme dans le grillage, est nuisible à la fois pour les animaux et pour les végétaux.

L'action de ce dégagement sur les animaux n'a pas été étudiée avec beaucoup de détail. On sait que les gaz provenant du grillage exercent sur les muqueuses une action irritante qui provoque la toux ; à Freiberg, par exemple, les ouvriers ne peuvent séjourner longtemps sur le mur qui sépare deux rangées de cases de grillage ; or, la proportion relative, en volume, de l'acide sulfureux y varie entre 0,0001 et 0,000056 (Reich, Müller et Göldner, *B. u. H. Ztg*, 1858, p. 166). Mais on n'a pas déterminé exactement la proportion pour laquelle la présence de l'acide sulfureux commence à devenir sensible à l'odorat.

On manque également de données sur les effets physiologiques produits par absorption prolongée de faibles quantités d'acide sulfureux. Tout ce qu'on peut dire, c'est que l'état sanitaire de localités telles que Swansea ou Stolberg, où l'atmosphère renferme constamment une proportion très sensible de ce gaz, ne paraît pas être particulièrement mauvais.

L'influence exercée par l'acide sulfureux sur la végétation est au contraire franchement défavorable. Les plantes soumises pendant longtemps à l'action de ce gaz dépérissent rapidement et finissent par succomber. On constate que leurs feuilles contiennent une proportion d'acide sulfurique bien supérieure à la proportion normale et d'autant plus grande que le dépérissement de la plante est plus avancé.

Les arbres résineux sont ceux qui résistent le moins longtemps à l'action de l'acide sulfureux ; les arbres feuillus, le chêne surtout, présentent à ce point de vue une vitalité beaucoup plus grande.

D'après Turner, il suffirait d'un dix-millième (en poids) d'acide sulfureux dans l'atmosphère pour faire tomber en 48 heures toutes les feuilles d'une plante. Une proportion sensiblement plus faible amène déjà le dépérissement lent des végétaux, mais on n'a pas de données bien concordantes sur le minimum nécessaire. D'après Freitag, les plantes pourraient résister en toutes circonstances à l'action de 0,00003 (en poids) d'acide sulfureux. On verra plus loin que l'existence d'une limite absolue en pareille matière est au moins douteuse ; dans tous les cas elle doit dépendre du plus ou moins d'humidité contenue dans l'atmosphère, de la nature des végétaux mis en cause et du temps plus ou moins long pendant lequel ils se trouvent soumis à l'action du gaz nuisible.

©BIU Santé

COMPOSITION DES GAZ DE GRILLAGE

La proportion d'acide sulfureux contenue dans les gaz émanés du four de grillage est faible en général, bien que très supérieure aux chiffres cités ci-dessus. Elle oscille ordinairement entre 0,003 et 0,02; pour les réverbères employés au grillage de la blende, elle est souvent aux environs de 1 p. 100 (en volume). C'est ce qui arrive par exemple pour la sole à chauffage direct des fours Hasenclever (Schnabel, *Preuss. Zeitschrift*, 1881, p. 400).

D'après M. Schmieder (*B. u. H. Jahrb.*, 1889, p. 395), les gaz provenant des réverbères servant au grillage de la blende à Hohenlohehütte (Silésie), présentaient la composition suivante (en volume) :

Azote	79,5
Oxygène	16,0
Acide carbonique	3,5
Acide sulfureux	1,0
	100,0

Les gaz de grillage contiennent non seulement de l'acide sulfureux, mais aussi de l'anhydride sulfurique en proportion appréciable : ainsi, ce dernier corps est au premier dans le rapport de 1 à 9 dans les gaz qui se dégagent de la sole inférieure d'un four Hasenclever (Schnabel, loc. cit., p. 401).

DIFFUSION DES GAZ DANS L'ATMOSPHÈRE

L'influence de pareils dégagements gazeux sur la végétation est des plus nuisibles; aussi, les environs des usines de grillage finissent-ils par être complètement dénudés. Cet état de choses constitue une sorte de droit acquis dans certaines localités, telles que Swansea, où l'industrie métallurgique a depuis longtemps une importance considérable; mais il en est tout autrement d'ordinaire; les usines se voient donc en butte, de la part des cultivateurs voisins, à des demandes d'indemnités souvent fort onéreuses.

Pour atténuer les dégâts causés par les fumées sulfureuses, on a essayé d'abord de diffuser ces fumées le mieux possible dans l'atmosphère. A cet effet on construisait des cheminées d'une grande hauteur réunissant toutes les fumées de l'usine; on comptait que les gaz ainsi déversés à une élévation considérable ne viendraient toucher le sol qu'une fois dilués au-delà de la teneur minima capable d'exercer sur la végétation une influence sensible.

Les résultats obtenus de cette manière n'ont pas été très satisfaisants. Au premier moment on a pu croire le problème résolu; les dégâts sem-

©BIU Santé

blaient avoir disparu. Mais peu à peu ils ont reparu tout autour du centre de dégagement des gaz, surtout dans la direction des vents régnants et jusqu'à une distance considérable dans cette direction; ils s'aggravaient progressivement avec le temps. Il semble donc que l'acide sulfureux, quelque dilué qu'il soit, exerce toujours une influence défavorable sur la végétation et que ses effets augmentent avec la durée de l'action.

Il faut ajouter que la diffusion des fumées dans la masse atmosphérique, pratiquable à la rigueur pour une usine isolée, n'a plus aucune efficacité quand il s'agit d'agglomérations industrielles où il se dégage journellement des quantités considérables d'acide sulfureux sur une surface restreinte. C'est ainsi que le dégagement d'acide sulfureux serait, d'après Fletcher, de 200 tonnes par vingt-quatre heures à Saint-Helens (Lancashire), d'après Hasenclever, de 85 tonnes à Stolberg, sur une surface de 640 hectares. Dans de pareilles conditions, l'élévation de cheminées jusqu'à une hauteur de 100 à 150 mètres n'obvie en rien aux inconvénients causés par le dégagement de l'acide sulfureux : on ne peut chercher de remède à ces inconvénients que dans l'absorption plus ou moins complète des gaz nuisibles.

Les procédés d'absorption qui ont été expérimentés peuvent se répartir en diverses catégories, suivant qu'ils ont pour objet simplement la suppression des dommages causés par le dégagement des gaz sulfureux ou au contraire l'utilisation plus ou moins complète de ce gaz.

PROCÉDÉS D'ABSORPTION SIMPLE

Emploi de l'eau. — La grande solubilité de l'acide sulfureux dans l'eau semble à première vue fournir un moyen commode de se débarrasser de ce gaz : cependant les tentatives assez nombreuses faites pour tirer parti de cette propriété n'ont abouti à aucun résultat utile.

Cet insuccès s'explique par deux causes qui se rattachent l'une et l'autre aux lois de la solubilité des gaz; d'abord le coefficient de solubilité diminue rapidement avec la température et devient nul vers 100 degrés : on est donc obligé de refroidir beaucoup le courant gazeux avant de le mettre en contact avec l'eau. C'est une condition difficile à remplir et qui, dans tous les cas, est de nature à gêner singulièrement le tirage.

Mais ce n'est pas encore la difficulté la plus grave. La quantité de gaz que peut dissoudre un liquide à une température donnée varie proportionnellement à la tension de ce gaz dans l'atmosphère ambiante : étant donnée la faible proportion relative d'acide sulfureux dans les fumées, la quantité que l'eau pourra absorber sera très limitée. Supposons que cette proportion initiale soit de 1 p. 100, comme dans certains exemples cités plus haut, que les gaz soient à la pression de 760^{mm} de mercure et l'eau à la température de 20 seulement. Dans ces conditions le coefficient de solubilité de l'acide sulfureux est de 39,37. (R. Bunsen, *Recherches gazométriques*); la quantité absorbée par un litre d'eau

©BIU Santé

sera donc en volume 0l,3937 ou en poids, 1gr,18. C'est un chiffre bien faible qui ne sera même pas obtenu dans la pratique, puisque la limite de saturation n'est jamais atteinte rigoureusement.

Ces considérations théoriques sont confirmées par les expériences de MM. Schnabel et Fuhrmann, à Lautenthal : en opérant sur des gaz provenant du grillage de mattes dans des *kilns* et tenant en volume 0,025 d'acide sulfureux, c'est-à-dire une proportion relativement élevée, ils n'ont pu faire absorber à l'eau mise en contact avec ces gaz une proportion d'acide sulfureux supérieure à 1 p. 100 (en poids). Encore n'est-il pas bien certain qu'une partie du soufre qu'ils ont calculé comme acide sulfureux ne se trouvât pas en réalité à l'état d'acide sulfurique.

L'absorption de l'acide sulfureux par l'eau présenterait de graves inconvénients à un autre point de vue. Une fois l'eau chargée de ce gaz, on ne peut pas la déverser dans un cours d'eau, à moins que ce dernier n'ait un débit très considérable : on risquerait en effet de provoquer l'asphyxie des poissons et de retomber par suite dans des difficultés presque aussi graves que celles qui résultent de l'évacuation directe de l'acide sulfureux dans l'atmosphère.

Emploi de l'eau et du carbonate de chaux. — Les phénomènes chimiques, dont l'action n'est pas limitée par la tension du gaz à absorber, offrent plus de ressources que les phénomènes d'ordre purement physique. Aussi a-t-on essayé d'ajouter à l'eau diverses substances ayant pour l'acide sulfureux une affinité suffisamment énergique.

On a expérimenté dans plusieurs localités l'emploi du carbonate de chaux qui se décompose sous l'action de l'acide sulfureux en dégageant de l'acide carbonique et donnant du sulfite de chaux. Ce dernier corps exige pour se dissoudre 800 fois son poids d'eau; un excès d'acide sulfureux facilite sa dissolution, mais quand cet excès se dégage, ce qui arrive assez facilement, le sulfite neutre se précipite à nouveau.

Le carbonate de chaux a été ainsi employé à Schneeberg (Saxe), sous forme de fragments (Winkler, *Freib. Jahrb.*, 1880, p. 68), placés dans des chambres à travers lesquelles on faisait passer les gaz en les aspirant au moyen d'un ventilateur : un arrosage continu facilitait la réaction et entraînait le sulfite formé.

On a obtenu ainsi des résultats satisfaisants : la proportion d'acide sulfureux (en volume) est descendue de 0,36 à 0,039 p. 100, et la dissolution du calcaire s'est effectuée très régulièrement, sans qu'on eût autre chose à faire que d'en recharger de temps en temps par la partie supérieure des chambres.

A Lautenthal, vers 1878, on a employé du calcaire très divisé et en suspension dans l'eau; la réaction était très rapide, mais il fallait faire les frais du broyage de ce calcaire, ce qui a amené l'abandon de la méthode. Il serait d'ailleurs possible que les inconvénients dus au déversement d'une dissolution de sulfite de chaux dans un cours d'eau à faible débit, inconvénients analogues à ceux causés par une solution d'acide sulfureux, aient contribué à cet abandon.

Emploi de la chaux caustique. — La chaux caustique absorbe l'acide sulfureux plus rapidement que le carbonate de chaux, mais son emploi

©BIU Santé

présente deux inconvénients, l'un économique et tenant au prix relativement élevé de la chaux par rapport à celui du calcaire, l'autre pratique et tenant aux conditions dans lesquelles la réaction s'opère. Si la chaux est en excès, il se forme d'une part du monosulfite presque insoluble, d'autre part du carbonate de chaux sous l'action de l'acide carbonique provenant du foyer; d'après Winkler (*loc. cit.*, p. 68), le carbonate ainsi formé est cristallin et difficilement décomposable sous l'action de l'acide sulfureux. De ce dernier phénomène il résulte que si la chaux est employée en proportion relativement faible, elle ne se transforme que très difficilement en bisulfite soluble et la conduite de l'opération devient difficile.

Ces inconvénients n'ont pas empêché d'employer la chaux sur une grande échelle à Hohenlohehütte, près Kattowitz (Silésie).

Les gaz des réverbères de grillage, dont on a vu plus haut la composition (page 179), sont dirigés successivement dans cinq tours d'absorption, ayant chacune 5 mètres de hauteur utile.

Ces tours sont construites en briques ordinaires fortement cuites, cimentées au moyen d'un mélange d'asbeste, de plâtre et de ciment ordinaire, mélange dont la bonne exécution est indispensable pour la conservation de l'appareil.

Dans la première tour, on fait tomber simplement de l'eau en pluie, de manière à refroidir les gaz qui arrivent avec une température de 250 degrés et à leur enlever déjà une certaine proportion d'acide sulfureux. Dans les deux tours suivantes, les gaz sont soumis à l'action d'un lait de chaux qui a traversé les deux dernières, alimentées par du lait de chaux frais. Les gaz sortent de cet ensemble d'appareils avec une température de 24 degrés seulement; leur circulation est assurée par le tirage d'une cheminée de 101 mètres de haut et de $2^m,35$ de diamètre intérieur à sa base. Cette cheminée reçoit directement les gaz très chauds qui proviennent des fours de réduction; elle développe par suite une dépression relativement considérable.

A Hohenlohehütte, la quantité de blende grillée par vingt-quatre heures est de 70 à 80 tonnes; la consommation de chaux correspondante est de 6 tonnes. Ces chiffres semblent indiquer que l'absorption de l'acide sulfureux serait fort incomplète, car la proportion de chaux correspondant à la formation du monosulfite neutre est les $\frac{7}{8}$ du poids de l'acide sulfureux à absorber, ou environ les $\frac{4}{7}$ du poids de la blende correspondante. Il est donc bien douteux que l'on arrive réellement, dans les conditions indiquées ci-dessus, à absorber 95 p. 100 de l'acide sulfureux contenu dans les gaz, à moins que l'action dissolvante de l'eau ne joue un rôle exceptionnellement important en cette circonstance.

Le sulfite de chaux se dépose dans de vastes bassins, où on achève au besoin la neutralisation en ajoutant de la chaux; le dépôt présente la composition suivante (P. Schmieder, *B. u. H. Jahrb.*, 1879, p. 397).

Chaux	40,0
Acide sulfureux	37,5
Acide sulfurique	4,0
Acide carbonique	2,5
Alumine et peroxyde de fer	3,4
Résidu insoluble	8,0
Eau et corps non dosés (un peu d'oxyde de zinc et d'oxyde de plomb)	4,6
	100,0

©BIU Santé

Ce précipité, une fois retiré des bassins, reste longtemps exposé à l'air de manière à ce que le sulfite de chaux se transforme en sulfate; on le vend ensuite comme amendement. Il semble que les proportions très appréciables de zinc que contient cette matière n'exercent pas d'influence bien sensible sur la végétation.

PROCÉDÉS D'UTILISATION PARTIELLE DES GAZ SULFUREUX

ABSORPTION DE L'ANHYDRIDE SULFURIQUE

On a vu plus haut que les gaz de grillage contiennent une proportion assez notable d'anhydride sulfurique; on a essayé de recueillir ce corps et d'en tirer parti. A cet effet on a eu recours à deux procédés : la condensation par la vapeur d'eau, dans des chambres de plomb, et l'absorption par l'acide sulfurique concentré.

1° **Condensation dans des chambres de plomb**. — Cette formule a été expérimentée à Lautenthal, sur des gaz provenant soit de *kilns* et tenant alors par mètre cube 70 à 80 grammes d'acide sulfureux avec une dizaine de grammes d'anhydride sulfurique, soit de stalles (tenant par mètre cube 30 grammes d'acide sulfureux et 4 à 5 grammes d'anhydride sulfurique). L'action de la vapeur a permis d'obtenir la condensation presque complète de l'anhydride sulfurique et l'oxydation d'une partie de l'acide sulfureux aux dépens de l'oxygène en excès; mais la quantité d'acide sulfurique obtenue était trop faible pour payer les frais courants et l'amortissement de l'installation.

2° **Absorption par l'acide sulfurique concentré**. — Cette absorption se fait d'autant mieux que l'acide est plus concentré; il faut qu'il soit au moins à 50 degrés Baumé. Dans l'application de cette formule à l'usine Rhenania (Stolberg), on faisait couler l'acide sur du coke, dans une tour revêtue en plomb, de 6 mètres de diamètre et de 15 mètres de haut. Les gaz, provenant des soles de grillage à feu nu des fours Hasenclever, arrivaient déjà refroidis par leur passage sous des chaudières de concentration; leur température était de 70 à 90 degrés à l'entrée de la tour, de 45 à 50 degrés à la sortie. Ils traversaient l'appareil sous l'action d'une dépression de 6 à 8 millimètres d'eau, obtenue au moyen d'une cheminée de grande hauteur. L'absorption de l'anhydride sulfurique était sensiblement complète; elle suffisait à payer les frais de l'opération.

©BIU Santé

UTILISATION COMPLÈTE DU SOUFRE CONTENU DANS LES GAZ

PRODUCTION DE SOUFRE

Emploi du charbon incandescent. — La réaction de l'acide sulfureux sur le charbon, préalablement porté à haute température, donne du soufre, de l'acide carbonique et de l'oxyde de carbone ; son caractère, au point de vue thermique, dépend de la proportion de ces deux derniers gaz.

La production d'acide carbonique, en pareille circonstance, est exothermique; celle d'oxyde de carbone est, au contraire, endothermique. Cette deuxième réaction est prédominante; aussi, la réduction de l'acide sulfureux par le charbon ne peut-elle s'opérer d'une manière continue que moyennant l'intervention d'une source extérieure de chaleur.

M. Eichhorn a proposé (*B. u. H. Ztg.* 1888, p. 389) d'avoir recours à l'emploi d'accumulateurs remplis de charbon et portés préalablement à très haute température par voie de combustion partielle de ce charbon. Cette combinaison un peu compliquée ne semble guère applicable industriellement, vu le peu de valeur du soufre.

Les tentatives faites en vue d'obtenir ce métalloïde par voie de réduction de l'acide sulfureux ont porté exclusivement jusqu'ici sur les gaz, riches en oxygène, provenant de réverbères ou d'autres fours de grillage. La combinaison de cet oxygène avec le carbone fournit amplement la quantité de chaleur nécessaire pour assurer la continuation de la réaction, mais elle donne lieu à une consommation de combustible toujours très considérable. C'est principalement pour cette raison que les tentatives faites dans cette voie ont échoué partout, soit à Freiberg, à Altenau, à Swansea, avec des gaz très dilués; soit à Stolberg, avec des gaz tenant 10 p. 100 (en volume) d'acide sulfureux (Hasenclever, *B. u. H. Ztg*, 1871, p. 182).

A Lautenthal on a expérimenté une réaction un peu différente en faisant réagir sur le charbon un mélange d'acide sulfureux et de vapeur d'eau, obtenu en décomposant le sulfite de zinc par la chaleur. On produisait ainsi un mélange d'acide carbonique, de vapeur de soufre et d'acide sulfhydrique; en faisant réagir ce dernier corps sur de l'acide sulfureux, en présence d'une dissolution de chlorure de sodium, on précipitait de nouveau une certaine quantité de soufre. Malheureusement il a été impossible de régulariser le fonctionnement du procédé; la réaction qui donne lieu à la formation de l'acide sulfhydrique est endothermique et ne peut se continuer d'elle-même; il faut donc, ou bien avoir recours à un chauffage extérieur, ou bien introduire une certaine quantité d'air dans l'appareil, ce qui rend délicat le réglage du travail. Aussi ces essais ont-ils été finalement abandonnés.

©BIU Santé

Réaction de l'acide sulfureux sur divers sulfures. — Le procédé expérimenté à Lautenthal utilisait, dans une certaine mesure, la réaction de l'acide sulfhydrique sur l'acide sulfureux, réaction connue depuis longtemps et dont on a si souvent essayé de tirer parti pour la production du soufre. Malheureusement cette réaction, qui ne se produit qu'en présence de l'eau, est très complexe ; elle donne lieu à la formation, non seulement de soufre, mais encore d'acides divers de la série thionique en assez forte proportion ; le rendement est donc peu satisfaisant et le soufre se précipite souvent dans un état de division tel qu'il est très difficile de le recueillir.

En substituant à l'eau pure des dissolutions de chlorure de sodium ou de chlorure de calcium, on obtient un meilleur rendement et du soufre mieux aggloméré. Néanmoins cette méthode, appliquée quelquefois au traitement des marcs de soude, ne l'a jamais été pratiquement à celui des gaz de grillage.

Les sulfures alcalins et alcalino-terreux peuvent donner avec l'acide sulfureux une réaction analogue, mais on n'a pas réussi à utiliser pratiquement cette réaction (Schnabel, *loc. cit.*).

PRODUCTION D'HYPOSULFITES ET D'HYDROSULFITES

Les tentatives faites pour utiliser l'acide sulfureux dilué à la production d'hyposulfites ou d'hydrosulfites n'ont eu également aucun succès (Schnabel, *loc. cit.*).

PRODUCTION DE SULFATES DIVERS

Sulfate de soude. — L'absorption directe de l'acide sulfureux par les carbonates alcalins, avec dégagement d'acide carbonique, s'effectue très facilement, mais il ne peut en être question au point de vue économique.

La réaction sur le chlorure de sodium en présence de l'oxygène et de la vapeur d'eau (procédé Hargreaves).

$$SO^2 + O + HO + NaCl = NaOSO^3 + HCl$$

se produit assez facilement vers 350 à 400 degrés, même avec des gaz assez dilués, ainsi que l'a constaté M. Hasenclever ; mais le procédé est onéreux au point de vue économique, parce que les installations considérables qu'exige le procédé Hargreaves sont alors fort mal utilisées. De plus, il faut condenser l'acide chlorhydrique dégagé, ce qui entraîne des difficultés comparables à celles de la condensation de l'acide sulfureux, quoique un peu moindres.

Sulfates de fer ou de zinc. — On a essayé d'obtenir du sulfate de

©BIU Santé

fer ou du sulfate de zinc en faisant passer les gaz à travers des pyrites grillées, ou des résidus zincifères. Les expériences faites à Lautenthal d'une part, à Stolberg d'autre part (Schnabel, *loc. cit.*, p. 445 et 449) ont montré que l'absorption de l'acide sulfureux était difficile et que le procédé était loin d'être rémunérateur au point de vue économique.

Sulfate d'alumine et alun. — On pratique, au contraire, depuis longtemps dans les usines d'Ampsin et de Flône (Belgique), l'absorption des fumées sulfureuses dans des schistes alumineux, en vue d'obtenir du sulfate d'alumine et de l'alun. Le plateau situé au nord de la vallée de la Meuse est couvert d'immenses tas de schistes alumineux traités autrefois pour l'extraction de l'alun. Épuisés au point de vue du traitement direct, ces schistes contiennent encore une forte proportion d'alumine et peuvent par suite absorber une quantité importante d'acide sulfureux qui, en présence de l'oxygène, donne du sulfate d'alumine. Pour faciliter l'absorption, on ouvre à l'intérieur des tas de schistes alumineux un réseau de galeries en pierres sèches, très perméables aux gaz et on y fait arriver les fumées sulfureuses ; refoulées par le tirage d'une cheminée rampante de grande hauteur, ces fumées filtrent à travers les tas, et l'acide sulfureux qu'elles contiennent s'y absorbe d'une manière sensiblement complète pourvu que la masse soit tenue dans un état d'humidité convenable. De temps en temps on isole un tas du circuit gazeux, on le démolit et on lessive les terres qui le constituent : on fait resservir ensuite celles-ci (de Freycinet, *A. d. M.*, 6e série, t. VII, p. 372). Les eaux de lavage, une fois concentrées, servent à produire soit du sulfate d'alumine, soit de l'alun.

Ce procédé exige que l'on dispose de schistes perméables aux gaz et peu ferrugineux. A Lautenthal on a voulu traiter dans des conditions analogues des schistes tenant 5 à 6 p. 100 de fer ; on n'a obtenu que du sulfate de fer et on a dû renoncer aux essais.

FABRICATION D'ACIDE SULFURIQUE

Il n'est pas possible d'employer à la fabrication de l'acide sulfurique les gaz qui sortent de stalles ou de réverbères ordinaires : l'acide sulfureux y est trop dilué et le rendement des appareils employés est relativement trop faible.

Pour que cette fabrication marche bien, il faut que les gaz sortant des chambres de plomb tiennent environ 6 p. 100 d'oxygène libre (en volume). On a vu plus haut que cette condition revient à brûler la blende avec un excès d'air représentant les trois quarts du volume strictement nécessaire pour effectuer la combustion. Pour réaliser cette condition, tout en évitant le mélange d'acide carbonique, qui dérangerait le fonctionnement des chambres de plomb, on peut adopter deux systèmes :

1° Brûler la blende seule, dans un courant d'air convenablement réglé. Ce

©BIU Santé

serait évidemment la solution la plus parfaite du problème si elle permettait de ne laisser qu'une ou deux unités de soufre dans la blende grillée. Elle est théoriquement réalisable, car on a vu que la combustion de la blende dégage une quantité de chaleur suffisante pour s'entretenir d'elle-même. Néanmoins, on n'est jamais parvenu jusqu'ici à abaisser par cette méthode la teneur en soufre au-dessous de cinq à six unités, chiffre bien supérieur au minimum admissible dans la distillation réductive : il faut donc procéder à un nouveau grillage du résidu, grillage opéré ordinairement au réverbère. On dégage ainsi dans l'atmosphère une fraction notable de l'acide sulfureux produit et on a en outre tous les inconvénients d'un double grillage.

Les appareils de grillage direct doivent réaliser autant que possible la circulation inverse des matières à griller et du courant gazeux, de manière à tirer le meilleur parti possible de la chaleur dégagée : ce sont les fours à chute libre (Stetefeldt), les fours à chute ralentie (Gerstenhöfer, Hasenclever-Helbig) et les fours à tablettes. Avec ces divers appareils, on a parfois essayé de supprimer le deuxième grillage en faisant intervenir un courant gazeux fourni par un foyer ordinaire, mais on retombe alors dans tous les inconvénients dérivant du mélange des gaz de la combustion. On peut quelquefois tourner la difficulté pour une fraction au moins de la matière à traiter, en ayant recours à une source de chaleur qui donne lieu à un dégagement non pas d'acide carbonique, mais bien d'acide sulfureux. Cette solution mixte est réalisable quand on dispose de blende en morceaux se grillant facilement jusqu'au centre, ou bien de pyrite en roche : mais elle a toujours un caractère exceptionnel.

2° La solution générale du problème consiste à griller la blende finement pulvérisée, dans des récipients chauffés extérieurement par un foyer : on évite ainsi le mélange du gaz provenant de celui-ci et on peut régler à volonté la composition des gaz à introduire dans les chambres de plomb.

L'inconvénient de cette formule est la complication un peu plus grande des appareils employés et la dépense de combustible qu'elle entraîne. Son application a été parfois combinée avec celle du râblage mécanique.

FOURS A CHUTE LIBRE

Si l'on porte à une température élevée les parois d'une cuve prismatique, d'une hauteur assez grande, et qu'on laisse tomber dans cette cuve un sulfure finement pulvérisé tout en admettant en sens inverse un courant d'air convenablement réglé, la combustion du sulfure se produira au cours de sa chute. Si la hauteur de celle-ci est en rapport avec la grosseur moyenne des grains à griller, cette combustion pourra dégager une quantité de chaleur suffisante pour entretenir la température initiale ; le grillage se fera alors d'une manière régulière et complète.

L'application de ce principe présente des difficultés pratiques assez grandes : la durée de la chute libre d'un fragment solide dans une cuve de 8 à 10 mètres

©BIU Santé

de haut est assez faible pour que le grillage s'effectue difficilement jusqu'au

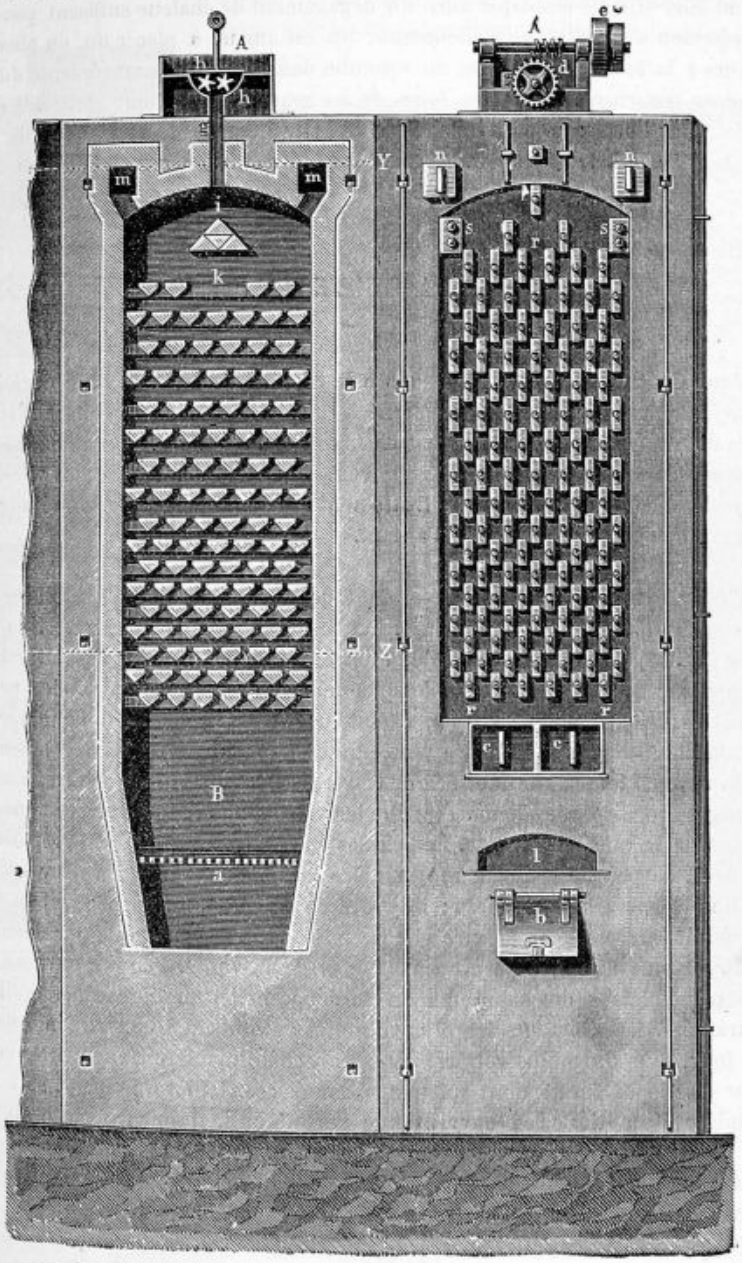


Fig. 39. — Four Gerstenhöfer. Vue de face et coupe parallèle à la devanture.

centre, même lorsque le volume de ce fragment est très petit. D'autre part, si ce volume est trop faible, le fragment peut être entraîné par le courant gazeux,

©BIU Santé

ce qui oblige à annexer à l'appareil des chambres de dépôt considérables. Enfin il est bien difficile d'obtenir ainsi un dégagement de chaleur suffisant pour que la réaction s'entretienne d'elle-même; on est amené à placer un ou plusieurs foyers à la base de la cuve et on retombe dans tous les inconvénients du grillage au réverbère. Aussi les fours de ce genre, dont le four Stetefeldt est le type, sont-ils à peu près inusités pour le traitement de la blende; ils n'ont guère été employés que pour le grillage chlorurant des minerais d'argent.

FOURS A CHUTE RALENTIE

Pour éviter les inconvénients dus à la rapidité de la chute libre du minerai dans une cuve verticale, on a cherché à ralentir cette chute en plaçant en travers de cette cuve une série d'obstacles, consistant en barreaux ou en tablettes inclinées. Le minerai tombe progressivement de l'un sur l'autre; sa vitesse est considérablement réduite par le frottement et la durée totale de son séjour dans la cuve s'en trouve augmentée d'autant.

Fours Gerstenhofer. — Ce four, créé vers 1863, à Freiberg, par M. Gerstenhöfer, est le type primordial des appareils de ce genre. Il se compose (fig. 39) d'une cuve verticale, dont les dimensions sont assez variables: la hauteur ne descend pas au-dessous de 4 mètres et peut atteindre près de 6 mètres; la section transversale, atteint jusqu'à $1^m,40$ sur $0^m,80$. Le minerai est introduit au moyen d'un ou de plusieurs distributeurs h à la partie supérieure de la cuve; il tombe sur une série de traverses i, k en terre réfractaire, à section triangulaire, disposées de manière que les vides d'une rangée correspondent aux pleins de la rangée suivante. Les chutes successives qu'il subit le répartissent au bout de peu de temps d'une manière sensiblement uniforme sur toute la section transversale du four; il y descend régulièrement pendant que l'air introduit à la partie inférieure circule en sens inverse et finit par sortir par quatre ouvreaux m, m situés aux angles de la voûte. Par ces ouvreaux, les gaz passent dans des chambres où se déposent les matières fines qu'ils ont entraînées. Les éléments les plus volumineux tombent à la partie inférieure B du four, plus ou moins rétrécie dans un sens de manière à augmenter l'épaisseur du dépôt formé dans un temps donné : on enlève ce dépôt soit d'une manière discontinue, en ouvrant une porte b ordinairement fermée au cours du travail, soit d'une manière continue, au moyen d'une vis sans fin. Cette deuxième disposition a l'avantage d'éviter les refroidissements irréguliers que provoque l'ouverture intermittente de la porte de déchargement.

Pour mettre le four en marche, il faut préalablement le porter au rouge plus ou moins vif, suivant la nature des sulfures que l'on doit y griller. Dans certains de ces appareils, on se contente d'installer à la partie inférieure de la cuve une grille provisoire a sur laquelle on fait un feu de houille ou de coke : les produits de la combustion doivent, à ce moment, être envoyés dans une cheminée et non

©BIU Santé

dans les chambres de plomb. Une fois la température convenable atteinte, on enlève les barreaux de la grille provisoire par la porte inférieure *l*; on ferme celle-ci, on ouvre très

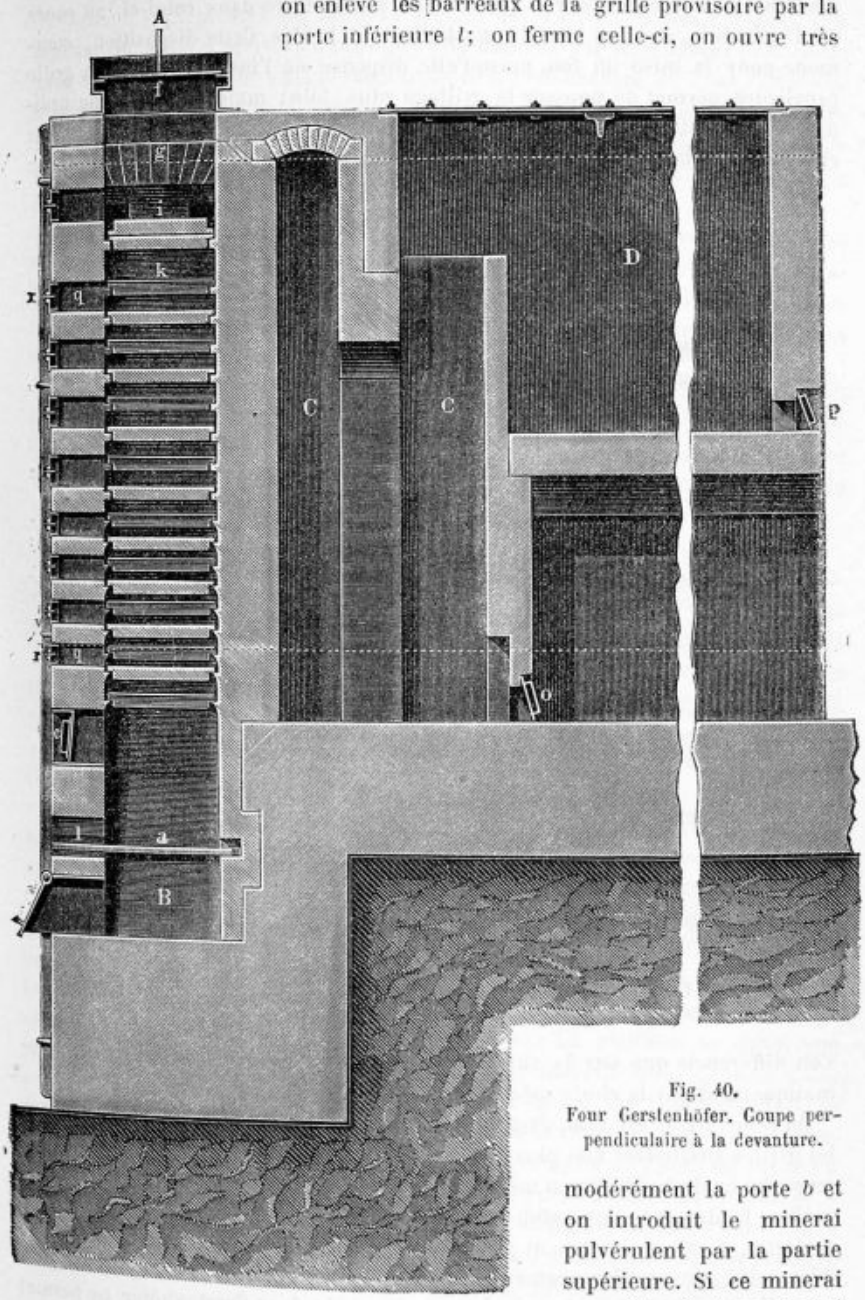


Fig. 40.
Four Gerstenhöfer. Coupe perpendiculaire à la devanture.

modérément la porte *b* et on introduit le minerai pulvérulent par la partie supérieure. Si ce minerai se grille facilement et si son oxydation dégage une quantité de chaleur suffisante, on arrive rapidement à obtenir une marche régulière.

©BIU Santé

Quand le grillage est difficile à obtenir, on a parfois employé des chauffes placées à l'arrière du four et permettant d'introduire dans celui-ci, au cours de l'opération, des gaz chauds, partiellement brûlés. Cette disposition, commode pour la mise au feu, puisqu'elle dispense de l'installation d'une grille provisoire, permet de pousser le grillage plus loin; mais elle empêche ordinairement d'utiliser, pour la fabrication de l'acide sulfurique, les gaz obtenus; elle présente donc les inconvénients principaux du travail au réverbère et ne

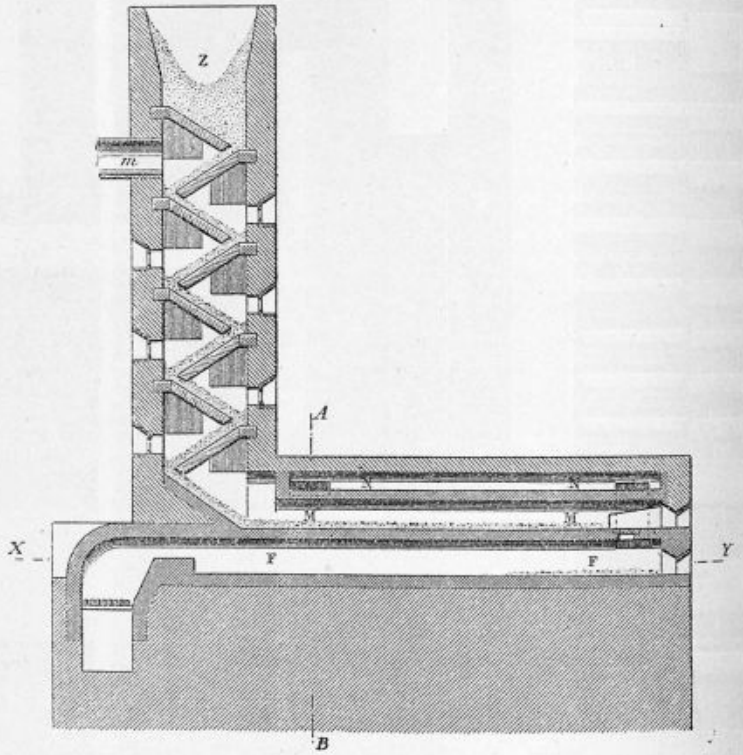


Fig. 41. — Four Kerpely-Hasenclever. — Coupe longitudinale.

s'en différencie que par la suppression du travail de brassage, opéré ici automatiquement par la chute même.

On pourrait, il est vrai, éviter le mélange d'acide carbonique en brûlant sur les grilles auxiliaires non plus du combustible ordinaire, mais bien de la pyrite en roche ou de la blende en morceaux, d'une composition telle qu'elle puisse se griller facilement. Cet artifice, qui a été employé surtout dans les fours à tablettes, n'est généralement pas d'une application bien pratique, car il exige l'emploi d'une matière première auxiliaire qu'on ne peut pas toujours se procurer facilement. Lorsqu'on n'y a pas recours, le four Gerstenhöfer ne permet guère d'abaisser la teneur en soufre de la blende au-dessous de 5 à 6 unités dans les cas les plus favorables.

©BIU Santé

Pour que le grillage se fasse bien, il faut que la répartition du minerai s'effectue régulièrement sur toute la section de la cuve. On avait d'abord cru nécessaire, pour y arriver, d'introduire le minerai par trois fentes pratiquées dans la voûte, dans un sens perpendiculaire à la devanture du four. Chacune d'elles était munie d'un distributeur formé d'un cylindre cannelé, animé d'un mouvement de rotation uniforme. On a préféré ensuite employer un distributeur unique, placé dans le plan médian de l'appareil, et composé de deux cylindres cannelés tournant en sens inverse.

La devanture du four est percée d'ouvertures q (fig. 40) correspondant chacune à l'intervalle entre deux traverses; ces ouvertures sont tenues normalement fermées, mais on les ouvre parfois, soit pour briser les accrochages qui peuvent se former sur les traverses, soit pour opérer une introduction d'air supplémentaire.

En résumé, le four Gerstenhöfer, très ingénieux comme principe et satisfaisant pour le traitement de certains minerais, ne convient guères au grillage des blendes; son emploi oblige à faire les frais d'un grillage complémentaire qui laisse dégager dans l'atmosphère une fraction importante de l'acide sulfureux produit.

Four Kerpely-Hasenclever. — Les mêmes observations s'appliquent au four à tablettes inclinées, imaginé en 1869 par Kerpely et expérimenté en 1873 par Hasenclever et Helbig. Dans cet appareil, la chute ralentie s'obtient au moyen de tablettes en terre réfractaire, inclinées, alternativement en sens inverse, sous un angle un peu supérieur à celui qui correspond au glissement spontané du minerai (fig. 41).

Ces tablettes sont superposées dans une cuve rectangulaire à la partie supérieure de laquelle se trouve un entonnoir plein de minerai, tandis qu'un cylindre cannelé, placé à la partie inférieure et animé d'un mouvement uniforme de rotation, enlève constamment la matière grillée, provoquant ainsi la descente progressive de toute la masse. Pendant qu'il descend, le minerai est soumis à l'action d'un courant de gaz chauds, déjà chargés d'acide sulfureux, mais contenant encore de l'oxygène; ces gaz proviennent d'un foyer à grille dans lequel on brûle, par exemple, de la pyrite en morceaux; ils circulent dans la cuve entre les tablettes, alternativement dans un sens et dans l'autre, en passant par des ouvertures ménagées dans les parois latérales. La réaction se développe donc méthodiquement; elle est facilitée par le renouvellement continu de la surface du minerai, dû au glissement de celui-ci sur les tablettes. Malheureusement le fonctionnement de l'appareil est peu régulier, et le refroidissement par les parois assez considérable; de plus, l'emploi de pyrite en roche ou de blende en morceaux, brûlant facilement sans aucune addition, est une condition difficile à réaliser. Aussi MM. Hasenclever et Helbig n'ont-ils pas tardé à abandonner leur appareil pour lui en substituer un autre fondé sur un principe un peu différent et comportant un chauffage en moufle (voy. page 197).

Fours à tablettes. — Les dispositions ayant pour objet de produire le renouvellement spontané de la surface de grillage, par l'effet de la chute

©BIU Santé

même du minerai, entraînent toujours une complication assez grande; on préfère aujourd'hui, dans la fabrication de l'acide sulfurique, employer des fours plus simples, où l'intervention de l'ouvrier est nécessaire de temps à autre.

Le type le plus usité est celui des fours à tablettes; on peut le considérer comme dérivant des fours à réverbère à soles superposées par voie d'augmentation du nombre de ces soles, avec diminution de leur épaisseur et de leur intervalle.

Le premier en date des appareils de ce genre a été le four Ollivier-Perret, créé en 1863; il est absolument assimilable, en principe, à un réverbère à soles superposées, car il est muni d'une chauffe à grille, brûlant de la pyrite en roche, tandis que les soles supérieures servaient au grillage de la pyrite menue

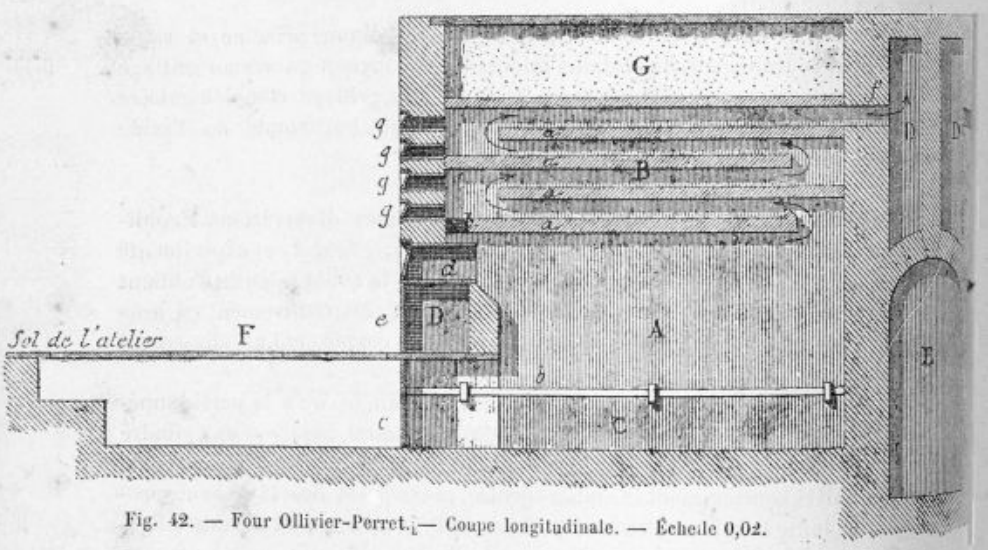


Fig. 42. — Four Ollivier-Perret. — Coupe longitudinale. — Échelle 0,02.

(fig. 42). Dans les modèles les plus anciens, les tablettes étaient au nombre de sept; leur épaisseur était de 0m,08 et leur intervalle de 0m,20; dans les modèles récents, on a réduit le nombre des tablettes à quatre et leur intervalle à 0m,13, mais on a porté leur épaisseur à 0m,09. Leur largeur transversale est d'un mètre; elle est limitée par la résistance des tablettes elles-mêmes, exécutées en terre réfractaires et d'une seule pièce. Leur longueur est d'environ 2m,50; elle est limitée par des considérations tirées de la facilité de râblage. Celui-ci s'effectue par des ouvreaux placés sur la face antérieure du four, les fours à tablettes étant groupés en batteries allongées, de manière à diminuer le refroidissement par les parois latérales.

A l'origine, le travail était conduit séparément sur chaque sole, ce qui donnait un grillage inégal; aujourd'hui, on fait descendre méthodiquement le minerai d'une sole sur l'autre, et on obtient ainsi de meilleurs résultats. Mais l'appareil a toujours l'inconvénient d'exiger l'emploi simultané de minerais menus et de minerais en morceaux, ces derniers servant à alimenter la grille.

©BIU Santé

Avec la pyrite ordinaire, on passe sur les tablettes, représentant une surface totale de 10m,25, 220 kilogrammes par vingt-quatre heures, soit 20 kilogrammes par mètre carré; l'épaisseur correspondante de la charge est de 0m,05, tandis qu'elle était, à l'origine, de 0m,02. La grille, de 2m,40 sur 1 mètre, passe dans le même temps 250 kilogrammes de pyrite en roche, c'est-à-dire une quantité un peu supérieure au poids de menu grillé sur les tablettes.

Les résidus de pyrite en roche tiennent encore 2 à 3 p. 100 de soufre, tandis que le menu n'en renferme que 1 p. 100. Avec la blende, l'inégalité serait plus forte encore : on ne peut donc pas considérer le four Ollivier-Perret comme donnant une solution satisfaisante du problème de grillage de ce minerai en vue de la production d'acide sulfurique.

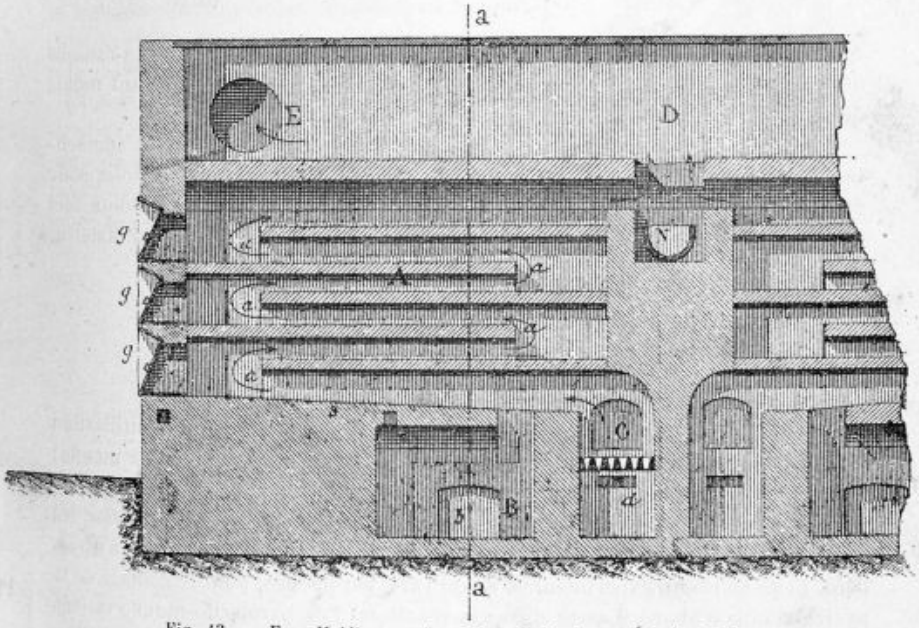


Fig. 43. — Four Malétra. — Coupe longitudinale. — Échelle 0,02.

Le four Malétra, imaginé en 1865, permet de traiter exclusivement des pyrites menues; il se compose de six tablettes, distantes seulement de 0m,11 à 0m,15, sur laquelle on fait descendre progressivement la matière à griller comme dans le four Ollivier-Perret (fig. 43). La différence est que l'appareil Malétra n'est pas muni d'une chauffe à grille; il comporte simplement, à l'extrémité de la dernière tablette, un cendrier servant à laisser refroidir la matière grillée avant de la tirer au dehors. Lorsqu'on veut mettre le four en feu, on installe dans ce cendrier une grille provisoire et on y brûle du combustible jusqu'à ce que l'appareil soit porté au rouge; on enlève alors la grille, on ferme le cendrier et on commence à charger le minerai par la partie supérieure. On arrive facilement à maintenir la température du four quand on traite de la pyrite; on en passe de 35 à 50 kilogrammes par mètre carré de sole et par

©BIU Santé

vingt-quatre heures : il ne reste que 1 p. 100 de soufre dans la matière ainsi traitée.

Lorsqu'on veut griller dans cet appareil, au lieu de pyrite presque pure, des mélanges blendeux et plombifères, les résultats sont beaucoup moins satisfaisants.

Dans des essais faits en 1886 sur des pyrites blendeuses de Pontpéan, tenant environ :

Soufre	38,6
Plomb	8,9
Zinc	17,0
Fer	27,0
Quartz et schiste	8,5
	100,0

on n'a pu arriver à abaisser la teneur en soufre, après grillage, au-dessous de 5,4 p. 100. Avec des minerais mixtes plus riches en blende et tenant moins de 35 p. 100 de soufre, la conduite du four est devenue impossible.

On pourrait peut être obtenir des résultats plus satisfaisants en augmentant le nombre de tablettes et en prenant toutes les précautions possibles pour éviter les déperditions extérieures de chaleur. Il n'en reste pas moins fort douteux qu'on puisse réaliser un grillage complet de la blende au four Malétra.

FOURS A MOUFLE

La véritable solution du problème du grillage de la blende, avec utilisation complète de l'acide sulfureux dégagé, consiste dans l'emploi des fours à moufle; cet emploi a passé par des phases assez complexes.

La combinaison la plus simple consiste évidemment à faire circuler les flammes d'un foyer au dessous de la sole et au dessus de la voûte d'un four à réverbère. Cette solution, expérimentée, avant 1860, par Spence, pour le grillage de la pyrite, donna d'abord d'assez mauvais résultats. Les parois du moufle étaient trop épaisses et en même temps trop peu étanches à cause de l'imperfection des joints; le chauffage était insuffisant et le grillage de la blende restait imparfait, tout en exigeant une consommation considérable de combustible. L'acide sulfureux traversait en partie les parois du moufle et allait se mêler au gaz de la combustion, qui inversement passaient dans les gaz destinés aux chambres de plomb. Ces derniers gaz étaient souvent dilués outre mesure, parce qu'on donnait aux portes de travail une section trop grande et qu'on les ouvrait trop fréquemment.

Pour réduire la consommation de combustible, Godin avait imaginé, vers 1853, à l'usine de Stolberg, de combiner le grillage en moufle avec le grillage à feu nu (Plattner, *Procédés de grillage*, traduction Fétis, p. 38 et p. 386); le grillage, commencé en moufle, se terminait sous l'action directe de la flamme. Cette combinaison eut peu de succès.

MM. Hasenclever et Helbig l'ont reprise une dizaine d'années plus tard, en

©BIU Santé

ayant recours à l'emploi d'une sole inclinée pour opérer automatiquement une partie du travail de brassage et réduire ainsi la dépense de main-d'œuvre.

A une époque plus récente encore, on est revenu à l'application exclusive du grillage en moufle; on a essayé, mais sans beaucoup de succès, de le combiner avec le brassage mécanique (four Haas), et on a eu finalement recours à l'emploi de soles superposées, avec chauffage extérieur et râblage à la main (Four Eichhorn et Liebig, four de l'usine Rhenania, four d'Oberhausen, etc.).

Four Hasenclever-Helbig. — Ce four, créé vers 1872 (*Ztschr. d. Ver. Deutsch. Ing.*, 1872, p. 505), se compose de deux soles chauffées en moufle, l'une inclinée, l'autre horizontale, plus une sole chauffée à feu nu.

La sole inclinée est l'élément caractéristique de l'appareil; elle a une pente de 43° sur l'horizon et une longueur de 10 mètres avec une largeur de 1m,80.

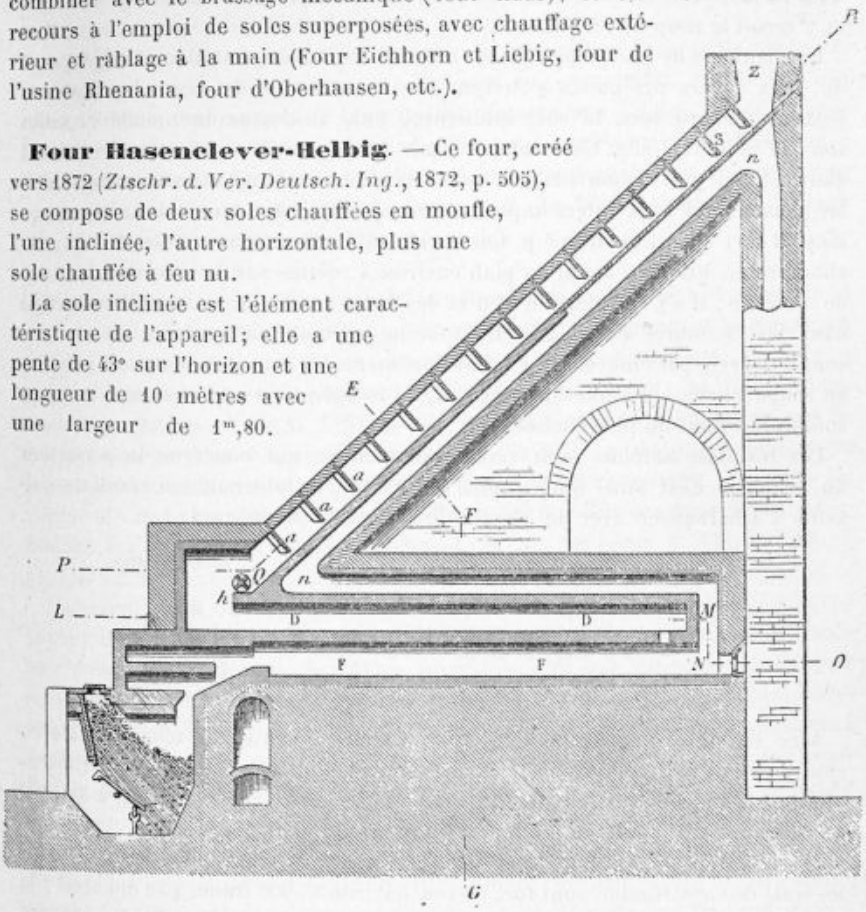


Fig. 44. — Four Hasenclever-Helbig.

Dans les premières installations, sa partie inférieure était en terre réfractaire, sa partie supérieure en fonte; dans les plus récentes, elle a été construite entièrement en terre réfractaire. Les gaz du foyer, après avoir circulé sur la première sole et autour de la deuxième, passent au-dessous de la sole inclinée pour aller à la cheminée (fig. 44). Le minerai circule en sens inverse: introduit au haut de la sole inclinée au moyen d'une trémie, il descend progressivement sur cette sole en passant sous une série de cloisons transversales, qui laissent au-dessous d'elles un intervalle de 4 centimètres seulement. Sa descente est provoquée par le mouvement de rotation d'un cylindre cannelé, placé au bas du plan

©BIU Santé

incliné : ce cylindre en fonte creuse est traversé, dans le sens longitudinal, par un courant d'air qui assure sa conservation.

Le minerai tombe ensuite dans un moufle long de $9^m,20$ et large de $1^m,80$; il ne doit y avoir que $0^m,07$ à $0^m,08$ d'épaisseur. Après un séjour assez prolongé dans ce moufle, il tombe sur la sole inférieure, longue de $7^m,10$ et large de $1^m,80$, et y reçoit le coup de feu final.

Le chauffage de tout l'appareil est effectué au moyen, soit d'un gazogène, soit de deux foyers ordinaires s'ouvrant sur le petit côté du four; les flammes passent d'abord sous la sole inférieure, puis au-dessus du moufle et enfin sous la sole inclinée. L'air introduit par les portes du moufle circule d'abord dans celui-ci, puis remonte la sole inclinée en contournant successivement toutes les cloisons qui sont interrompues alternativement aux deux extrémités opposées. Il sort tenant environ 6 p. 100 d'acide sulfureux et passe d'abord dans une chambre en briques, ayant en plan environ 4 mètres sur 4, avec une hauteur de 5 mètres; il s'y refroidit un peu et dépose des poussières avant d'être dirigé dans les chambres de plomb. En marche normale, deux fours de ce type sont desservis par cinq ouvriers simultanément. La sole inférieure est presque au rouge blanc, le moufle au rouge vif; la température atteint encore le rouge sombre au haut du plan incliné.

Les résultats obtenus sont satisfaisants en ce qui concerne la perfection du grillage; c'est ainsi que, d'après M. Welter, on obtenait les résultats suivants à Oberhausen avec la blende de Bensberg (Steinbrück) :

	SOUFRE p. 100
Blende crue	26,44
— au bas de la sole inclinée	8,20
— à la sortie du moufle	6,20
— à la fin du grillage	0,55

Avec les minerais d'Ammeberg, plus difficile à traiter, la teneur finale en soufre variait entre 0,55 et 1,30 p. 100. A la Reckehütte, près Schoppinitz (Haute-Silésie), la teneur initiale en soufre était de 32 p. 100; elle s'abaissait à 3 p. 100 à l'extrémité du moufle et à 0,5 p. 100 à la fin du grillage.

Les résultats sont moins satisfaisants au point de vue économique. D'abord les frais de construction sont fort élevés, environ 25.000 francs par appareil : la quantité traitée est de 3.500 kilogrammes de blende par vingt-quatre heures, soit au maximum 1.200 tonnes par an, en tenant compte des réparations. On ne peut donc guère compter l'amortissement de l'installation à moins de 2 francs par tonne.

De plus, la consommation de houille représente 30 p. 100 du poids de la blende, tandis qu'elle est de 20 p. 100 en moyenne dans les réverbères bien construits. En somme, on arrivait à Oberhausen, en 1883, à dépenser 12 francs environ pour le grillage d'une tonne de blende au four Hasenclever, tandis que le même travail ne coûtait que 7 à 8 francs au four à réverbère. En évaluant à 2 francs la valeur de l'acide sulfureux utilisé, le réverbère restait sensiblement supérieur au nouvel appareil au point de vue économique.

Celui-ci a en outre le défaut de laisser dégager dans l'atmosphère l'acide sul-

©BIU Santé

fureux correspondant au quart environ de la teneur en soufre du minerai. C'est une proportion relativement considérable qui peut donner lieu à des demandes d'indemnité : aussi l'usine Grillo, à Hamborn, était-elle obligée, bien que sa cheminée eût une hauteur de 100 mètres, d'absorber au moyen d'acide sulfurique concentré l'anhydride sulfurique entraîné par les gaz du foyer et l'acide sulfureux au moyen d'un lait de chaux.

Les inconvénients expliquent la suppression progressive du four Hasenclever-Helbig dans les diverses usines qui l'avaient mis en service. La Reckehütte (Haute-Silésie) est revenue à l'application du système Godin, combiné avec l'absoption par un lait de chaux des gaz sulfureux dégagés sur la sole inférieure : elle passe 6 tonnes de blende par four et par vingt-quatre heures, avec une consommation de combustible de 30 p. 100 de blende crue. Le grillage complet en moufle serait préférable.

Four Haas. — Le type primitif du four Haas avait pour but d'opérer le grillage exclusivement en moufle tout en brassant mécaniquement la blende au moyen de râbles rotatifs, disposés comme dans le four Ross et Welter. Ce four se composait de quatre soles superposées, enveloppées toutes par les flammes d'un foyer (*B. u. H. Ztg*, 1884, p. 5). On ne tarda pas à constater que le grillage obtenu dans ces conditions était incomplet ; on conserva seulement trois soles circulaires et on y ajouta une sole rectangulaire chauffée en moufle et une autre sole analogue chauffée à feu nu. Sur ces deux dernières le râblage était fait à la main (Mahler, *A. d. M.*, 8e série, t. VII, p. 519 et pl. XII, fig. 4 et 6).

L'appareil ainsi modifié présentait de grandes analogies de principe avec le four Hasenclever, avec cette différence que l'on comptait obtenir un meilleur brassage au moyen de râbles tournants que par glissement sur une sole inclinée. La force motrice nécessaire pour faire mouvoir les râbles tournants est d'environ trois quarts de cheval, la consommation correspondante de 50 kilogrammes de charbon par tonne de blende. A Oberhausen, on comptait arriver à passer 3.500 kilogrammes de blende par vingt-quatre heures, en employant trois journées d'ouvrier et on consommant 250 kilogrammes de houille par tonne. Dans ces conditions les frais de grillage auraient été sensiblement les mêmes qu'avec le réverbère ordinaire ; seulement on avait, comme avec le four Hasenclever, l'inconvénient de laisser dégager une fraction importante de l'acide sulfureux produit.

Pour obvier à ce dernier inconvénient, on prit le parti de substituer une deuxième sole chauffée en moufle à la sole chauffée directement ; on obtint ainsi le type installé à Oberhausen vers 1885 et représenté pl. VI. On peut remarquer que dans ce type la hauteur des voûtes au-dessus des soles est très réduite et l'ouverture des portes de travail très faible ; c'est un caractère commun à tous les appareils de grillage de construction récente. Les trois soles circulaires ont $2^m,50$ de diamètre ; les deux soles rectangulaires ont $5^m,50$ et $5^m,60$ de longueur, avec $2^m,10$ de largeur minimum. Entre le four de grillage et les chambres de plomb se trouvent des chambres de dépôt assez volumineuses, destinées à retenir les poussières entraînées.

©BIU Santé

Le four Haas ainsi modifié ne paraît pas avoir donné les résultats attendus. La consommation de houille y est, par tonne de blende crue, de 170 kilogrammes de houille pour le grillage et de 50 kilogrammes pour la force motrice. Celle de main-d'œuvre y est moindre que dans les fours ordinaires, car la production journalière y atteint 1.250 kilogrammes de blende grillée par journée d'ouvrier, tandis qu'elle est de 825 kilogrammes dans les anciens réverbères; mais les frais d'installation, d'entretien et de force motrice compensent largement ce dernier avantage. Aussi l'usine d'Oberhausen emploie-t-elle aujourd'hui de préférence un type moins compliqué, comportant trois soles rectangulaires superposées et chauffées en moufle.

FOURS A SOLES MULTIPLES CHAUFFÉES EN MOUFLE

On a vu que les premiers essais d'application du chauffage en moufle avaient échoué : on se l'explique assez facilement pour les fours à longue sole unique, donnant lieu à des déperditions considérables de chaleur; il est moins facile de comprendre l'échec initial de la combinaison du principe du four à tablettes avec celui du chauffage en moufle.

C'est en effet cette combinaison qui semble fournir la meilleure solution du problème du grillage des blendes; elle comporte deux variantes, suivant que chacune des soles successives est chauffée isolément ou bien que ces soles forment des groupes plus ou moins nombreux enveloppés extérieurement par la flamme du foyer.

Four Hasenclever. — A l'usine Rhenania, près Stolberg, où M. Hasenclever avait expérimenté ses premiers appareils de grillage des blendes, il a installé vers 1883 un four à trois soles superposées, chauffées chacune extérieurement par les flammes du foyer (pl. VII). Ces soles ont 8 mètres de longueur et $1^{m},15$ de largeur, ce qui permet de donner à la voûte une hauteur très faible, $0^{m},24$ seulement. La blende circule progressivement d'une extrémité à l'autre de chaque sole et de la sole supérieure vers la sole inférieure. L'air pénètre par les portes de travail, de faible section et ouvertes seulement au moment du râblage; après avoir réagi sur la blende et s'être chargé d'acide sulfureux, il sort par des canaux verticaux placés dans le mur de séparation des deux fours accolés et va aux chambres de plomb.

Un pareil four passe 3.500 kilogrammes de blende par vingt-quatre heures et emploie deux ouvriers pendant le même temps. La consommation de combustible y est de 25 p. 100 du poids du minerai, c'est-à-dire un peu moindre qu'avec le four Hasenclever à sole inclinée; de plus les frais d'installation sont moitié moindres, car ils se réduisent à 12.000 ou 13.000 francs, pour une production égale. Le travail est d'ailleurs tout aussi bien fait, car on ne laisse pas plus de 1 p. 100 de soufre dans la blende grillée.

La température des divers points de l'appareil varie suivant la nature du minerai que l'on traite; elle est comprise entre 580° et 690° dans le

©BIU Santé

moufle supérieur, entre 900° et 950° dans le second, entre 1.000° et 1.100° dans le troisième. Les chiffres suivants (*Rev. univ.*, 3e série, t. IX, p. 18) peuvent donner une idée du mode de progression du grillage.

	TENEUR EN SOUFRE P. 100	
	1er Minerai.	2e Minerai.
	—	—
Teneur initiale.	19,2	26,8
Extrémité du 1er moufle.	17,6	21,9 — 19,1
— du 2e moufle.	12,0	14,3 — 11,2
— du 3e moufle.	3,4	1,48 — 1,02
Minerai grillé	0,6	1,02 — 0,35

L'usine Grillo a légèrement modifié l'appareil ci-dessus en rendant solidaires les deux fours juxtaposés qui sont alors munis d'un foyer unique (pl. VIII) et où les soles sont à des niveaux alternés, de manière à faire circuler successivement le minerai sur toutes les soles. La sortie des gaz s'effectue alors par des canaux ménagés dans les faces latérales, ce qui expose davantage à une introduction accidentelle d'air extérieur (brevet allemand n° 28458).

D'autres usines ont supprimé le chauffage extérieur pour les soles les plus élevées : en Silésie, on se borne souvent à chauffer en moufle la sole inférieure, en laissant les soles supérieures, au nombre de trois, s'échauffer simplement par la combustion du sulfure. On consomme ainsi, par tonne de blende crue, 0,86 de journée d'ouvrier et 200 à 250 kilogrammes de houille (*B. u. H. Ztg*, 1891, p. 450).

Four Eichhorn-Liebig. — En même temps qu'on créait à l'usine Rhenania le four à trois soles décrit ci-dessus, vers 1883, on y installait le four Eichhorn-Liebig, qui diffère du précédent en ce que chaque moufle est subdivisé, par une cloison horizontale en terre réfractaire, en deux parties *aa*. L'appareil prend par suite l'apparence générale d'un four à six tablettes, chauffées de deux en deux par un circuit indépendant *c* de gaz chauds (fig. 45). Ces gaz proviennent d'un gazogène *b*, du type Mentzel-Boétius; l'air échauffé par circulation dans les canaux *d* vient provoquer la combustion en trois points distincts, situés chacun à l'origine d'un des groupes de deux soles.

Ces soles elles-mêmes sont subdivisées par des cloisons verticales qui leur donnent la stabilité nécessaire : les subdivisions superposées forment ensemble un appareil indépendant où le minerai circule de haut en bas, pendant que l'air circule en sens inverse, exactement comme dans un four à tablettes. La charge, introduite sur la sole supérieure au moyen d'un entonnoir *k* tenu normalement fermé, y séjourne six heures ; puis elle est refoulée au râble, par le canal *l*, sur la sole qui se trouve au-dessous, et ainsi de suite. On la brasse de temps en temps, en ayant soin de laisser les portes ouvertes le moins possible ; on arrive ainsi à faire circuler dans le four de l'air qui s'est échauffé dans des canaux *e* passant sous la conduite inférieure des gaz chauds. Cet air pénètre sur la sole inférieure par les ouvertures *g* servant au déchargement du minerai grillé ; après avoir circulé sur toutes les soles, il sort par les orifices *h*, à la partie supérieure du four, tenant 7 à 8 p. 100 d'acide sulfureux et va aux cham-

©BIU Santé

bres de plomb par l'intermédiaire d'un collecteur *i* placé entre deux massifs. Un appareil à neuf compartiments peut traiter par vingt-quatre heures trois tonnes de blende grillée, soit 333 kilogrammes par compartiment. Le grillage

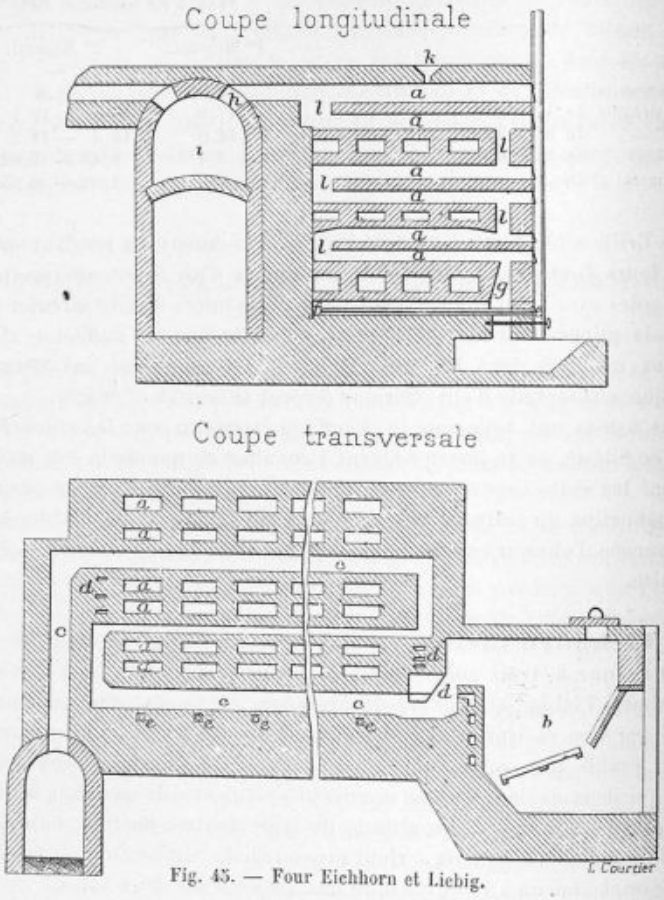


Fig. 45. — Four Eichhorn et Liebig.

est très satisfaisant quand la température est suffisamment élevée : on a obtenu par exemple les résultats suivants à l'usine Rhenania (*Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing.*, 1883, p. 358).

		TENEUR EN SOUFRE p. 100
Blende initiale.		27,8
—	Après passage sur la sole n° 1.	24,9
—	— — n° 2.	17,3
—	— — n° 3.	13,2
—	— — n° 4.	2,3
—	— — n° 5.	0,2
—	— — n° 6.	0,1

Il est difficile de tenir les compartiments extrêmes suffisamment chauds; leur température est souvent inférieure de 100° à celle des compartiments du

©BIU Santé

milieu. La construction du four Eichhorn-Liebig est d'ailleurs assez compliquée, ce qui tend à en restreindre l'emploi.

Un massif de quatre fours, desservi par deux ouvriers, par poste de douze heures, produit par vingt-quatre heures 5.000 kilogrammes de blende grillée, en consommant 200 à 250 kilogrammes de houille par tonne de blende grillée (Schnabel, *Handbuch des Metallh.*, t. II, p. 71).

Moufle à trois soles, d'Oberhausen. — On a été amené à se demander si on ne pourrait pas obtenir, avec des appareils plus simples, un grillage aussi complet qu'avec les types précédents, et on a entrepris de combiner leurs dispositions caractéristiques. On a commencé par réunir dans un seul moufle les deux soles inférieures du four Rhenania, tout en continuant à chauffer la sole supérieure sur ses deux faces : puis on est arrivé à réunir les trois soles à l'intérieur d'un moufle unique, ce qui simplifie singulièrement la construction de l'appareil.

Dans ce type, usité à Oberhausen (pl. IX), chaque sole a 10 mètres de longueur sur $2^m,10$ de large ; la hauteur de la voûte est de $0^m,15$ environ aux naissances et de $0^m,35$ à la clef. En ce dernier point, l'épaisseur se réduit à $0^m,15$; l'étanchéité des joints est obtenue en exécutant ceux-ci à tenon et mortaise.

Les fours sont groupés par massifs de quatre ; les chauffes, larges de $0^m,40$, sont placées aux extrémités du massif. Les gaz du foyer passent dans deux carneaux réservés sous la sole inférieure, puis remontent à l'arrière du four, circulent au-dessus de la sole supérieure et redescendent par les extrémités extérieures du massif.

Le minerai, chargé à l'extrémité de la sole supérieure par l'entonnoir E est étalé sous une épaisseur de $0^m,065$; deux ouvriers par four, faisant des postes de douze heures, sont chargés de le râbler et de le faire progresser méthodiquement. La matière grillée est tirée hors du four par la porte de la sole inférieure la plus rapprochée du foyer, en P'.

Pour faciliter le grillage, on fait pénétrer sur la dernière sole, par une série d'ouvreaux ménagés dans la cloison D, de l'air qui s'est préalablement échauffé dans le compartiment C.

La consommation de combustible est de 190 à 220 kilogrammes de bonne houille par tonne de blende crue ; le grillage est aussi parfait que dans les fours Hasenclever; on peut donc considérer ce type de four comme constituant actuellement la meilleure solution du grillage des blendes avec utilisation complète du soufre. Une installation complète, chambres de plomb comprises, coûte de 75 à 80.000 francs par four, c'est-à-dire par 1.000 à 1.200 tonnes de blende traitée par an.

Les chiffres suivants peuvent donner une idée des résultats économiques obtenus à Oberhausen, mais seulement d'une manière approximative, car ils s'appliquent à l'ensemble de l'usine où fonctionnent simultanément des fours à trois soles et des fours à râblage rotatif :

©BIU Santé

Main-d'œuvre à (5f,28 par journée)	7f,41
Charbon. — 208 kilogrammes à 12f,60 la tonne (13 p. 100 de cendres).	2f,66
Matières	0f,23
Entretien	1f,52
Frais divers	1f,00
Frais généraux	1f,12
	13f,94
Moins bénéfice sur la fabrication de l'acide sulfurique	4f,74
Frais nets de grillage	9f,20

La perte de poids moyenne a été de 0,14; la perte réelle en zinc de 0,01. L'utilisation du soufre contenu dans la blende a atteint 92 p. 100, la production d'acide sulfurique étant de 726 kilogrammes par tonne de blende. La production moyenne par appareil et par jour a été de 2.640 kilogrammes de minerai grillé.

L'usine d'Oberhausen tire un léger bénéfice accessoire du mercure contenu dans les poussières qui se déposent dans les chambres H placées au-dessus des fours. Ces poussières tiennent de 1 à 2 p. 100 de ce métal; on les chauffe avec de la chaux dans des cornues et on en extrait par an 1.500 kilogrammes environ de mercure, avec un bénéfice de 1f,50 par kilogramme.

Le mercure ainsi recueilli semble exclusivement provenir des blendes d'Ammeberg qui en contiendraient environ 0,002 de leur poids, d'après Bellingrodt (*Chem. Ztg*, 1886).

Moufle à quatre soles, de Prayon. — L'usine de Prayon emploie des fours à moufle plus compliqués que ceux d'Oberhausen; ils comportent, d'une part, un groupe de trois soles groupées dans un moufle unique, comme dans le type précédent; d'autre part, une sole placée au-dessous des autres, dans un moufle spécial, et chauffée par suite sur ses deux grandes faces. Les dimensions des soles et les dispositions générales de l'appareil sont d'ailleurs les mêmes qu'à Oberhausen; seulement on a augmenté la largeur du foyer et réduit sa longueur de manière à lui conserver sensiblement la même section horizontale; la conduite du feu est ainsi rendue plus facile. Les portes de travail sont fermées au moyen de panneaux à coulisse; les surfaces de contact du panneau mobile avec la pièce en fonte qui forme l'embrasure sont rabotées de manière à rendre la fermeture aussi étanche que possible. Pour bien assurer le contact, on incline la fermeture sous un angle assez sensible avec la verticale. C'est là une disposition compliquée, dispendieuse, qui ne paraît pas présenter de supériorité bien sensible par rapport aux portes légères en tôle que l'on emploie ordinairement.

Les fours de Prayon sont construits avec beaucoup de soin et armés très solidement au moyen de poutrelles à larges ailes, de 0m,20 de hauteur. Mais leur disposition générale ne semble présenter aucun avantage sur celle d'Oberhausen. La hauteur de la sole supérieure par rapport au sol de l'usine se trouve fortement augmentée, ce qui rend le travail moins commode; d'autre part, le grillage ne paraît pas se trouver sensiblement amélioré par l'addition d'une sole supplémentaire, car la teneur finale en soufre, en partant de blendes tenant 7 p. 100

©BIU Santé

de plomb, atteint fréquemment 3 unités. Il semble donc qu'il n'y ait pas intérêt à dépasser le nombre de trois soles.

FOURS A MOUFLES, AVEC RABLAGE MÉCANIQUE

L'adaptation du râblage mécanique aux fours à moufle peut s'effectuer sans qu'on soit obligé de donner aux soles superposées une forme circulaire, comme dans le four Haas. Les râbles doivent alors être animés d'un mouvement rectiligne soit continu, soit alternatif: dans le premier cas, ils sont actionnés par une chaine sans fin et servent en même temps à opérer l'entraînement de la blende en cours de grillage; dans le second cas, ils sont commandés par une tige oscillante et disposés de manière à retourner simplement la matière, sans provoquer son déplacement méthodique dans le sens longitudinal.

Le premier système, combiné avec l'emploi de quatre soles réunies dans un même moufle, a été breveté par M. Hasenclever (brevet allemand n° 61043); il ne semble pas avoir été appliqué jusqu'ici.

Les râbles oscillants sont au contraire appliqués depuis un certain temps à l'usine Hegeler et Mathiessen, à La Salle (Illinois). Les fours de grillage comportent sept soles superposées, larges de 1m,37 et longues de 14 mètres; les trois inférieures sont chauffées chacune en dessous par un carneau spécial où circulent des gaz provenant d'une batterie de gazogènes et brûlant progressivement sous l'action d'injections d'air pratiquées par une des parois latérales.

Un groupe de deux fours passe 23 tonnes par vingt-quatre heures, en consommant 4t,8 de houille (Schnabel, *Handbuch der Metallh.*, t. II, p. 80).

FOURS A MOUFLE, A CHAUFFAGE LATÉRAL

Au lieu de chauffer les soles de grillage par leurs faces supérieures et inférieures, on peut les chauffer latéralement, à condition de ne leur donner qu'une largeur assez restreinte. Ce principe a été appliqué, il y a longtemps déjà, à Linz; l'appareil qui fonctionnait dans cette usine a été décrit sous le nom de four Rhodius (*A. d. M.*, 6e série, t. VII, p. 371 et pl. 7, fig. 5 et 6).

Une tentative faite récemment pour revenir à l'application de ce système semble avoir échoué.

FOUR ROTATIF A CHAUFFAGE EXTÉRIEUR

La combinaison du grillage en moufle avec un brassage opéré par rotation du four tout entier semble, à première vue, bien difficile à réaliser; elle a cependant été brevetée par M. Koehler (brevet allemand n° 57522, du 7 mai 1890) et expérimentée à l'usine de Lipine.

L'appareil Koehler est cylindrique, à axe incliné, comme le four Oxland; la blende y est introduite à l'extrémité supérieure, au moyen d'un entonnoir

©BIU Santé

convenablement disposé, et en sort, grillée, par l'extrémité inférieure. La différence essentielle avec le four Oxland consiste en ce qu'il existe, dans l'épaisseur du revêtement réfractaire, deux zones concentriques de canaux parallèles à l'axe de l'appareil. Dans le faisceau intérieur circulent, de bas en haut, des gaz chauds provenant d'un foyer; le faisceau extérieur est parcouru en sens inverse par l'air destiné à développer l'oxydation de la blende. Une fois échauffé de cette manière, cet air est introduit dans la capacité intérieure du four par un tube situé dans l'axe de celui-ci. Des cloisons transversales, destinées à empêcher la rétrogradation des gaz, divisent d'ailleurs le cylindre en plusieurs compartiments.

L'appareil Koehler parait avoir fonctionné à peu près régulièrement au cours des expériences de Lipine, mais il n'a reçu aucune application industrielle; cela tient probablement à sa complication et à l'importance des dépenses de premier établissement qui en seraient la conséquence.

En somme, la solution la plus pratique du grillage des blendes consiste jusqu'ici dans l'emploi des fours à moufle, avec soles multiples (Rhenania; Oberhausen). Cette solution est assez imparfaite en ce sens qu'elle entraîne une consommation importante de combustible, alors que la quantité de chaleur dégagée par l'oxydation des éléments de la blende devrait suffire pour entretenir cette oxydation même ; mais, malgré cet inconvénient, elle est actuellement la seule qui réponde aux nécessités pratiques de la métallurgie du zinc.

BROYAGE DES MINERAIS DE ZINC

Pour obtenir des résultats satisfaisants dans la distillation réductive des minerais de zinc, il faut que ces minerais aient été broyés préalablement; sinon la production journalière des appareils et le rendement en métal diminueraient très sensiblement. Ce principe a été reconnu et appliqué en Belgique dès l'origine de la métallurgie du zinc; en Silésie, au contraire, il ne semble pas qu'on se soit rendu suffisamment compte de son importance, car on y charge, dans les moufles, aujourd'hui encore, des matières en fragments assez volumineux.

Pour les calamines, il y a tout avantage à calciner en morceaux et à broyer ensuite; en procédant de cette manière, on rend les deux opérations plus simples et plus économiques. Pour la blende, au contraire, il est indispensable de faire précéder le grillage par un broyage poussé suffisamment loin, ce broyage est généralement plus long et plus dispendieux que celui des calamines calcinées.

L'étude détaillée des appareils de broyage ne se rattache à la métallurgie que d'une manière indirecte; nous ne donnerons donc à ce sujet que des détails sommaires. Ceux de ces appareils employés pour le traitement des blendes et des calamines se divisent en quatre catégories principales : 1° les meules roulantes; 2° les meules à plat; 3° les cylindres tangents; 4° les appareils à projection centrifuge.

©BIU Santé

Les meules à plat ont toujours été d'un usage exceptionnel dans la métallurgie du zinc, bien que l'usine d'Ampsin s'en soit servie autrefois. Les meules roulantes ont au contraire joué un rôle important aux origines de cette métallurgie.

Dès 1818 (Hollunder, *Tagebuch...*, p. 344), on se servait à Moresnet de meules de ce système, de 1m,60 de diamètre, faites en poudingue; une paire de ces meules passait par jour de 13 à 14 tonnes de calamine calcinée. En 1840, les mêmes appareils étaient en service; d'après Piot et Murailhe, leur production était alors de 3 tonnes à l'heure, le grain du minerai broyé étant de 0m,003 environ. Le plus souvent les meules étaient en fonte, ou entourées d'un bandage en fonte: la piste était toujours faite du même métal.

A Engis, en 1874, une paire de meules de ce type, de 2 mètres de diamètre, tournant sur une piste de 3 mètres de diamètre, à raison de 8 tours par minute, broyaient 800 kilogrammes de blende par heure au grain de 0m,0015 à 0m,002, le travail moteur était de 5 chevaux. La différence des résultats avec ceux obtenus antérieurement à Moresnet s'explique par la différence de dureté de la matière et de finesse de grain.

On a généralement renoncé aux meules parce qu'elles produisent relativement peu et font trop de poussière fine; on écarte pour les mêmes raisons les broyeurs à boulets (kugelmühle). Cependant on trouve quelquefois ces derniers appareils employés en Silésie; ils broient de 1.100 à 1.150 kilogrammes de blende par heure, au grain de 0m,002.

On emploie aujourd'hui soit les cylindres, soit les appareils à projection centrifuge. Ces derniers fonctionnent non seulement comme broyeurs, mais aussi comme mélangeurs, avantage important lorsque l'on y passe simultanément le minerai et le charbon de réduction (Angleur); ils coûtent peu d'installation et conviennent bien au traitement des minerais tendres. Les cylindres ont au contraire une supériorité marquée pour le broyage des matières dures; de plus ils consomment relativement moins de force motrice. Leur installation dans les usines à zinc ne diffère pas sensiblement de ce qu'elle est dans les établissements de préparation mécanique.

A Bleyberg, par exemple, les matières dégrossies par un concasseur à mâchoires passent d'abord dans une paire de cylindres de 0m,70 de diamètre et de 0m,30 de longueur suivant les génératrices; puis elles sont relevées par une chaîne à godets qui les fait passer dans un trommel à trous de 0m,003 de diamètre. Le refus passe entre deux cylindres de 0m,35 de diamètre et 0m,35 de longueur dont les produits vont se réunir à ceux de la première paire. Les matières qui ont traversé les trous du trommel sont conduites à des cases de dépôt par une vis sans fin. La vitesse tangentielle des cylindres broyeurs est d'un mètre par seconde; la première paire est munie d'engrenages de commande à nombre inégal de dents afin de mettre successivement en contact tous les points des deux surfaces; la deuxième paire se compose d'un cylindre commandé par le moteur et d'un cylindre fou, entraîné simplement par frottement. Cette installation passe de 3 à 5 tonnes à l'heure, suivant la dureté des blendes traitées; la force motrice est de 15 à 18 chevaux, le personnel de deux hommes et un gamin, plus un mécanicien pour la machine

©BIU Santé

motrice. Dans ces conditions les frais ne dépassent pas en moyenne, réparations comprises, 0f,80 par tonne.

Le broyeur Carr, type initial des broyeurs à projection centrifuge, a été le premier employé dans l'industrie du zinc. A Moresnet, on passait par heure 1.250 kilogrammes de calamine calcinée dans cet appareil, en tamisant sur mailles de 0m,001 de côté ; à Angleur, on avait pu porter cette quantité à 3.300 kilogrammes, en doublant l'ouverture des mailles. Le rendement dynamique était médiocrement satisfaisant, comme pour tous les appareils analogues, mais l'inconvénient principal du broyeur Carr était son usure rapide. Pour y obvier dans une certaine mesure on peut employer des plateaux munis de dents venues de fonte et régulariser l'usure de ces dents en faisant tourner de temps en temps les plateaux en sens inverse. Ainsi modifié, l'appareil sert encore aujourd'hui au broyage des calamines.

M. Vapart, directeur de l'usine d'Angleur, a fait breveter en 1875 (brevet français du 18 octobre 1875), l'appareil connu sous son nom, mais dont le principe avait été indiqué par Rittinger en 1867 (*Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing*, 1867, p. 672). L'élément essentiel de cet appareil est un plateau horizontal tournant avec une grande vitesse autour d'un axe vertical et enveloppé par un cylindre concentrique, à parois très résistantes. La matière à broyer, introduite vers l'axe, est entraînée par le plateau tout en glissant à sa surface ; arrivée près de sa circonférence, elle a acquis une vitesse considérable. Elle vient choquer, avec cette vitesse, les parois du cylindre extérieur ; les fragments se divisent par l'effet du choc, puis tombent dans l'intervalle qui sépare le plateau de son enveloppe. Réduite à cette simplicité élémentaire, l'opération du broyage demeure fort incomplète ; M. Vapart a complété l'appareil de Rittinger en superposant plusieurs plateaux sur le même axe et en ramenant successivement vers le centre de chacun d'eux, au moyen d'entonnoirs convenablement disposés, la matière incomplètement broyée (fig. 46).

La construction de l'appareil doit être fort soignée, si on veut assurer son bon fonctionnement. L'arbre central, en fer, est appuyé en bas sur une crapaudine, bien graissée et présentant des dispositions spéciales pour éviter le chauffage ; en haut il est guidé par un collier, porté lui-même par un étrier appuyé sur la paroi du cylindre enveloppe.

Les plateaux sont construits tantôt en tôle unie, de 0m008 à 0m,012, tantôt en tôle plus mince, de 0m,004 par exemple, mais consolidés en dessous, par des bras en fer. En dessus, ils reçoivent des cornières en fonte dure ou en acier trempé, destinées à assurer l'entraînement de la matière à broyer.

En face des plateaux, le cylindre enveloppe est revêtu intérieurement de plaques cannelées en fonte dure ou en acier trempé ; ces plaques sont boulonnées sur la paroi en fonte du cylindre, de manière à pouvoir être remplacées facilement. Ce sont, avec les cornières des plateaux, les seules pièces de l'appareil soumises à une usure rapide.

La paroi du cylindre est munie d'un certain nombre de portes servant à la vérification et au nettoyage de l'appareil ; elles sont montées à charnière d'un côté et serrées de l'autre par des boulons.

La finesse du grain obtenu croît avec la vitesse de choc des fragments contre

©BIU Santé

la paroi; celle-ci est fonction de la vitesse périphérique des plateaux et, dépend, par suite, non seulement de la vitesse angulaire de l'arbre, mais aussi du diamètre du plateau. Aussi fait-on souvent croître ce diamètre du haut de

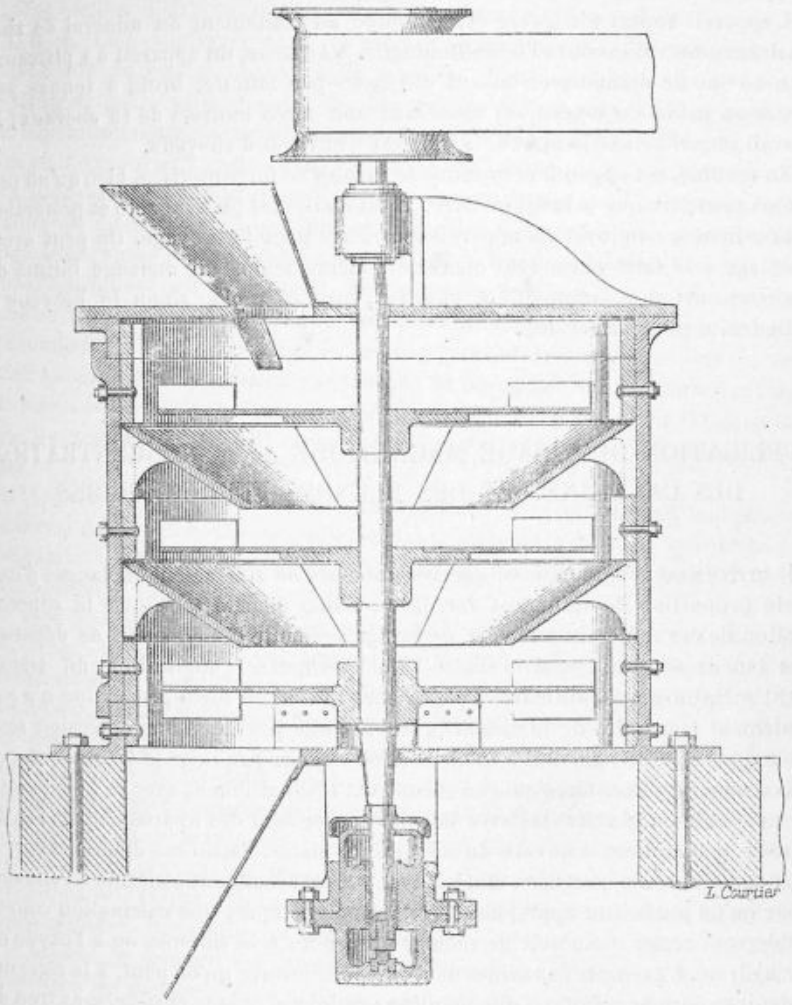


Fig. 46. — Broyeur Vapart.

l'appareil jusqu'au bas, pour réaliser le mieux possible les conditions d'un broyage progressif. On donnera par exemple à trois plateaux superposés des diamètres de $0^m,96$, $1^m,06$ et $1^m,17$ si le diamètre intérieur du cylindre enveloppe est de $1^m,30$. La vitesse périphérique des plateaux dépasse souvent 50 mètres par seconde.

Le minerai broyé tombe sur le fond de l'appareil et, sous l'action de ramasseurs

©BIU Santé

circulant sur ce fond, est évacué par un orifice latéral. Il passe ensuite dans un trommel; le refus est remonté par une noria et renvoyé dans le broyeur; le fin est dirigé vers les cases ou trémies qui servent de magasins. Toutes ces dispositions accessoires sont exactement les mêmes que pour les cylindres broyeurs.

L'appareil Vapart n'a guère été employé au traitement du minerai de zinc en dehors des usines de la Vieille-Montagne. A Angleur, un appareil à 4 plateaux, ayant $1^m,30$ de diamètre et faisant 650 tours par minute, broie 6 tonnes par heure au grain de $0^m,003$, en absorbant une force motrice de 15 chevaux; le travail absorbé dans la marche à vide est d'environ 6 chevaux.

En résumé, cet appareil consomme beaucoup de force motrice, bien qu'un peu moins peut-être que le broyeur Carr : il est d'ailleurs plus robuste et préférable si l'on tient à employer un appareil centrifuge pour le broyage. On peut avoir avantage à le faire si on veut opérer en même temps un mélange intime de matières diverses, minerai et charbon, par exemple, sinon le broyeur à cylindres semble préférable.

APPLICATION DU TRIAGE MAGNÉTIQUE A LA CONCENTRATION DES CALAMINES ET DES BLENDES FERRUGINEUSES

Il arrive assez fréquemment que les minerais de zinc soient mélangés d'une forte proportion de minéraux ferrifères, d'une densité telle que la concentration de ces minerais par voie de lavage permette difficilement de dépasser une teneur déterminée, trop basse pour permettre l'application du traitement métallurgique ordinaire. La présence du fer en forte proportion n'a pas seulement pour effet de diminuer la teneur; elle provoque une corrosion sensible des récipients servant à la distillation et gêne par suite le traitement.

Les minéraux ferrifères qui se rencontrent ordinairement avec la blende sont la magnétite ou la sidérose; avec la calamine, ce sont des hydroxydes de fer, de densité peu différente de celle du minerai lui-même. Parmi ces différents corps, la magnétite seule, dans son état naturel, est suffisamment attirable à l'aimant, pour qu'on puisse lui appliquer le triage magnétique; une calcination convenablement réglée donnerait les mêmes propriétés à la sidérose ou à l'oxyde de fer hydraté. L'exemple des mines de Monteponi prouve qu'on peut, à la rigueur, obtenir ce dernier résultat d'une manière pratique et opérer ensuite, sans trop de difficulté, le triage magnétique des éléments ferreux contenus dans le minerai.

On a imaginé un très grand nombre de trieurs magnétiques; ce n'est pas ici le lieu d'en faire la description détaillée. Nous nous bornerons à indiquer rapidement la classification générale de ces appareils et à donner quelques détails sur ceux qui ont été appliqués au triage des blendes ou des calamines.

I. *Appareils à champ magnétique continu*, c'est-à-dire où l'intensité de l'action magnétique exercée sur un élément de minerai ne varie pas pendant le séjour de cet élément à l'intérieur de l'appareil.

©BIU Santé

Pour que les éléments attirables puissent se détacher des pièces mobiles auxquelles ils adhèrent, il faut réaliser une des dispositions suivantes :

1° Séparation au moyen d'appareils mécaniques, brosses, etc.

C'est à ce type que se rattachent la trieuse Vavin, employée depuis longtemps dans les ateliers d'élaboration de métaux, la trieuse Collier (*Lum. électrique*, t. XXII, p. 133), appliquée dans les mêmes conditions, etc. Ces appareils ne passent que de petites quantités de matières dans un temps donné et ne conviennent guère au traitement des blendes ou des calamines ferrugineuses.

2° Séparation obtenue par suppression brusque de l'action magnétique.

On peut rapporter à cette catégorie l'appareil Daviot (C. R. *Soc. Ind. min.*, 1893, p. 52), dont l'élément essentiel est un électro-aimant que l'on promène sur le minerai, distribué sur une table, et auquel on fait perdre brusquement son aimantation, après l'avoir amené au-dessus d'une trémie destinée à recevoir les éléments magnétiques du minerai. Cet appareil, employé par la Compagnie française des mines du Laurium pour le traitement des blendes pyriteuses, consomme 2,5 à 3 ampères, sous 40 volts, et permet de traiter par jour de 300 à 1.000 kilogrammes de minerai par journée de douze heures, en employant un seul manœuvre. Il donne une production faible, ce qu'explique l'intermittence du travail : son seul avantage est de donner une séparation très nette.

II. *Appareils à déviation.* — Dans les appareils de ce système on fait passer le minerai dans un champ magnétique convenablement disposé, qui dévie de la verticale les éléments attirables, tandis que les autres poursuivent leur chute normale.

Le type de ces appareils est le trieur Edison (*Trans. of the Am. Ass. of Min. Eng.*, 1889, p. 728). Cet appareil ne semble avoir été appliqué qu'à la concentration de magnétites ; avec un courant de 116 volts et 16 ampères, il peut, dit-on, passer 300 tonnes de minerai par jour.

On peut rattacher à ce type les machines Buchanan et Jaspar, formées de deux cylindres de fer doux, tournant en sens inverse, comme les cylindres d'un laminoir et influencés par un puissant champ magnétique développé à chacune de leurs extrémités. Dans l'appareil Buchanan (*loc. cit.*, p. 737), ce résultat est obtenu au moyen de deux forts aimants en fer-à-cheval ; dans l'appareil Jaspar, au moyen de bobines placées aux deux bouts de chaque cylindre. Dans l'un ou l'autre appareil, le mode de fonctionnement est le même ; le minerai est introduit entre les deux cylindres, à leur partie supérieure ; les éléments non magnétiques tombent verticalement, tandis que les éléments magnétiques restent adhérents aux cylindres jusqu'à une certaine distance de la verticale ; ils se détachent alors et sont reçus dans des récipients distincts. Dans l'appareil Jaspar, un racloir appliqué sur la partie externe des cylindres achève de détacher les éléments magnétiques, ce qui donne à cet appareil un caractère mixte. D'après l'inventeur, ce trieur peut traiter deux tonnes à l'heure en employant 2 chevaux-vapeur.

III. *Appareils à surface mobile se déplaçant dans le champ magnétique.* — La surface en question peut être, soit une courroie sans fin, formée par exemple de bandes de laiton articulées sur lesquelles sont rivées des chevilles

©BIU Santé

saillantes de fer doux, soit un cylindre tournant à l'intérieur duquel se développe un champ magnétique excentrique.

A la première classe se rattachent les trieuses Kessler (*Lum. électrique*, t. XXI, p. 518), Humboldt, Siemens, etc., qui ont été employées au traitement des blendes dans la région rhénane. Dans tous ces appareils, un puissant champ magnétique est développé, à l'intérieur de la courroie, vers le point d'arrivée du minerai à trier; les matières non magnétiques tombent immédiatement, tandis que les matières magnétiques restent adhérentes à la surface inférieure de la courroie jusqu'au moment où l'intensité de l'action exercée sur elles décroît, par suite de leur déplacement, au point de n'être plus capable de les maintenir.

Une subdivision de cette classe est représentée par la machine Conkling (*loc. cit.*, p. 739), caractérisée par l'emploi de deux systèmes de courroies sans fin, à brins horizontaux, se mouvant dans des directions rectangulaires. Le minerai mélangé est disposé à la surface supérieure du groupe inférieur de courroies et est trié par l'action d'un champ magnétique développé à l'intérieur du faisceau supérieur.

La deuxième classe est représentée par le séparateur Wenström, créé en Suède et employé fréquemment aux États-Unis pour le traitement des magnétites (*Trans. Am. Inst. Min. Eng.*, t. XVII, p. 599), et par le trieur Sautter et Harlé, dont une application importante a été faite au triage des blendes à Pierrefitte (Hautes-Pyrénées).

L'appareil Wenström est un cylindre formé de barres jointives de fer doux à l'intérieur duquel se trouve un puissant électro-aimant composé de disques de polarité alternée, affleurant de très près la surface interne du cylindre, à la hauteur de son axe. Le minerai est déversé un peu au delà de la génératrice supérieure et dans le sens de la rotation; celle-ci l'amène dans le champ magnétique et provoque l'adhérence des parties attirables qui dépassent par suite de beaucoup le plan vertical tangent au cylindre, tandis que les parties non attirables tombent au voisinage de ce plan vertical. En plaçant une cloison un peu au delà on obtient une séparation nette des deux catégories.

Dans l'appareil Sautter et Harlé, le tambour tournant D est en cuivre et contient à son intérieur, dans le quadrant FE compris entre l'horizontale et la verticale, suivant le sens de la rotation, un certain nombre d'électro-aimants fixes (fig. 47 et 48). Le minerai, accumulé dans une trémie A, en sort par une porte à coulisse P et est amené par une table oscillante C à la génératrice supérieure du secteur actif. Les parties ferreuses adhèrent au tambour et suivent son mouvement de rotation; elles ne s'en séparent qu'après avoir dépassé le plan vertical passant par l'axe. Les parties non magnétiques, au contraire, tombent immédiatement, et il est facile de les séparer des précédentes en plaçant une cloison verticale à l'aplomb de l'axe du cylindre.

L'adhérence des parties magnétiques est augmentée par l'application de cornières sur le tambour; la rotation de celui-ci est obtenue au moyen d'une courroie et de poulies permettant de faire varier la vitesse.

Le minerai traité à Pierrefitte avec cet appareil était un mélange de blende et de magnétite, dans des proportions relatives variant entre un tiers et deux tiers

©BIU Santé

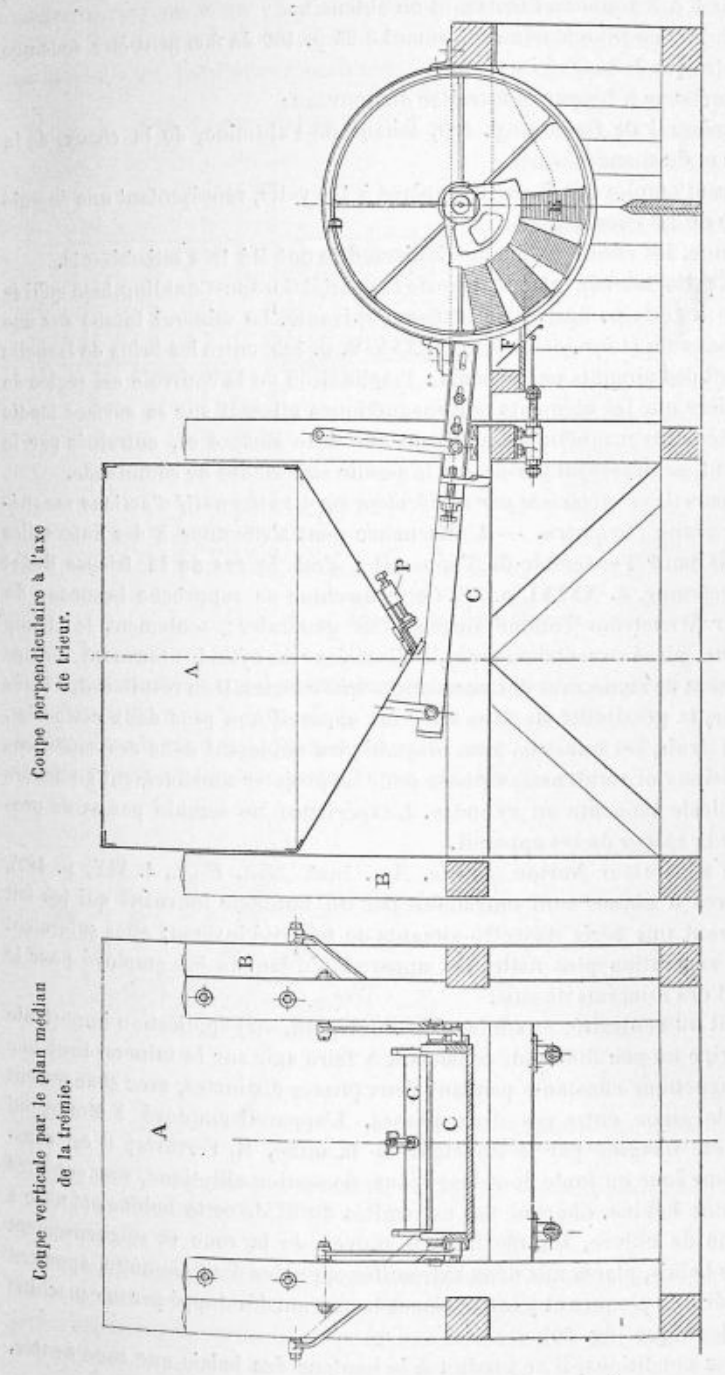


Fig. 47 et 48. — Trieur magnétique Sautter et Harlé.

©BIU Santé

du total. Avec une vitesse de rotation du tambour réglée à 64 tours par minute, on passait 4 à 5 tonnes à l'heure, et on obtenait :

1° De la blende marchande renfermant 3,25 p. 100 de fer, peut-être sous une forme autre que la magnétite;

2° Un mélange à broyer et à traiter de nouveau;

3° Un minerai de fer à 60 p. 100, tenant de l'alumine, de la chaux, de la magnésie et du manganèse.

Le courant employé était de 16 ampères à 110 volts, représentant une énergie électrique de 2,3 chevaux.

En somme, les résultats obtenus à Pierrefitte ont été très satisfaisants.

On peut rattacher à la même catégorie l'appareil Gordon-Conkling, bien qu'il se rapproche à certains égards de la classe suivante. Le minerai tombe sur une courroie sans fin (*Lum. électrique*, t. XXXIV, p. 429) entre les brins de laquelle se trouvent des aimants permanents : l'inclinaison de la courroie est réglée de telle manière que les éléments non-magnétiques glissent sur sa surface tandis que les éléments magnétiques adhèrent sur cette surface et, entraînés par le mouvement, se déversent par-dessus la poulie supérieure de commande.

IV. *Appareils caractérisés par le développement alternatif d'actions magnétiques de signe contraire.* — L'alternance peut s'effectuer à des intervalles très courts pour l'ensemble de l'appareil : c'est le cas de la trieuse Moffat (*Lum. électrique*, t. XXXVI, p. 33). Cette machine se rapproche beaucoup du séparateur Wenström comme dispositions générales; seulement le champ magnétique, placé excentriquement, à l'intérieur du cylindre tournant, change constamment de signe, avec des alternances très courtes. Il en résulterait, d'après l'inventeur, la possibilité de faire avec cet appareil non plus deux catégories, mais bien trois, les minerais non magnétiques subissant dans ces conditions une répulsion qui serait assez intense pour les projeter sensiblement en dehors de la verticale tangente au cylindre. L'expérience ne semble pas avoir prononcé sur la valeur de cet appareil.

Dans le séparateur Norton (*Trans. Am. Inst. Min. Eng.*, t. XIX, p. 187), les matières à classer sont entraînées par un tambour tournant qui les fait passer devant une série d'électro-aimants de polarité inverse; elles subiraient ainsi une séparation plus nette. Cet appareil n'a jamais été employé pour le traitement des minerais de zinc.

On a fait au contraire, aux mines de Monteponi, une application importante d'un principe un peu différent, consistant à faire agir sur le minerai brut une action magnétique constante pendant deux phases distinctes, avec changement brusque de signe entre ces deux phases. L'appareil employé à Monteponi (fig. 49) a été imaginé par le directeur de la mine, M. Ferraris; il est constitué par une roue en fonte dont les rayons, de section elliptique, sont entourés chacun d'une bobine. Chacune des extrémités du fil de cette bobine est fixée à une plaque de cuivre, insérée dans le moyeu de la roue et soigneusement isolée; des balais, placés aux deux extrémités opposées d'un diamètre, appuient sur cette série de plaques et y introduisent le courant développé par une machine dynamo-électrique (fig. 50).

Dans ces conditions, il se produit à la hauteur des balais une zone neutre,

©BIU Santé

séparant deux champs magnétiques intenses et de signe contraire. La zone neutre correspond à un plan assez fortement incliné sur l'horizon; l'introduction des matières est effectuée vers la génératrice supérieure du cylindre, au moyen d'un distributeur oscillant, de largeur égale à celle de la jante de la roue. Le minerai passe d'abord sur la première zone neutre, située à une petite distance de son point d'introduction (fig. 51) : pour éviter à

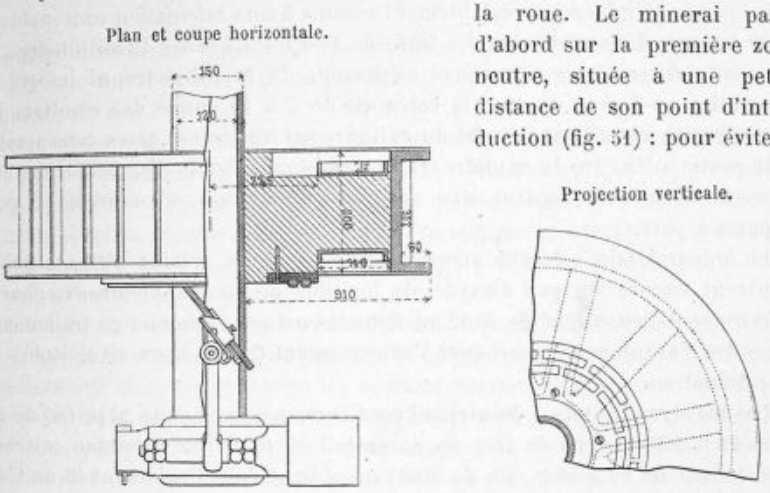


Fig. 49. — Trieur magnétique Ferraris.

ce moment un glissement d'ensemble qui pourrait troubler le classement, on a eu soin de pratiquer sur la jante de la roue une série de cannelures peu profondes. Au delà, dans la zone *anb*, l'action magnétique retient les matières ferrugineuses énergiquement appliquées sur la jante, tandis que les autres éléments tombent à

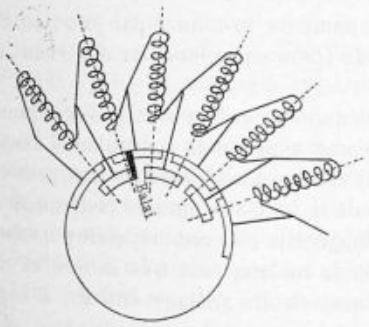


Fig. 50. — Diagramme des circuits du trieur magnétique Ferraris.

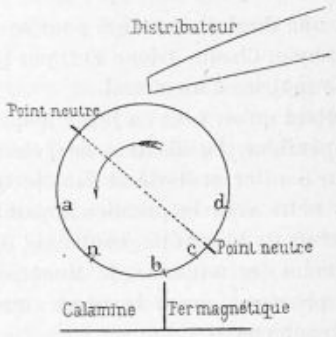


Fig. 51. — Diagramme du fonctionnement du trieur Ferraris.

l'aplomb de la génératrice extérieure du cylindre : un récipient placé au-dessous reçoit la calamine concentrée. Les éléments ferrugineux, appliqués contre la jante, dépassent la verticale jusqu'en *c* et arrivent à la deuxième zone neutre, où se produit un brusque changement de signe de l'action magnétique. L'effet

©BIU Santé

de ce changement est de développer pour eux une répulsion qui les détache immédiatement.

La séparation obtenue au moyen de l'appareil Ferraris est très nette lorsqu'on traite des matières fines, mais grenues : on commence d'ordinaire par faire passer le minerai, préalablement soumis à une calcination convenable au four Oxland, dans un trommel à trous de 1 — 2 — 3,5 — 5 — 10 millimètres. On ne peut traiter ni les poussières au-dessous de 1 millimètre, ni les grosses grenailles au-dessus de 10 : la catégorie de 5 à 10 donne des résultats peu satisfaisants, car elle se détache du cylindre sur un arc mc assez considérable, à la partie inférieure du cylindre. Il faut alors modifier la disposition des cloisons de manière à séparer une catégorie de mixtes qu'on broie et qu'on repasse à part.

Le minerai trié est lavé sommairement sur des cribles filtrants qui en séparent encore un peu d'oxyde de fer plus ou moins plombeux, pouvant servir avantageusement de fondant dans les usines à plomb ; ce traitement a en outre l'avantage de provoquer l'entraînement de la chaux vive, isolée par la calcination.

Les matières traitées à Monteponi contiennent en moyenne 26 p. 100 de zinc avec 40 p. 100 d'oxyde de fer ; on en extrait 40 p. 100 de calamine enrichie à une teneur de 45 à 50 p. 100 de zinc ; on obtient donc finalement 19 unités de ce métal sur 26, soit une proportion de 73 p. 100.

Les frais de traitement ne sont pas très élevés. Le personnel comprend par poste :

Un ouvrier alimentant le service du trommel, à.	2f,50
Un ouvrier conduisant quatre trieurs magnétiques, à.	3f,00
Un ouvrier portant aux cribles la calamine enrichie, à	3f,50
Un contremaître (surveillant en même temps deux fours Oxland), à .	3f,50

Soit une dizaine de francs pour le traitement de 40 tonnes par jour, ou 0f,75 par tonne. Chaque trieur Ferraris passe 10 tonnes par jour, en absorbant une force motrice d'un cheval.

Autant qu'on peut en juger d'après des données qui ne sont pas absolument comparables, l'utilisation de l'électricité est à peu près équivalente dans le trieur Sautter et Harlé et dans le trieur Ferraris. La séparation était peut-être plus nette avec le premier appareil, mais il faut dire que le traitement des minerais de Pierrefitte, contenant de la magnétite en cristaux, était plus facile que celui des minerais de Monteponi, où le mélange est très intime et où il faut procéder, avant le triage magnétique, à un grillage difficile à régler convenablement.

Les données ci-dessus ne permettent donc pas de conclure à la supériorité de l'un ou de l'autre appareil, mais elles montrent que le triage magnétique peut rendre des services dans le traitement de certains minerais de zinc ferrugineux qu'il serait difficile d'amener autrement à une teneur suffisamment élevée.

©BIU Santé

RÉDUCTION DES MINERAIS DE ZINC

Une fois les minerais ramenés à ne contenir le zinc qu'à l'état d'oxyde, ils sont prêts à subir la distillation réductive, opération fondamentale de la métallurgie du zinc.

Au commencement du siècle, cette distillation s'opérait suivant quatre formules bien distinctes, connues sous les noms de méthode carinthienne, méthode anglaise, méthode silésienne, méthode belge ou liégeoise. Les deux dernières seules ont survécu, en subissant des transformations considérables; par leur rapprochement, il s'est créé des formules mixtes, difficiles à rattacher soit à l'un, soit à l'autre des types primitifs.

La méthode carinthienne était une méthode de distillation *per descensum;* elle avait pour caractère essentiel l'emploi de tubes verticaux, de petit diamètre, placés dans une chambre voûtée où les ouvriers devaient entrer pour opérer le chargement et le déchargement. Elle comportait nécessairement une marche intermittente, et par suite une énorme consommation de combustible. C'était la plus imparfaite des méthodes de production du zinc, aussi a-t-elle eu l'existence la plus courte. Créée vers 1799, elle a disparu vers 1840; les combinaisons diverses qu'on a prétendu récemment lui rattacher, ne présentent avec elle d'autres analogies que l'emploi de cylindres verticaux comme récipients de réduction; elles en diffèrent à tous autres égards.

La méthode anglaise est la plus ancienne en date; elle a été créée à Bristol au milieu du XVII[e] siècle et a cessé d'être appliquée entre les années 1860 et 1870. Ses origines sont complexes; le mode de distillation *per descensum* semble avoir été emprunté aux Chinois, mais l'appareil qui a servi à le réaliser dérive évidemment des fours de verrerie usités autrefois en Angleterre. Le récipient servant à opérer la réduction n'était autre chose qu'un pot de verrerie à peine modifié et dont les proportions, peu appropriées aux conditions de la réduction des minerais de zinc, ont toujours été le côté le plus défectueux de la méthode anglaise. Cette méthode n'est plus usitée aujourd'hui et, de même que la précédente, ne présente qu'un intérêt historique.

Il en est tout autrement de la méthode silésienne et de la méthode belge; ces deux méthodes sont toujours appliquées sinon identiquement dans leur forme primitive, du moins avec des modifications relativement peu importantes. Bien étudiées dès l'origine, en vue de satisfaire à des conditions de travail spéciales, elles ont donné lieu à une foule de variantes, en usage aujourd'hui, et dont les détails ne peuvent bien se comprendre que si on a préalablement étudié les méthodes types. Nous décrirons donc celles-ci beaucoup plus complètement que les méthodes carinthienne et anglaise; nous arriverons ensuite à l'étude des procédés mixtes et des appareils perfectionnés que l'on emploie aujourd'hui.

©BIU Santé

MÉTHODE CARINTHIENNE.

La plus ancienne description de cette méthode remonte à 1805 (*Gilbert's Annalen der Physik*, t. XX, p. 252); elle est très sommaire et constitue un simple accessoire du récit de l'ascension du Dr Schultes au Gross Glockner. Celle qu'a insérée Hollunder dans son voyage métallurgique (*Tagebuch einer metallurgisch-technologischen Reise...* Nürnberg, 1824), bien que publiée une vingtaine d'années plus tard, remonte en réalité à une époque un peu antérieure, car elle a été faite sur des notes prises en 1803 par un inspecteur de l'usine de Sayn, nommé Schäfer. Les données fournies par Karsten (*System der Metallurgie*, t. IV, p. 479) semblent, au contraire, correspondre à une période plus récente et un développement plus complet de la méthode; elles serviront de base principale à la description que nous allons en donner.

Principe de la méthode. — Le principe de la méthode carinthienne consistait à charger le minerai, mélangé de charbon, dans des tubes verticaux, en forme de tronc de cône très allongé, placés dans le laboratoire d'une sorte de réverbère (fig. 52). Une fois le chargement effectué, on fermait l'orifice supé-

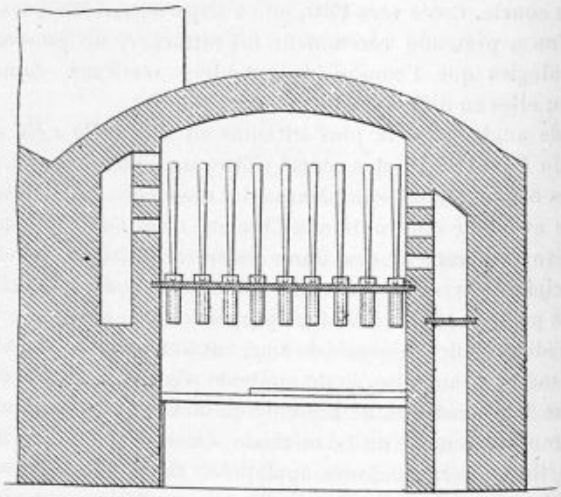


Fig. 52. — Four carinthien de Dôllach, d'après Hollunder. — Coupe longitudinale.

rieur des tubes au moyen d'un couvercle luté avec soin, et on allumait le feu dans la chauffe, alimentée avec du bois. La température de tout l'appareil s'élevait progressivement et le zinc distillait par des orifices placés à la partie inférieure de chaque tube: il se condensait en gouttelettes irrégulières sur des plaques en tôle placées à une distance de 0m,30 à 0m,35 au-dessous de l'extrémité inférieure des tubes dans le sous-sol. Ce zinc devait être refondu avant d'être livré au commerce.

©BIU Santé

Une fois la distillation terminée, on laissait refroidir l'appareil, on pénétrait dans la chambre de chauffe et on enlevait tous les tubes pour en extraire les résidus; on les remettait en place, après vérification de leur état, puis on recommençait l'opération.

Tubes de distillation. — Les dimensions intérieures des tubes de distillation étaient faibles, comme on peut le voir par les chiffres suivants :

	D'APRÈS HOLLUNDER	D'APRÈS KARSTEN
	—	—
Longueur	$1^m,005$	$1^m,025$
Diamètre supérieur	$0^m,118$	$0^m,131$
— inférieur	$0^m,085$	
Poids	$5^k,4$	

L'épaisseur variait de $0^m,007$ à $0^m,01$.

Pour fabriquer ces tubes, on commençait par préparer une plaque de pâte réfractaire de l'épaisseur indiquée ci-dessus ; on la battait sur ses deux faces, on l'égalisait avec soin, on la coupait à la dimension voulue, puis on l'enroulait sur un mandrin en forme de tronc de cône et on soudait le mieux possible suivant une génératrice, en ajoutant au besoin un peu de pâte fraîche sur la soudure. La conicité du mandrin permettait de démouler après dessiccation, étant donné qu'on avait eu soin de saupoudrer préalablement de sable fin la face interne du tube.

Primitivement on soudait sur la petite base du tronc de cône un fond découpé dans une plaque d'argile réfractaire et percé d'un trou en son milieu : le tube ainsi disposé était engagé dans une des nombreuses allonges coniques, en terre réfractaire, qui étaient implantées dans la sole du four (fig. 52). Plus tard, on prit le parti de laisser le tube ouvert à ses deux extrémités et de luter directement la petite base sur des dépressions circulaires, ménagées dans la sole (fig. 53 et 55).

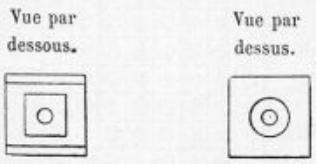


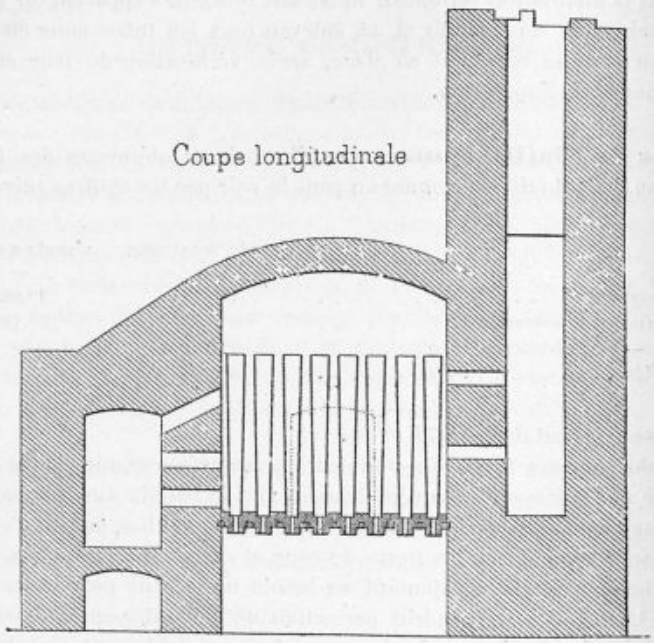
Fig. 53. — Plaques de sole d'un four carinthien, d'après Karsten. — Plan à l'échelle de 0,05.

Les tubes du four carinthien étaient d'ordinaire cuits dans le four lui-même ; à cet effet, on les plaçait vides dans la région du four la plus éloignée de la chauffe.

Construction du four carinthien. — Les fours de ce système étaient chauffés au bois; leur chauffe était longue et étroite. Leur grille étai formée tantôt de barreaux métalliques (fig. 52), tantôt d'arceaux en maçonnerie réfractaire (fig. 54).

Les flammes sortaient de la chauffe par une série d'ouvreaux pratiqués dans

©BIU Santé



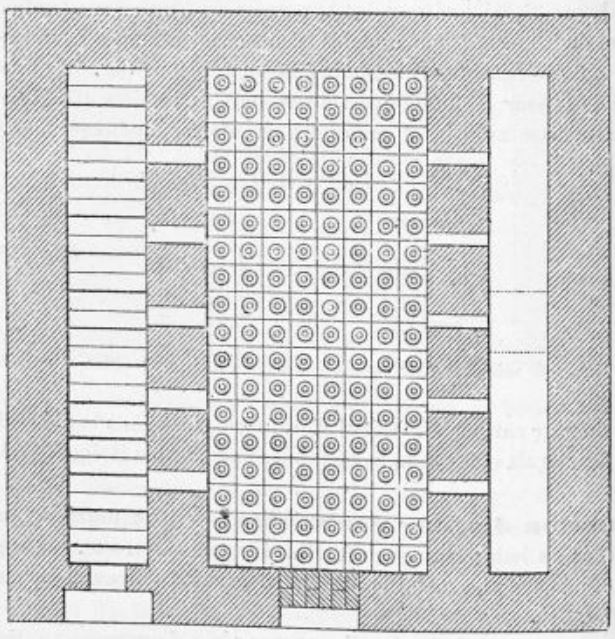


Fig. 54. — Four carinthien, d'après Karsten. — Échelle de 0,0172.

©BIU Santé

un des murs latéraux, traversaient la chambre qui contenait les tubes de réduction, en sortaient par une deuxième série d'ouvreaux pratiqués dans la paroi opposée, et enfin aboutissaient à la cheminée en passant par un grand carneau collecteur parallèle à la chauffe.

Les dimensions caractéristiques de l'appareil étaient les suivantes :

		D'APRÈS HOLLUNDER	D'APRÈS KARSTEN
Chauffe	Longueur	2m,50	3m,75
	Largeur	0m,32	0m,60
	Profondeur (jusqu'aux premiers ouvreaux)	0m,45	0m,32
Laboratoire	Longueur	2m,50	3m,75
	Largeur	1m,56	1m,70
	Hauteur sous clef	1m,46	1m,80
Carneau	Largeur	0m,27	0m,45
	Hauteur	1m,45	2m,10
Nombre de tubes		15 × 9 = 135	18 × 8 = 144

Dans le type le plus récent du four carinthien, la sole du laboratoire était constituée par un assemblage de briques spéciales de forme carrée ; ces briques présentaient sur leur face supérieure une cavité cylindrique, dans

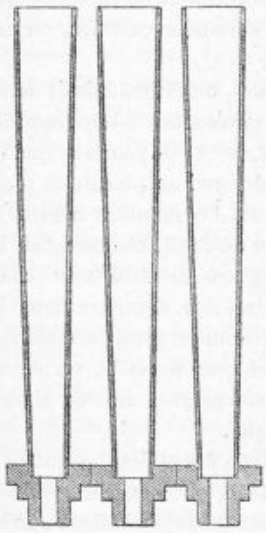


Fig. 55. — Coupe verticale des tubes du four carinthien, d'après Karsten. — Échelle : 0,05.

laquelle s'engageait l'extrémité du tube de distillation ; elles étaient percées au centre d'un trou vertical, d'environ 0m,05 de diamètre, par lequel sortaient les vapeurs de zinc (fig. 55). Eles étaient supportées par des barres de fer, de section rectangulaire, encastrées à leurs extrémités dans les murs latéraux du laboratoire.

Les ouvreaux de tirage étaient des fentes allongées dans le sens vertical, ayant 0m,21 sur 0m,05.

©BIU Santé

A une des extrémités du laboratoire se trouvait la porte de chargement, ayant 0m,60 de large sur 0m,70 de haut (Karsten); cette porte était murée une fois le chargement opéré.

L'espace libre au-dessous de la sole avait environ 0m,85 de haut; on y plaçait, sur des barres de fer horizontales, les tôles destinées à recevoir le zinc condensé.

Conduite de l'opération. — Lorsqu'on employait comme matière première la blende grillée, on y ajoutait 0,041 de chaux éteinte, 0,014 de sel marin et environ 0,002 de carbonate de potasse impur. A cet effet, on commençait par mélanger le minerai, bien pulvérisé, avec du poussier de charbon et on arrosait le tout d'une lessive de cendres de bois où l'on avait fait dissoudre du sel en proportion convenable; on ajoutait ensuite la chaux éteinte, on séchait la masse, on la pulvérisait et on la tamisait à nouveau; puis on y mélangeait une certaine quantité de charbon en fragments gros comme des noisettes, destinés à rendre la masse plus perméable aux gaz.

On admettait que les additions alcalines avaient pour effet de vernisser intérieurement les tubes et de les rendre moins perméables aux vapeurs de zinc. Il est assez curieux de constater l'application, dès les premières années de ce siècle, d'une formule remise récemment en usage dans certaines usines à zinc.

Lorsqu'on traitait de la calamine calcinée, on n'y ajoutait ni poussier de charbon, ni chaux éteinte.

Le mélange une fois préparé, on l'introduisait dans les tubes au moyen d'une cuiller spéciale; la charge représentait 3 kilogrammes de minerai en moyenne. On laissait en haut un vide de 0m,10 de hauteur que l'on remplissait de charbon de bois en morceaux; au-dessus, on plaçait de plus gros fragments, que l'on empâtait avec un lut argileux, de manière à bien fermer l'orifice supérieur. Lorsque le tube était muni d'un fond, on exécutait le travail de chargement à l'avance et on mettait en place le tube tout chargé, on le fixait avec du lut sur une des allonges placées à demeure dans la sole et on entourait la base de sable siliceux pour donner plus de stabilité à l'ensemble (Hollunder).

Avec la disposition figurée par Karsten, on devait être obligé d'opérer le chargement du tube une fois celui-ci mis en place, ce qui rendait le travail plus pénible et plus compliqué.

On ne chargeait qu'une partie des tubes, les autres subissant simplement une cuisson préliminaire. A Döllach, on chargeait seulement 84 tubes sur 135; les trois rangées extrêmes du côté du foyer étaient entièrement chargées, les trois opposées, du côté du rampant, entièrement vides; les trois rangées intermédiaires contenaient successivement 1, 2 et 3 tubes non chargés. D'après Karsten, la proportion des tubes vides aurait été réduite plus tard à un tiers.

Le chargement terminé, on muraillait la porte qui avait servi à l'effectuer et on allumait le feu sur la grille. La température s'élevait progressivement; au bout d'une dizaine d'heures, on voyait le zinc se condenser en gouttelettes dans le sous-sol du four, au-dessous des tubes. Parfois, il se produisait dans ce sous-sol des explosions dues à l'inflammation de mélanges d'oxyde de carbone et d'air. Quand les vapeurs de zinc avaient cessé de se

©BIU Santé

dégager, c'est-à-dire au bout de trente à quarante heures, on laissait éteindre le feu et on fermait toutes les ouvertures; la période de refroidissement durait un à deux jours. Cette période terminée, on pénétrait dans le four, on enlevait les tubes et on les vidait après avoir recueilli avec soin l'oxyde de zinc qui s'était déposé à leur extrémité inférieure. On rechargeait ensuite ceux qui n'étaient pas fondus ou percés.

On faisait en moyenne deux opérations par semaine.

La consommation de combustible était de 100 à 120 mètres cubes de bois par tonne de zinc, soit 35 à 42 mètres cubes par tonne de minerai, celui-ci rendant 33 à 36 p. 100 de métal. Si l'on admet que le mètre cube de bois pèse 350 kilogrammes en moyenne, cela ferait de 12 à 15 tonnes de combustible par tonne de minerai. C'est un chiffre fort élevé qu'expliquent les conditions défavorables propres au travail intermittent.

Un groupe de quatre fours, contenant chacun 135 creusets dont 84 chargés, était desservi simultanément par deux ouvriers, surveillant l'un une façade du groupe et l'autre la façade opposée. Une fois l'opération en marche régulière, ces ouvriers étaient relevés par une équipe d'un ou deux aides. On peut admettre qu'en moyenne la dépense de travail était de 12 journées par semaine pour le traitement de 2.300 kilogrammes de minerai, c'est-à-dire de 5,2 journées par tonne traitée.

Quant à la consommation de matériaux réfractaires, il est difficile de l'évaluer, vu l'absence de chiffres précis à cet égard dans les descriptions mentionnées plus haut. On peut l'estimer au minimum à 250 kilogrammes de pâte réfractaire pour les tubes, plus les pièces de sole, les briques de voûte, de foyer, etc., ce qui porterait à 400 kilogrammes au moins le chiffre total par tonne de minerai.

Rien ne permet de se faire une idée de la perte en métal; elle devait être élevée. Le zinc obtenu en gouttelettes subissait une refonte, qui entraînait un certain déchet et diverses consommations supplémentaires, inhérentes à cette opération.

La méthode carinthienne était bien imparfaite à tous égards; on s'explique facilement qu'elle ait cessé depuis longtemps d'être en usage. Elle avait été créée, vers 1799, par le Bergrath Dillinger, dans deux usines assez voisines l'une de l'autre et portant toutes les deux le nom de Döllach : l'une était située dans le Möllthal, au pied du Gross Glockner, l'autre sur la Drave. Elles étaient toutes les deux dans d'assez mauvaises conditions économiques, alimentées par la calamine du Bleiberg (près Villach) et, pour une faible proportion, par la blende du Schneeberg (près Sterzing). Elles supportaient des frais de transport très élevés, sans que le prix du combustible fût assez bas pour compenser cet inconvénient.

En dehors de la Carinthie, il semble qu'une seule usine, celle de Dognaska, dans le Banat, ait appliqué le procédé décrit plus haut. Les fours y étaient, d'après Karsten, assez grands pour recevoir 216 tubes de réduction; c'est d'ailleurs le seul détail qui nous ait été conservé sur le fonctionnement de cette usine, fermée depuis longtemps, de même que celles de Carinthie.

©BIU Santé

MÉTHODE ANGLAISE

Tout démontre que le four adopté autrefois en Angleterre pour la distillation du zinc dérivait du type de four de verrerie usité depuis longtemps dans ce pays. On rencontre, dans les deux appareils, la même forme circulaire en plan, avec un foyer central autour duquel sont disposés six ou huit grands creusets recevant la matière à chauffer, ainsi que le même profil transversal, caractérisé par une grande hotte conique, en briques, recouvrant tout l'appareil et faisant office de cheminée. Pour approprier les pots de verrerie à la réduction des minerais de zinc, on leur avait soudé un couvercle, pereé, dans sa région centrale, d'une ouverture circulaire qui devait être lutée une fois le chargement effectué, et on avait ménagé à leur partie inférieure un orifice étroit, auquel s'adaptait un tube en fonte et tôle servant à condenser les vapeurs de zinc.

Proportions des creusets anglais. — Les dimensions de ces grands creusets semblent avoir peu varié depuis l'origine de la méthode anglaise jusqu'à sa disparition. C'est du moins ce qui résulte du rapprochement de la description de Mosselmann (*A. d. M.*, 1re série, t. X, p. 485) et de celle de Percy (*Metallurgy*, t. I, p. 550).

D'après le premier auteur, on donnait aux creusets anglais, vers 1820, une hauteur intérieure de 1m,40, avec un diamètre de 0m,95 à la partie supérieure; d'après Percy, les dimensions correspondantes, en 1859, étaient de 0m,95 et de 0m,79. Les récipients étaient donc plus petits qu'en 1820, mais leur forme générale n'avait pas sensiblement changé.

D'après Karsten (*System der Metallurgie*, t. IV, p. 469), le profil méridien du creuset aurait été beaucoup plus élancé que ne l'indiquent Mosselmann et Percy : ce profil, tel qu'il le figure, présente une hauteur de 1m,35 avec des diamètres de 0m,66 en haut, de 0m,35 en bas du creuset. Il y aurait là une variante d'un certain intérêt si l'authenticité de la description était certaine, car cette variante représenterait une tentative faite pour substituer au modèle traditionnel un autre moins volumineux et mieux disposé en vue de faciliter la pénétration rapide de la chaleur jusqu'au centre de la charge. Mais Karsten renvoie purement et simplement à la description de Mosselmann, sans mentionner l'origine des modifications qu'il y a apportées ; on peut donc se demander si ces modifications ont été réellement appliquées dans la pratique, bien que la précision même des figures données par Karsten soit de nature à faire croire que ces figures auraient été la reproduction de dessins originaux.

Les divergences entre les divers auteurs cités ci-dessus étant peu importantes, sauf en ce qui concerne les dimensions des creusets, nous prendrons désormais pour base la description de Percy, la plus récente de toutes, en la complétant à l'occasion au moyen des indications de Mosselmann et de Karsten.

Creusets. — Les creusets décrits par Percy (fig. 56) ont un profil intérieur composé de deux troncs de cône accolés par leur grande base. Celle-ci a 0m,79 de

©BIU Santé

diamètre ; les petites bases ont respectivement $0^m,58$ et $0^m,24$. Les hauteurs correspondantes sont de $0^m,89$ et $0^m,07$; la capacité intérieure totale est de $0^{m3},346$. Le nombre des creusets étant de 6, l'espace total destiné à recevoir la charge représente $2^{m3},076$.

L'épaisseur de la paroi est de $0^m,045$ en haut et de $0^m,055$ en bas ; celle du fond est de $0^m,06$.

Le couvercle, soudé avec le creuset, présente en son milieu une ouverture circulaire de $0^m,24$ de diamètre, fermée pendant la distillation au moyen d'une

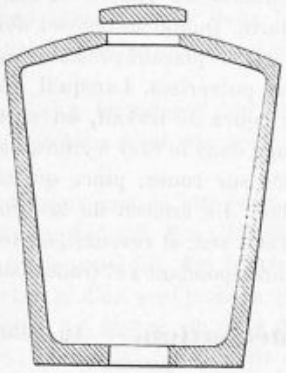


Fig. 56. — Coupe d'un creuset anglais. — Échelle : 0,0416.

plaque lutée. A la partie inférieure du creuset se trouve une autre ouverture circulaire de $0^m,18$ de diamètre, sur laquelle s'adapte le condenseur.

Les creusets étaient fabriqués par les ouvriers chargés de la conduite du four. La pâte comprenait les éléments suivants (en poids) :

Argile de Stourbridge (de 1re qualité)	7
— (de 2e qualité)	5
Débris de vieux creusets bien nettoyés	6
Débris de pots de verrerie bien nettoyés	3
	21

Pour confectionner les creusets, on emploie un moule extérieur, de forme tronconique, formé de douves assemblées au moyen de fers plats fixés sur leur tranche. Le moule se décompose en trois segments égaux réunis au moyen de deux cercles horizontaux ; le cercle inférieur peut s'ouvrir en un point, et le joint est serré avec une clavette (Percy, *Met.*, fig. 126). On monte peu à peu les parois du creuset à l'intérieur du moule, en les damant soigneusement.

Pour exécuter le couvercle, on se sert d'une sorte d'échafaudage intérieur, supporté par un montant vertical placé dans l'axe du moule : sur ce montant est fixé un plateau mobile que l'on peut arrêter en un point convenable au moyen de crampons entrant dans des trous du montant (Percy, *Met.*, fig. 127). On pose sur ce disque d'une part, sur le bord du creuset d'autre part, une série de planchettes trapézoïdales, allongées, et étroites, dont l'ensemble figure approximativement le cône très aplati correspondant à la face interne du

©BIU Santé

couvercle. On moule celui-ci, avec les mêmes précautions que le creuset, sur le cintre ainsi formé ; puis, quand il est suffisamment sec pour se soutenir on régularise les bords de l'ouverture supérieure et on desserre les supports du disque central, de manière à faire descendre celui-ci à l'intérieur du creuset. Ce desserrage disloque le cintre provisoire formé par les planchettes; on enlève, par l'orifice supérieur, ces planchettes d'abord, le disque central ensuite. On exécute alors par forage l'orifice au milieu du fond inférieur et on laisse sécher un certain temps à l'étuve; enfin on enduit la surface de vase provenant d'un estuaire de rivière et contenant probablement une certaine quantité de sel marin. Quand le creuset doit être placé dans un four froid, on l'y introduit tel quel, en plaçant préalablement sur la sole une couche de débris de vieux creusets pulvérisés. Lorsqu'il s'agit, au contraire, d'effectuer un remplacement en cours de travail, on cuit le creuset dans un four spécial et on l'introduit rouge dans le four à zinc en se servant à cet effet d'une grande pince en fer montée sur roues, pince qui saisit le creuset vers son milieu (Percy, *Met.*, fig. 128). Un creuset de la dimension indiquée ci-dessus pesait 350 kilogrammes à l'état sec; il revenait, en 1859, à 25 shillings (31f,50), prix relativement élevé et correspondant à 87 francs par tonne de pâte réfractaire.

Appareils de condensation. — Au cours de la distillation, les

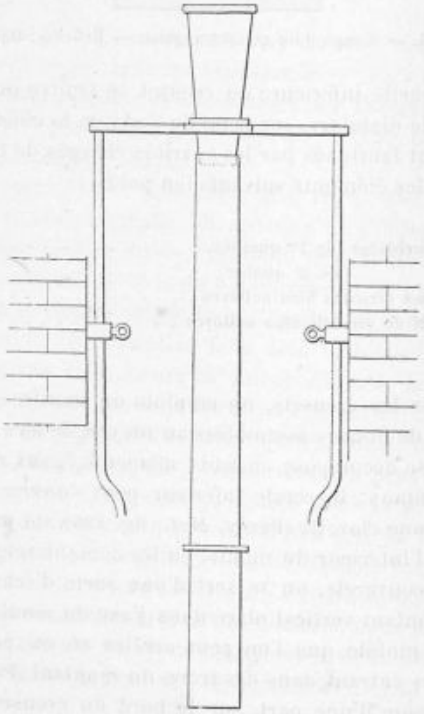


Fig. 57. — Appareil de condensation des creusets anglais. — Échelle : 0,0416.

vapeurs de zinc sortent du creuset par l'orifice inférieur et vont se condenser

©BIU Santé

dans un tuyau vertical en tôle, placé au-dessous de cet orifice. Dans les appareils primitifs, figurés par Mosselmann, ce condenseur était cylindrique sur toute sa hauteur; son diamètre était de 0m,15, comme celui de l'orifice du creuset. Plus tard, on a trouvé plus commode de le décomposer en deux parties : l'une conique, de 0m,50 de haut, avec des diamètres intérieurs de 0m,22 en haut, et de 0m,12 en bas; l'autre presque cylindrique, de 1m,80 de haut, s'évasant très faiblement vers le bas; son diamètre supérieur était de 0m,14 et son diamètre inférieur de 0m,16. L'allonge conique est simplement appliquée sur la face inférieure du creuset; elle est supportée par un étrier transversal, en fer, soutenu lui-même par deux barres verticales placées le long des murs et maintenues à une hauteur variable par des vis de pression (fig. 57).

Le tube inférieur est engagé à frottement dur sur l'extrémité inférieure de l'allonge : ce mode de suspension n'est pas très solide, et on doit souvent remettre le tube en place.

Les deux parties du condenseur sont en tôle de 0m,0015 d'épaisseur, grossièrement rivée suivant le joint longitudinal. Pour faciliter leur maniement et leur fixation, on leur pose à frottement dur des anneaux en fer, au nombre de deux pour la pièce supérieure et d'un seul pour la pièce inférieure.

Au-dessous du condenseur se trouve un vase tronconique, également en tôle, où le zinc se dépose. A l'origine, on mettait de l'eau dans ce récipient, mais on finit par renoncer à cette pratique, qui n'avait que des inconvénients.

Four de réduction. — Le four anglais avait en plan la forme d'un octogone régulier; son élément principal était une capacité voûtée, sur la sole de laquelle étaient posés les creusets; la chauffe occupait une position diamétrale et traversait le four d'un côté à l'autre.

Elle avait en plan 3m,10 sur 0m,60; sa profondeur au-dessous de la sole était de 0m,75. De chaque côté se trouvaient trois creusets, placés au-dessus d'ouvertures carrées de 0m,33 de côté.

Le four était supporté par une substruction carrée de 4m,90 de côté, composé de deux murs prolongeant inférieurement les parois de la chauffe, et de quatre piliers d'angle (fig. 58). Dans l'intervalle, la sole reposait sur des barres de fer appuyées à leurs extrémités sur les piliers.

Le laboratoire du four avait environ 3m,50 de diamètre; ses parois latérales, de 1m,40 de haut, étaient fermées par huit piliers séparés par des arceaux ; ceux de ces arceaux qui correspondaient aux creusets avaient 1m,05 d'ouverture. Il était couvert par une voûte surbaissée, dans laquelle étaient pratiqués, au droit de chaque arceau, des ouvreaux assez larges (voir fig. 59), subdivisés en deux compartiments, dont l'un ne restait ouvert qu'au moment du chargement; l'autre servait à la sortie des flammes qui s'échappaient sous une grande hotte conique, d'environ 7m,50 de hauteur, se rétrécissant à sa partie supérieure de manière à y présenter un diamètre de 1m,05 seulement.

Lorsque le four est en marche, les arceaux latéraux sont fermés par de petits murs en briques : on y réserve un certain nombre d'ouvreaux, bouchés au moyen de morceaux de briques faciles à arracher et permettant, à l'occasion,

©BIU Santé

d'appliquer du lut sur les fissures qui peuvent se manifester sur la paroi extérieure des creusets.

Les murs analogues, situés non plus en face des creusets, mais au-dessus des extrémités de la chauffe, étaient percés de trois ouvreaux analogues et d'un

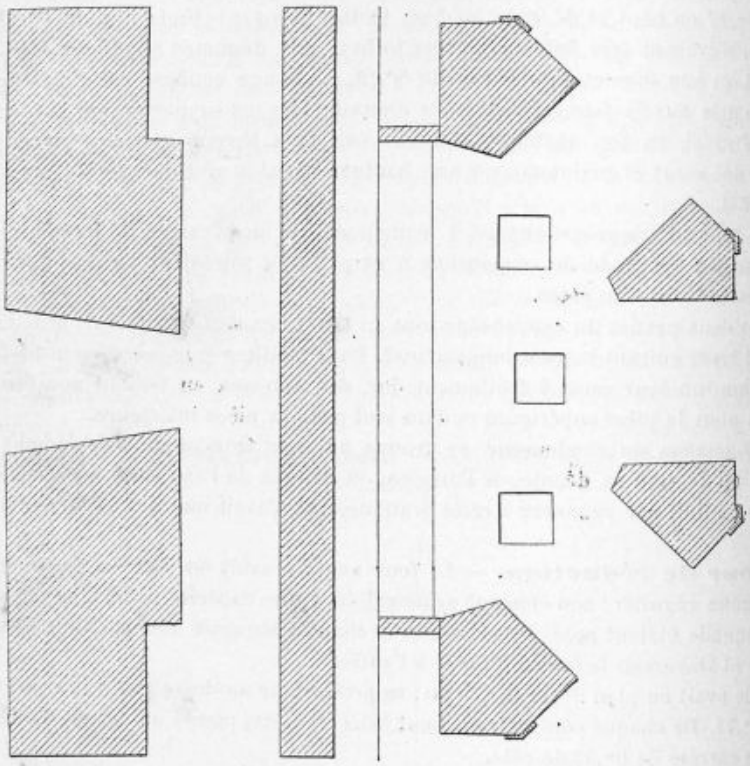


Fig. 58. — Coupe horizontale des substructions d'un four anglais. — Échelle : 0,0208.

tisard d'environ 0m,30 de côté, dépourvu de porte, qu'on tenait bouché en y laissant du charbon accumulé.

Les angles des piliers étaient armés de cornières, à angle très obtus, réunies par des tirants qui passaient au-dessus de la voûte du four.

Conduite du travail. — Avant de charger les creusets, on met en place les éléments supérieurs des condenseurs que l'on a préalablement plongés dans une bouillie d'argile réfractaire; on les serre bien contre le fond des creusets. On bouche l'orifice inférieur de ceux-ci au moyen de quatre ou cinq morceaux de bois ; on charge ensuite une mesure de gros coke et une mesure de menu coke, puis quatre mesures de blende grillée et quatre mesures de coke, en alternant, mais sans mélange préalable des matières. Dans ces conditions, la densité de chargement peut être estimée à 0,65. On met en place le couvercle du creuset et on le lute.

©BIU Santé

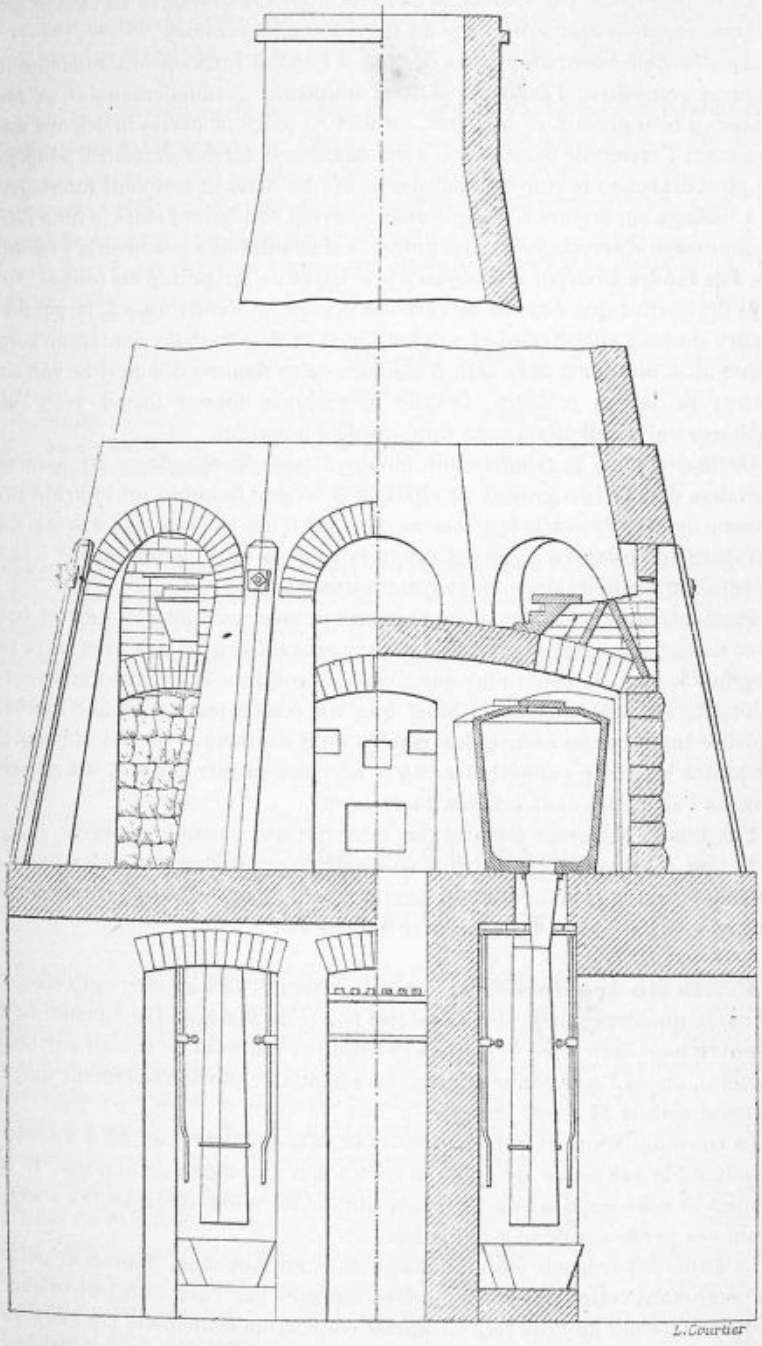


Fig. 59. — Coupe verticale d'un four anglais. — Échelle : 0,0208.

©BIU Santé

La charge totale par four est d'environ 1.000 kilogrammes de blende grillée; le rendement en zinc brut varie de 300 à 400 kilogrammes.

Au début de l'opération, il se dégage à l'orifice inférieur du condenseur une flamme rougeâtre; l'éclat de celle-ci augmente graduellement et sa couleur passe au bleu clair. A ce moment, on met en place la partie inférieure du condenseur; l'extrémité supérieure a été enduite de terre réfractaire pour rendre le joint étanche; le zinc se condense et tombe dans le récipient inférieur.

L'allonge supérieure s'obstrue assez souvent; on enlève alors le tube inférieur et on essaye d'arracher avec des pinces le zinc solidifié; quand on n'y réussit pas, on fait fondre le dépôt au moyen d'une barre de fer portée au rouge.

Il faut éviter que l'oxyde de carbone dégagé ne s'enflamme à la partie inférieure du long tube; celui-ci s'échaufferait et cesserait de condenser convenablement. L'ouvrier a donc soin d'éteindre cette flamme dès qu'il la voit se produire; de temps à autre, l'oxyde de carbone dégagé forme avec l'air un mélange qui s'enflamme avec une sourde détonation.

Ordinairement, le combustible employé pour le chauffage du four est un mélange de charbon gras et de charbon à longue flamme; on le brûle sur une couche épaisse de mâchefer, comme dans les fours à cuivre de Swansea. La température doit aller en s'élevant progressivement du commencement à la fin de l'opération; celle-ci dure en moyenne soixante-sept heures.

Pendant toute sa durée, il faut surveiller avec soin les creusets et boucher avec de l'argile réfractaire les fissures qui peuvent se produire dans leurs parois. Lorsque le zinc ne coule plus que goutte à goutte à l'extrémité inférieure des allonges, on enlève celles-ci ainsi que les condenseurs; on fait tomber par l'orifice inférieur du creuset les résidus qu'il contient et on nettoie ses parois de toutes les scories adhérentes. On y parvient en introduisant un ringard par l'un ou l'autre des deux orifices du creuset.

Une fois le nettoyage terminé, on introduit une nouvelle charge.

Le zinc est recueilli sous forme de stalagmites plus ou moins longues; on le refond dans une chaudière en fonte et on le coule dans des lingotières ouvertes. On repasse les crasses (sweeps) avec le minerai.

Frais de traitement. — Un four anglais fait en moyenne cinq opérations en quatorze jours; il est desservi par trois ouvriers. La dépense de main-d'œuvre peut donc être évaluée à environ 8,4 journées de travail par tonne de minerai, ou 24,7 par tonne de zinc, en admettant que le rendement moyen du minerai soit de 34 p. 100 (Percy).

La consommation de combustible était, d'après Percy, de 22 à 27 tonnes de combustible par tonne de zinc, ou de 7,5 à 9 par tonne de minerai. Il faut y ajouter le coke employé en mélange, qui devait représenter de 350 à 400 kilogrammes par tonne de blende grillée.

La durée des creusets était de quatre mois en moyenne, d'après Mosselmann; en combinant cette donnée avec celles fournies par Percy, on trouve que pour traiter 20 tonnes de minerai, on aurait consommé seulement 350 kilogrammes de pâte à creusets, soit 17kg,5 par tonne, ce qui est bien peu. Il est probable que ce chiffre est trop faible et que la durée des creusets avait diminué, en

©BIU Santé

même temps que la quantité traitée par quinzaine augmentait du simple au double, parfois même davantage. Cependant, il ne semble pas que la consommation en pâte à creusets ait dû dépasser 35 à 40 kilogrammes par tonne de minerai.

La perte en zinc n'a jamais été l'objet de déterminations bien précises. D'après les indications assez vagues de Percy, elle aurait été de 15 à 20 p. 100 de la teneur du minerai. En réalité, elle devait être plus élevée, car le grand diamètre des récipients employés entraînait nécessairement un chauffage imparfait de la partie centrale de la charge.

D'après Percy, les frais de traitement étaient les suivants, dans la période de 1857 à 1859 :

	PAR TONNE DE ZINC		PAR TONNE DE MINERAI
	En livres anglaises.	En francs.	En francs.
Houille.	£ 7	176f,50	60f,00
Main-d'œuvre	£ 5 sh. 5	132f,30	45f,00
Matières réfractaires et divers.	£ 1	25f,20	18f,40
	£ 13 sh. 5	333f,70	103f,40

Pour produire 1 tonne de zinc, on consommait environ 3 tonnes de blende, coûtant de £ 2 sh. 15 à £ 3 sh. 5 la tonne, ce qui mettait le prix de revient à 22 livres, ou 550 francs la tonne. Ce chiffre élevé met en évidence l'infériorité de la méthode anglaise et explique sa complète disparition.

MÉTHODE SILÉSIENNE

HISTORIQUE

A l'opposé de la méthode carinthienne et de la méthode anglaise, la méthode silésienne était appelée à prendre un développement considérable, non seulement dans son district d'origine, mais encore dans d'autres fort éloignés. Elle a subi bien des transformations depuis ses débuts, mais en conservant assez de ses caractères primitifs pour ne pas perdre son individualité propre.

On n'a aucune donnée précise sur les dispositions adoptées par son inventeur, Ruberg, à la verrerie de Wessola. D'après Steinhausz (*Est. Zeitschr.*, 1887, p. 344), ces dispositions auraient été primitivement imitées de celles des usines anglaises de Bristol ; elles auraient comporté une distillation *per descensum*, opérée dans de grands creusets. Au bout d'un certain temps, Ruberg aurait renoncé à ce système pour installer un four à moufles, dérivé du type des fours de verrerie usités alors en Silésie. La méthode nouvelle prit sa forme définitive à Lydogniahütte, annexe de l'usine royale de Königshütte, sous la direction de Freytag. Des détails fort complets sur les phases successives de son déve-

©BIU Santé

loppement dans cette usine ont été publiés par Freytag lui-même, en 1820 (*Archiv. für Bergbau und Hüttenwesen*, t. II, 2e partie, p. 66 à 126).

Ce fut en 1808 que l'on installa le premier four à zinc à Lydogniahütte; ce four, à quatre moufles (fig. 60), reproduisait probablement les dispositions

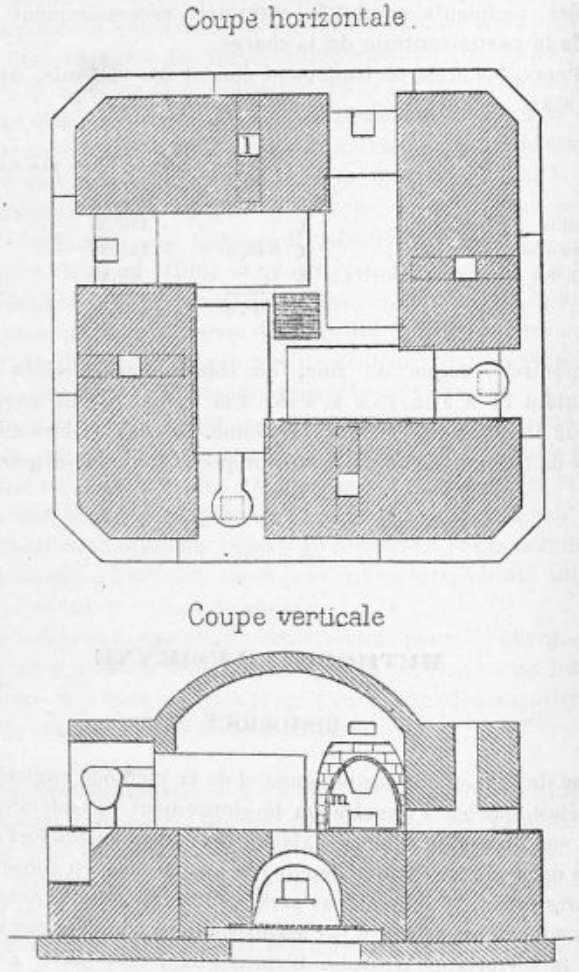


Fig. 60. — Four silésien à quatre moufles (1808). — Échelle : 0,0178.

du deuxième type de Ruberg. Son laboratoire, carré en plan, avait 1m,57 de côté, 0m,70 de hauteur à la naissance de la voûte et 1m,10 à la clef; au-dessous se trouvait une chauffe rectangulaire, ayant en plan 1m,57 sur 0m,55. Elle était recouverte d'une voûte de 0m,55 de hauteur à la clef, avec une épaisseur de 0m,15

©BIU Santé

en ce point ; la communication de la chauffe et du laboratoire était établie par un orifice carré d'un pied (0m,31) de côté. Le tirage s'effectuait par huit ouvreaux situés moitié dans la voûte, moitié derrière chaque moufle ; ces derniers orifices communiquaient avec de petites cheminées carrées, de 0m,16 de côté et de 0m,80 de hauteur au-dessus de la sole.

Les moufles avaient une longueur extérieure de 1m,10 ; leur section était une demi-ellipse à grand axe vertical, avec une hauteur et une largeur à la base d'environ 0m,55 (extérieurement). L'épaisseur des parois variait d'un pouce à un pouce un quart (0m,025 à 0m,033). La capacité d'un moufle était d'environ 0m3,225.

Les allonges avaient la forme d'un prisme à base carrée *c* (fig. 61), engagé dans la partie supérieure de la gueule du moufle et terminé du côté opposé par un renflement ovoïde *b* (fig. 61) tronqué en dessus par une base plane. En dessous,

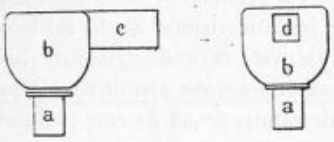


Fig. 61. — Allonge primitive du four silésien. — Échelle 0,023.

ce renflement était ouvert et s'appuyait sur un tube vertical *a* (fig. 61) de longueur médiocre, aboutissant lui-même à l'ouverture d'un canal incliné très court, qui débouchait dans une chambre (fig. 60) où le zinc se déposait.

Le chargement des moufles s'effectuait au moyen d'une cuiller en tôle, large et haute de 0m,06, longue de 0m,47, qu'on introduisait par un orifice *d* (fig. 61) pratiqué dans le coude de l'allonge et tenu fermé au moyen d'une plaque de terre réfractaire pendant la distillation. L'enlèvement des résidus se faisait par une ouverture de 0m,11 sur 0m,18, existant au bas de la face antérieure du moufle et fermée pendant le travail, comme celle de l'allonge.

La charge d'un moufle était de 27 à 33 kilogrammes de calamine calcinée et d'un volume égal d'escarbilles (*cynder*) représentant un poids d'environ 9kg,8, soit un peu moins du tiers du poids du minerai. Une pareille charge n'occupait guère que la moitié de la hauteur du moufle ; l'évacuation des résidus ne se faisait que de deux en deux opérations, c'est-à-dire au bout de quarante-huit heures. Le travail était fait par un chef fondeur, séjournant vingt-quatre heures de suite près du four et par deux aides y restant douze heures seulement.

Un four passant en moyenne 120 kilogrammes de minerai par jour, la dépense de main-d'œuvre était de 33 à 34 journées par tonne. Quant à la consommation de combustible par tonne de minerai, elle était de 18 tonnes environ, ce qui, pour un rendement moyen de 0,241, donné par la calamine, représentait 75 de combustible pour 1 de zinc obtenu. Quand on employait les cadmies, la consommation rapportée à la tonne de minerai restait la même ; par rapport à la tonne de zinc, elle variait en raison inverse du rendement ; celui-ci était de 0,376 pour les cadmies.

©BIU Santé

On n'a conservé aucune donnée précise sur la consommation de matériaux réfractaires, mais elle devait être considérable. En effet, la voûte qui couvrait la chauffe ne résistait que six à huit semaines à l'action de la chaleur intense qu'elle subissait; sa destruction exposait le fond des moufles à recevoir directement le coup de feu; ce fond était alors rapidement détruit à son tour. Les campagnes n'étaient que d'une dizaine de semaines en moyenne.

Pour éviter ces inconvénients, on commença par réduire (nov. 1809) les dimensions de la grille à $0^m,94$ sur $0^m,40$; avec ces dimensions, un seul des moufles reposait sur la voûte recouvrant le foyer. On fit durer ainsi les campagnes de dix à douze semaines, ce qui était d'ailleurs le maximum compatible avec la résistance des moufles.

La quantité de minerai traitée par semaine se trouva augmentée parce qu'on put marcher plus longtemps avec le nombre normal de moufles; en même temps, la consommation de combustible s'abaissait à 10 fois environ le poids de la calamine calcinée et le rendement de celle-ci montait à 0,272.

Au lieu de diminuer les dimensions de la grille en laissant celles du four constantes, on essaya (janvier 1810) d'augmenter les proportions du four en revenant à peu près aux dimensions primitives de la grille. Celle-ci eut alors $1^m,57$ sur $0^m,47$ et le laboratoire $2^m,50$ de côté; on put y placer huit moufles de $1^m,72$ de longueur en substituant une paire de moufles juxtaposés à chacun des moufles de l'ancien four. Mais cette modification entraîna un chauffage insuffisant des récipients placés près des parois; le rendement en zinc diminua sensiblement et la production totale ne se trouva guère augmentée que de moitié, au lieu de doubler comme elle aurait dû le faire.

En vue de se rendre bien compte des proportions à adopter pour le four et des conséquences qu'entraînerait une modification complète de sa forme, on construisit un appareil circulaire, de 9 pieds ($2^m,80$) de diamètre intérieur, à voûte hémisphérique, présentant en son milieu un foyer couvert, profond de $0^m,40$, que l'on chargeait par une sorte de couloir incliné. Les moufles, au nombre de 8, n'avaient que $0^m,45$ de long; ils occupaient une position radiale et les flammes sortaient par de petites cheminées placées entre les embrasures. On avait d'abord donné à la grille $0^m,47$ sur $0^m,47$ seulement; on dut porter ces deux dimensions à $0^m,78$ pour obtenir dans le four une température suffisamment élevée.

La production resta relativement faible à cause de la longueur restreinte des moufles; la disposition du four était d'ailleurs incommode à tous égards. Mais elle avait permis de constater qu'il n'y avait aucun inconvénient à supprimer la voûte recouvrant jusque-là le foyer.

Pour mieux s'en assurer, on construisit d'abord un four d'essai à quatre moufles et à foyer découvert, puis un four à huit moufles (fig. 62) présentant la même disposition générale, mais où six de ces moufles étaient au contact immédiat du foyer. Avec l'un ou l'autre type, on obtint des campagnes d'une durée beaucoup plus longue qu'avec les fours à foyer couvert; le deuxième type donna en outre une diminution de la consommation de combustible et une augmentation très sensible du rendement, qui atteignit 0,358.

On pouvait compter sur des résultats encore meilleurs, à ce dernier point

©BIU Santé

de vue, si l'on plaçait tous les moufles au voisinage immédiat du foyer. Aussi essaya-t-on, en 1811, un four à huit moufles, qui peut être considéré comme le prototype véritable de l'ancien four silésien (fig. 63). Dans ce milieu, la chauffe a 1m,10 de long, 0m,36 de large et 0m,70 de profondeur; elle est placée au milieu d'une sole ayant 2m,65 de long sur 2m,50 de large. Sur cette sole reposent les moufles, parallèles les uns aux autres et formant deux rangées de quatre moufles chacune : les deux moufles médians de chaque rangée, placés en face du foyer, ont 1m,10 de long, tandis que les moufles extrêmes ont 1m,35. Chacun d'eux occupe une embrasure voûtée en berceau cylindrique; la voûte principale est un dôme surbaissé; des ouvreaux placés dans cette voûte servent à assurer le tirage.

Dans ces fours, la consommation du combustible arriva bientôt à n'être que

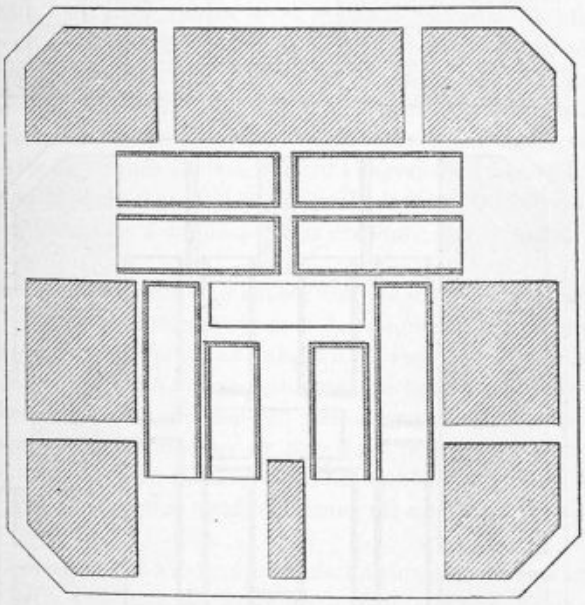


Fig. 62. — Premier type de four silésien à huit moufles (1810).

de 8,6 fois le poids de la calamine calcinée. Le rendement de celle-ci en zinc s'éleva à 0,43, ce qui releva très sensiblement la production journalière du four, la charge par moufle restant de 32 kilogrammes environ.

En 1815, la demande de zinc augmenta beaucoup et, en vue de développer la production, on expérimenta un four à vingt moufles. Ce four avait une grille à chaque extrémité et dix moufles sur chaque face; ceux des moufles placés en face du foyer étaient plus courts que les autres. Pour assurer la stabilité de la voûte, on avait cru nécessaire de la soutenir au milieu par une sorte de cloison longitudinale. Cet appareil fonctionna fort mal; le tirage se répartissait inégalement entre les deux grilles et le décrassage de l'une d'elles suffisai' pour refroidir complètement le four.

©BIU Santé

On prit le parti de dédoubler celui-ci et de construire des fours à dix moufles sur le plan général des fours à huit moufles, mais avec une longueur intérieure de 3m,25 au lieu de 2m,65, la largeur restant fixée à 2m,50. De plus, on renonça à cintrer la voûte dans le sens longitudinal ; on lui donna la forme d'un berceau appuyé sur les arceaux des embrasures latérales. Le rendement de la calamine

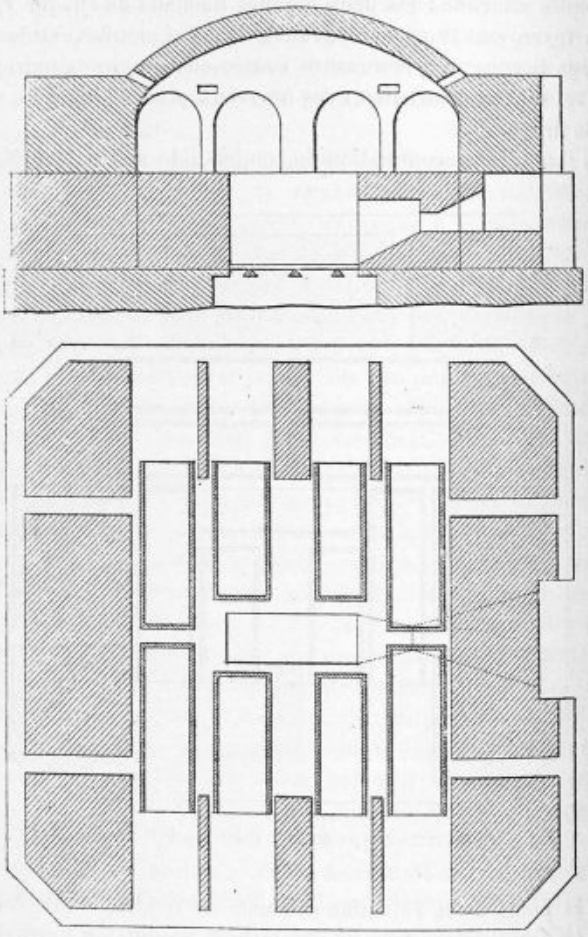


Fig. 63. — Deuxième type de four silésien à huit moufles (1811).

resta sensiblement le même que dans les fours à huit moufles, mais la consommation de houille s'abaissa à 6,2 fois le poids de la calamine traitée. On voulut augmenter encore la capacité de production des fours et, en 1817, on établit un four à six embrasures, où chacune de celles-ci recevait deux moufles; on avait en même temps prolongé les murs de séparation des embrasures presque jusqu'au bord du foyer afin de donner plus de stabilité à la voûte. Les résultats

©BIU Santé

obtenus ne furent pas très satisfaisants, et on suspendit ces essais d'agrandissement, qui devaient être repris une quinzaine d'années plus tard.

Des essais faits à Lydogniahütte, comme les précédents, avaient conduit à admettre qu'il n'y avait aucun avantage pratique à modifier la forme des moufles ou à chauffer leur face inférieure, et que l'idée d'améliorer la condensation des vapeurs de zinc en employant l'eau comme agent réfrigérant était absolument illusoire.

On avait, dès cette époque, fait dans la même usine diverses constatations importantes pour l'avenir de la métallurgie du zinc. On avait d'abord reconnu que la calcination préalable de la calamine présentait le double avantage d'accélérer la distillation et d'augmenter de trois à quatre unités le rendement en zinc : en conséquence, on commença à pratiquer cette opération dans des réverbères dont la sole avait $3^m,14$ sur $1^m,87$, la grille $1^m,10$ sur $0^m,40$. On chargeait 1.100 à 1.300 kilogrammes de calamine sur la sole, où elle occupait une épaisseur de $0^m,15$ à $0^m,16$; on râblait fréquemment, puis on tirait la charge par les deux portes de travail au bout de cinq à six heures. On faisait quatre opérations par vingt-quatre heures ; deux hommes étaient occupés à conduire le four, par postes de douze heures. On consommait, par tonne de calamine crue, trois quarts de journée d'ouvrier et 210 kilogrammes de houille. La perte à la calcination était de 0,34 à 0,36 du poids initial. On arriva bientôt à utiliser pour ce travail les flammes perdues des fours de réduction.

Le zinc recueilli dans la niche où débouchait l'allonge coudée était à l'état de gouttelettes irrégulières, mêlées d'oxyde et de matières étrangères ; il fallait le refondre. Cette opération se pratiqua d'abord dans des chaudières en fonte, mais on ne tarda pas à constater, à l'usine Lydognia, que le zinc fondu corrodait rapidement ces chaudières et se chargeait en même temps de fer, ce qui le rendait cassant et impropre au laminage ; on prit alors le parti d'opérer la refonte dans des chaudières en terre réfractaire. L'idée d'utiliser à cet effet les flammes perdues du four de réduction avait d'ailleurs été appliquée à Lydogniahütte avant 1820.

La perte à la refonte était à cette époque de 0,2 du poids du zinc brut. Il convient donc de faire subir une réduction proportionnelle aux divers chiffres de rendement qui ont été donnés plus haut ; les plus élevés se trouveraient ramenés ainsi à 0,34 seulement.

De 1820 à 1830, on ne fit guère autre chose que d'agrandir un peu le four à dix moufles et d'améliorer quelques détails secondaires de la méthode. Les fours décrit par Karsten en 1831 (*System der Metallurgie*) avaient des soles dont la longueur allait jusqu'à $3^m,45$ sur $2^m,60$; la largeur entre les piédroits des embrasures était restée constante et égale à 8 pieds ($2^m,30$). Des soles accessoires, chauffées par les flammes perdues, étaient annexées au four de distillation et placées tantôt à une extrémité, tantôt à l'autre.

Le four à vingt moufles fut créé par Knaut en 1833 ; son emploi se généralisa rapidement en Silésie. Dans son mémoire publié en 1840 dans les *Annales des Mines* (3e série, t. XVII, p. 45) et résumant les résultats d'un voyage fait

©BIU Santé

en 1838, Callon parle du four à dix moufles comme d'un type à peu près disparu, tandis qu'il décrit avec détail le nouveau four.

La transformation opérée était, dans une certaine mesure, un agrandissement du four, car la longueur de la sole avait été augmentée d'environ $0^m,50$, sans que sa largeur subît de modification sensible. Mais elle répondait surtout à un changement important dans la forme et la dimension des moufles; à la section semi-elliptique, on avait substitué une section rectangulaire surhaussée dans le sens vertical et terminée à sa partie supérieure par un demi-cercle. Les moufles figurés par Karsten avaient intérieurement $0^m,42$ de large, $0^m,50$ de haut et en moyenne $1^m,15$ de long, ce qui correspondait à une section de $0^{m2},667$ et à une capacité moyenne de $0^{m3},1925$ par moufle, soit $1^{m3},925$ par four. Ceux décrits par Callon ont intérieurement une largeur de $0^m,21$, une hauteur de $0^m,55$ et une longueur moyenne de $1^m,16$, ce qui correspond à une section transversale de $0^{m2},1157$ et à une capacité de $0^{m3},135$ par moufle ou $2^{m3},70$ par four; c'était un accroissement des deux cinquièmes pour ce dernier coefficient. En même temps, l'utilisation de la capacité des moufles devenait bien meilleure par suite du développement relatif de la surface de chauffe, résultant de la réduction de largeur des moufles dans le sens transversal. La quantité de calamine calcinée que l'on pouvait traiter par vingt-quatre heures était passée de 310 kilogrammes à 516, ce qui correspond respectivement à 160 kilogrammes et à 170 kilogrammes par mètre cube de capacité intérieure des moufles. On avait, de plus, réalisé une économie très notable sur la main-d'œuvre et sur la consommation de combustible; le rendement semble avoir diminué en même temps, mais ce phénomène semble devoir être attribué à un appauvrissement des minerais traités.

Ces résultats une fois acquis, on chercha à les améliorer encore par une nouvelle augmentation du nombre de moufles par four. On porta ce nombre à 24, 28 et 30, en conservant aux moufles les mêmes dimensions, ce qui entraînait nécessairement un agrandissement du laboratoire. Les résultats obtenus furent peu satisfaisants; la quantité de minerai passée par four et par vingt-quatre heures n'augmenta pas proportionnellement au nombre des moufles; la production du zinc augmenta encore moins, le rendement relatif du minerai ayant diminué sensiblement par suite de l'insuffisance du chauffage des moufles extrêmes.

Un phénomène analogue s'était déjà manifesté lorsqu'on avait essayé d'agrandir les fours à dix moufles. Ces difficultés se sont toujours produites en Silésie quand on a voulu augmenter les dimensions des fours à zinc sans modifier leur mode de chauffage et tiennent aux propriétés caractéristiques des houilles de ce district. Très riches en matières volatiles, elles sont en même temps fortement oxygénées et donnent une flamme claire, assez courte, qui peut faire illusion à première vue sur leur nature véritable. Les analyses suivantes, dues à Fleck (F. Römer. *Geologie der Oberschlesien*, p. 519) permettent de se faire une idée de leur composition :

©BIU Santé

PROVENANCES		CARBONE	HYDROGÈNE	OXYGÈNE et azote	CENDRES	HYDROGUNE en excès
Houilles grasses	Heinitzflötz (Zabrze)	84,20	5,20	8,80	1,80	4,86
	Gerhardflötz (Königsgrube)	84,30	5,10	9,80	0,80	4,36
	Carolineflötz (Hohenlohegrube)	82,30	5,20	11,90	0,60	4,51
Houilles à longue flamme	Leoflötz (Rydultau)	80,80	5,40	12,30	1,50	4,68
	Arvedflötz (Janow)	80,10	5,20	13,20	1,50	4,47
	Morgenrothflötz (Janow)	78,80	5,00	14,90	1,30	4,03
Houilles sèches	Oberflötz, Niederflötz, Louisenglück près Rosdzin	80,40	4,70	13,10	1,80	3,77
		79,00	4,70	14,50	1,80	3,72
	Leopoldineflötz (Brzezinska)	74,15	5,03	17,32	3,50	3,85

Ce sont les houilles sèches qui prédominent dans le bassin de la haute Silésie, surtout dans sa région orientale, vers Kattowitz, où se trouvent les principales usines à zinc. Ce sont d'ailleurs celles dont le prix est le moins élevé et que par suite on emploie de préférence pour le chauffage des fours. Elles brûlent très facilement, avec une flamme courte; leur combustion donne une température moyennement élevée, et cela dans une zone peu étendue. On ne peut guère activer leur combustion en augmentant l'intensité du tirage et en piquant le feu, car on arrive ainsi à faire tamiser une grande partie du combustible à travers les barreaux de la grille et à provoquer des rentrées d'air irrégulières qui refroidissent le four et font casser des moufles. Ces circonstances expliquent pourquoi on a été longtemps arrêté en Silésie dans la voie de l'augmentation des dimensions des fours à zinc : on n'a pu réaliser cette augmentation et obtenir un chauffage plus énergique qu'en substituant aux grilles ordinaires soit des grilles à gradins fortement chargées et soufflées par-dessous, soit de véritables gazogènes.

C'est vers 1865 que cette modification importante paraît s'être introduite en Silésie; elle permit de porter le nombre de moufles à 28, 30 et 32, à 56 même à la condition de grouper deux appareils de chauffage par four.

Dans les districts où l'on disposait de bonne houille à longue flamme, on n'a pas éprouvé les mêmes difficultés pour augmenter les dimensions des fours et le nombre des moufles sans modifier les dispositions des grilles employées. A Valentin-Cocq, près Liège, on avait pu, il y a longtemps déjà, porter le nombre des moufles à 32, 36 et même 40 par four tout en réalisant une économie sensible sur le combustible et sur la main-d'œuvre et en obtenant un rendement satisfaisant en zinc.

Il est vrai que, pour arriver à ce résultat, il avait fallu augmenter la quantité de combustible brûlée par heure et par mètre carré de grille en substituant aux cheminées courtes des vieux fours silésiens de grandes cheminées auxquelles les gaz brûlés sont amenés par des carneaux placés soit sur la voûte, soit sous la sole du four. Dans le deuxième cas, les flammes, sortant du foyer, s'élèvent d'abord vers la voûte, puis redescendent vers la sole pour s'en-

©BIU Santé

gager dans des ouvreaux pratiqués entre les moufles : le chauffage est ainsi plus uniforme qu'avec la première disposition.

Plus récemment encore, le type primitif du four Silésien a subi des modifications importantes en ce qui concerne le mode de chauffage. On y a adapté d'abord le chauffage au gaz, puis la récupération de la chaleur, soit au moyen d'empilages Siemens, soit au moyen d'appareils à circulation parallèle ne nécessitant pas d'inversion du courant gazeux.

En Belgique et dans la région rhénane, on lui a fait subir une transformation d'une toute autre nature en substituant aux grands moufles posés sur la sole du four des récipients de moindre section transversale, entourés de tous côtés par la flamme et formant deux ou trois rangées superposées. L'emploi de semblables récipients avait été expérimenté en Silésie, dès l'origine de la métallurgie du zinc. Vers 1810, on avait essayé, à Lydogniahütte, des creusets cylindriques, tout à fait analogues à ceux du four belge et posés sur des supports distants de 0m,15 les uns des autres ; ces creusets n'avaient pas résisté longtemps, parce que, d'une part, les matériaux réfractaires employés étaient de qualité médiocre et que, d'autre part, les minerais traités donnaient des résidus pâteux, très adhérents aux parois. On revint donc bientôt à l'emploi des moufles à fond plat, qui a persisté jusqu'ici en Silésie.

En Belgique, au contraire, où les matériaux réfractaires sont de qualité meilleure et où les minerais primitivement employés étaient bien moins fusibles, on a, presque dès l'origine, employé des creusets cylindriques enveloppés de tous côtés par la flamme et on ne tarda pas à substituer ces creusets aux moufles dans les fours silésiens. On obtint ainsi des types mixtes dont la description sera reportée après celle du four belge, de manière à grouper ensemble les divers appareils actuellement en usage dans la métallurgie du zinc.

TYPES PRIMITIFS DU FOUR SILÉSIEN

Four à dix moufles. — On a vu plus haut par quelle série de transformations s'était constitué le type du four à dix moufles et comment ce four s'était progressivement agrandi et perfectionné jusqu'au moment où il avait fait place au four à vingt moufles. Il n'est pas sans intérêt de donner quelques détails sur les dispositions de ce four, telles qu'elles ont été décrites par Karsten (*System der Metallurgie*, t. IV, p. 442 à 468).

La largeur transversale du four, entre les piédroits des embrasures latérales, était de 2m,60 à 2m,70 ; la longueur variait entre 3m,25 et 3m,45. La sole était recouverte (fig. 64) par une voûte en berceau très surbaissée, ayant environ 1 mètre de hauteur à la clef et 0m,65 aux naissances, c'est-à-dire à la clef de voûte des embrasures latérales. La sole présentait, de part et d'autre d'une ligne médiane, une légère inclinaison vers les embrasures : en son milieu s'ouvrait une chauffe à parois presque verticales, profonde d'un mètre et munie d'une grille à barreaux droits, ayant en plan 1m,30 sur 0m,40. La porte du foyer s'ouvrait

©BIU Santé

(fig. 65) sur un des petits côtés du four; du côté opposé, l'appareil se trouvait ordinairement juxtaposé à un deuxième four, mais séparé de lui par une sole servant à la calcination de la calamine et chauffée simultanément par les flammes perdues des deux fours. Quand un four était isolé, on plaçait de chaque

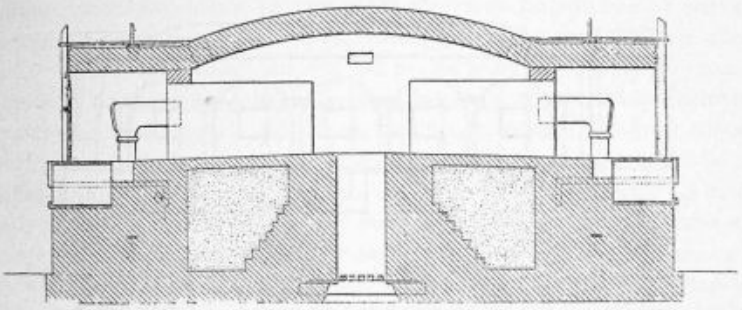


Fig. 64. — Coupe transversale d'un four silésien à dix moufles. — Échelle 0,0178.

côté de la porte de chargement du foyer une sole analogue; l'une servait à la calcination de la calamine, l'autre à la cuisson des moufles. Ce mode d'utilisation des flammes perdues était d'un emploi tout récent au moment de la publication de l'ouvrage de Karsten (1831).

Les moufles avaient une section semi-elliptique, surhaussée, avec une largeur horizontale de $0^m,42$ et une hauteur verticale de $0^m,50$ en dedans; leur épaisseur était de $0^m,03$ latéralement, de $0^m,04$ sur la sole et au fond. La longueur inté-

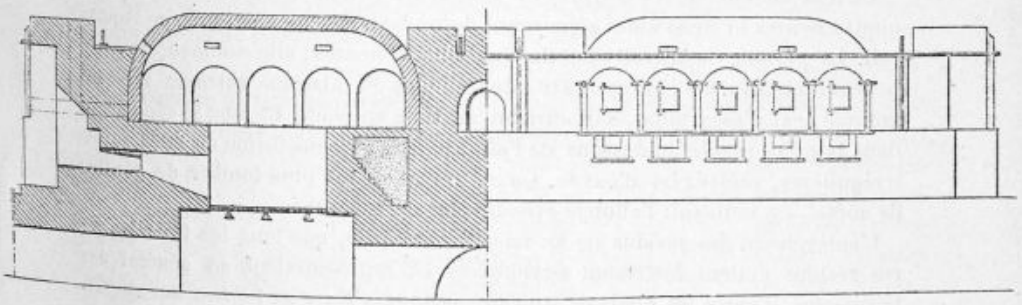


Fig. 65. — Coupe longitudinale et vue latérale d'un four silésien à dix moufles. Échelle 0,0178.

rieure des quatre moufles extrêmes était de $1^m,30$, celle des six moufles du milieu de $1^m,06$.

L'ouverture antérieure des moufles était fermée par une plaque en terre réfractaire présentant en haut une ouverture pour l'insertion de l'allonge et une autre en bas pour l'enlèvement des résidus. Cette dernière était fermée, pendant le cours du travail, au moyen d'une plaque en terre réfractaire, lutée sur les bords.

L'introduction de la charge dans le moufle s'effectuait par l'orifice antérieur

©BIU Santé

des allonges coudées, au moyen d'une longue cuiller en tôle; pendant la distillation, l'ouverture de chargement était fermée au moyen d'une plaque soigneusement lutée.

Pendant la même période, les embrasures étaient closes par des portes (fig. 66) formées d'un treillis en fer plat, croisé d'un réseau de fil de fer et

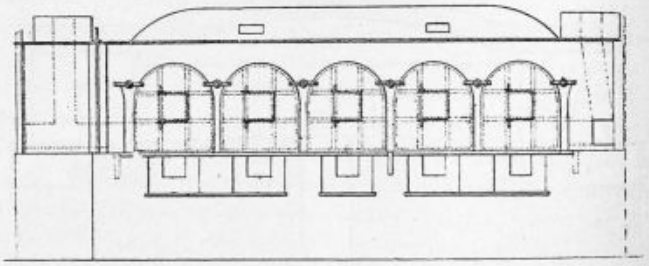


Fig. 66. — Vue latérale d'un four à dix moufles. — Échelle 0,0178.

enduit de terre réfractaire. Cette disposition, qui semble remonter à l'origine même de la méthode silésienne, avait pour but d'empêcher un refroidissement trop brusque des vapeurs de zinc au moment de leur arrivée dans les allonges et de réduire ainsi la proportion du zinc déposé sous forme de poussière : elle est restée en usage tant qu'on a employé l'allonge coudée comme mode de condensation. Un petit panneau mobile, placé au milieu de la porte, permettait d'introduire de l'air froid dans l'embrasure quand on voulait abaisser la température des allonges.

Un four était desservi par trois ouvriers, dont un chef faisant un poste de vingt-quatre heures et deux aides séjournant douze heures seulement près de l'appareil. La période de travail était de vingt-quatre heures; elle commençait à six heures du matin. On chargeait 310 kilogrammes de calamine calcinée avec un volume égal d'escarbilles, soit environ un tiers en poids. Le zinc se condensait dans la niche placée au dessous de l'allonge coudée, sous forme de stalagmites irrégulières, mélangées d'oxyde. Quand on ne voyait plus tomber de gouttes de métal, on nettoyait l'allonge avec un ringard recourbé.

L'enlèvement des résidus ne se faisait, vers 1830, que tous les trois jours; ces résidus étaient fortement agglomérés et représentaient en général des trisilicates, d'après les analyses suivantes, dues à Karsten (*Sytem der Metallurgie*, t. IV, p. 468) :

	TRAITEMENT	
	DE CALAMINE BLANCHE	DE CALAMINE ROUGE
Silice	60,3	59,9
Alumine	12,3	10,5
Protoxyde de fer et de manganèse	18,5	19,1
Chaux	2,0	2,9
Magnésie	0,9	2,1
Oxyde de zinc	5,1	5,2
	99,1	99,7
Zinc métallique	4,2	4,3

©BIU Santé

Le zinc était, à cette époque, refondu dans des chaudières en fonte; on n'avait pas réussi à fabriquer des chaudières en terre suffisamment résistantes et on avait renoncé à leur emploi, malgré les avantages de celui-ci, mis en évidence par les essais de Lydogniahütte. Le déchet à la refonte était de 0,15, d'après Karsten.

D'après le même auteur, le rendement moyen en lingots de zinc était de 0,40 du poids de la calamine calcinée. La teneur des meilleures calamines aurait été de 0,60, après calcination, mais il est probable que la teneur moyenne était moindre. L'écart était considérable, car Karsten cite une expérience faite sur des crasses zincifères, tenant 0,668, dans laquelle le rendement aurait été de 0,536 seulement; le déchet aurait donc été de près d'un cinquième de la teneur, chiffre d'autant plus élevé pour un minerai aussi riche, que les méthodes analytiques usitées à cette époque donnaient pour les minerais des chiffres inférieurs à leur teneur réelle. Il est certain que la perte en zinc, en travail courant, était supérieure à 25 p. 100 de la teneur; cette perte était due en partie à la scorification, en partie à la condensation imparfaite des vapeurs de zinc.

Les chiffres donnés par Karsten amènent à conclure que la consommation de houille était en moyenne de 5.800 kilogrammes par tonne de minerai ou de 14.500 par tonne de zinc en lingots. On consommait en outre 0,225 de moufle par tonne de minerai ou 0,56 par tonne de zinc.

Lorsque l'on employait des fours spéciaux pour cuire les moufles et calciner la calamine, on consommait en plus, par tonne de minerai calciné, 100 kilogrammes de houille pour la première opération et 250 pour la seconde. L'emploi des flammes perdues donnait donc une économie de 0,06 sur le combustible consommé.

La main-d'œuvre, services accessoires non compris, représentait 12,9 journées par tonne de calciné.

Four à vingt moufles. — A partir de 1833, les moufles étroits, de profil élancé, se substituèrent aux anciens moufles, élargis à la base; les fours à dix moufles se transformèrent par suite en fours à vingt moufles (fig. 67) sans modification bien sensible de leurs dimensions.

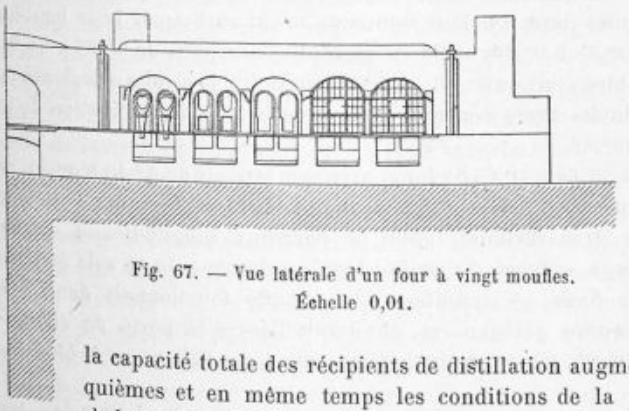


Fig. 67. — Vue latérale d'un four à vingt moufles. Échelle 0,01.

Chaque embrasure reçut deux moufles au lieu d'un seul; la capacité totale des récipients de distillation augmenta des deux cinquièmes et en même temps les conditions de la propagation de la chaleur vers l'intérieur des moufles se trouvèrent considérablement améliorées. En effet, dans les moufles figurés par Karsten, le rapport de la

©BIU Santé

section transversale au périmètre correspondant est de 0,128 ; dans ceux figurés par Callon, en 1838, ce rapport est de 0,095. Encore faut-il ajouter que ces chiffres ne donnent qu'une idée assez imparfaite des conditions respectives du chauffage dans les deux cas. Ils représentent approximativement l'épaisseur, exprimée en mètres, qu'occuperait la charge uniformément répartie au contact d'une paroi identique à celle du moufle considéré et chauffée dans les mêmes conditions; mais en réalité, le chauffage ne s'opérait pas de la même manière dans les deux types.

Autant qu'on peut s'en rendre compte d'après les indications fournies par les anciens auteurs, la charge occupait une hauteur verticale de $0^m,08$ dans les anciens moufles, de $0^m,13$ dans les nouveaux ; la propagation de la chaleur se faisait presque exclusivement par la surface supérieure dans les premiers, tandis que dans les moufles étroits, les faces latérales jouaient à ce point de vue un rôle plus important, qui devait s'accentuer dans l'avenir, comme conséquence de l'augmentation constante du poids de la charge par mètre cube de moufle. C'est un phénomène analogue à celui qui s'est produit dans la fabrication du coke lorsqu'on a substitué les fours belges aux anciens fours plats, en réduisant la largeur horizontale de ceux-ci.

L'épaisseur des moufles resta la même qu'à l'origine, c'est-à-dire d'environ $0^m,03$ pour les parois latérales, de $0^m,04$ pour la sole et le fond ; la surépaisseur de la sole s'étendait parfois aux parois latérales jusqu'à une certaine hauteur. La longueur extérieure était d'abord de $1^m,10$ pour les moufles du milieu, de $1^m,34$ pour les moufles extrêmes, c'est-à-dire sensiblement la même que dans les fours à dix moufles; elle a montré une tendance constante à s'agrandir par la suite.

La largeur du four à vingt moufles, comptée entre les piédroits des embrasures, était, comme dans le four à dix moufles, comprise entre $2^m,40$ et $2^m,60$, soit de $2^m,50$ (8 pieds) en moyenne. La longueur était de 4 mètres, c'est-à-dire supérieure d'environ $0^m,55$ à celle de l'ancien four : cette dimension correspondait ordinairement à cinq embrasures de $0^m,68$ d'ouverture et quatre piédroits de $0^m,15$ d'épaisseur. Les voûtes des embrasures étaient d'abord en plein cintre ; plus tard, on leur donna un profil surbaissé. Leur hauteur à la clef était de $0^m,75$ à $0^m,80$; celle de la voûte principale, de $0^m,85$ à $0^m,95$. L'épaisseur des voûtes était de $0^m,20$ environ, celle des piédroits extérieurs de $0^m,70$ à $0^m,80$, celle des murs séparant le four de la sole de calcination de la calamine, $0^m,40$ à $0^m,50$.

La grille avait de $1^m,60$ à $1^m,65$ de long, avec une largeur de $0^m,40$ à $0^m,50$, ce qui représentait une surface de $0^{m2},66$ à $0^{m2},80$. Elle était munie tantôt de barreaux en fonte, transversaux, tantôt de barreaux longitudinaux en fer carré, plus faciles à enlever. Sa profondeur au-dessous de la sole était de $0^m,90$ à 1 mètre ; dans ces conditions, la chauffe fonctionnait dans une certaine mesure comme gazogène et on devait laisser la porte de chargement toujours ouverte, de manière à faire entrer de l'air pour brûler les gaz dégagés.

Le tirage s'effectuait par des ouvreaux ménagés les uns dans la voûte, les autres dans les parois latérales du four, au voisinage de la sole ; ces derniers

©BIU Santé

conduisaient une partie des flammes perdues dans les chambres qui servaient à effectuer diverses opérations accessoires. Les premiers ouvreaux étaient ordinairement au nombre de huit, c'est-à-dire d'un par embrasure, moins les deux embrasures médianes; les autres étaient au nombre de quatre. La section normale de chaque ouvreau était de $0^{m2},002$; on pouvait la diminuer à volonté au moyen d'une brique formant registre. En pratique, on réduisait le débouché total des flammes d'environ moitié, mais en agissant irrégulièrement sur les divers registres, de manière à régulariser la circulation des gaz qui avaient une tendance marquée à suivre la ligne de moindre résistance; pour combattre leur tendance à passer par les ouvreaux supérieurs, on plaçait de petites cheminées, hautes de $0^{m},60$ au maximum, sur le débouché des soles annexes; on arrivait ainsi à une distribution assez satisfaisante du courant gazeux.

Les appareils accessoires, chauffés par les flammes perdues, étaient :

1° Une sole de calcination de la calamine, placée entre deux fours et chauffée simultanément par tous les deux. Quelquefois on la subdivisait en deux par un mur médian.

2° Une sole de cuisson des moufles, placée ordinairement du côté de la porte du foyer; sa longueur était de $1^{m},60$ à $1^{m},75$; sa largeur variait entre $0^{m},45$ et $0^{m},90$, suivant qu'on devait y cuire un, deux ou trois moufles à la fois.

Le plus souvent, chaque four était muni d'une sole semblable, mais quelquefois, on en annexait deux à l'un des fours du massif, l'autre four recevant au contraire deux chaudières de refonte.

3° Une ou deux chaudières de refonte, faites habituellement en terre réfractaire et résistant assez longtemps pourvu qu'on eût soin de leur éviter des variations de température trop brusques; elles étaient installées ordinairement près de la porte du foyer.

Jusque vers 1860, la condensation du zinc s'est effectuée en Silésie au moyen de l'ancienne allonge coudée, dite botte. Cette allonge, primitivement d'une seule pièce, avait été décomposée en deux parties dès avant 1830; elle avait en outre subi de légères modifications de forme à la suite de la substitution des moufles étroits aux moufles larges. La branche principale de l'allonge reçut alors un profil cintré vers le haut, comme celui du moufle, de manière à s'engager dans la partie supérieure de celui-ci avec un jeu suffisant; en dessous elle était soit rectangulaire, soit ovale. Sa longueur était ordinairement de $0^{m},60$, celle de la branche verticale de $0^{m},30$. Cette branche se terminait par une ouverture horizontale, circulaire, de $0^{m},10$ à $0^{m},15$ de diamètre et s'engageait dans une allonge conique, de $0^{m},20$ à $0^{m},25$ de long, faite en terre réfractaire dans les usines silésiennes, en fonte dans d'autres districts. En Silésie, cette allonge débouchait directement dans la niche destinée à recevoir le zinc condensé; à Swansea, on trouva avantageux de la prolonger par un tuyau en tôle, long de $0^{m},55$.

Dans les moufles primitifs, l'orifice antérieur était fermé par une plaque de terre réfractaire soudée au moment même de la fabrication et présentant deux ouvertures, l'une en haut pour recevoir la botte, l'autre en bas pour l'extraction des résidus. On conserva d'abord la même disposition avec les moufles étroits et surhaussés, seulement on prit le parti de cuire la plaque

©BIU Santé

séparément et de la luter ensuite dans l'ouverture du moufle (fig. 68).

Plus tard, on adopta une disposition plus simple, et qui est restée en usage en Silésie. En terminant le modelage d'un moufle, on fixe sur l'orifice de celui-ci, à moitié environ de la hauteur, deux pièces saillantes a sur lesquelles vient se poser ensuite une traverse en terre réfractaire (fig. 70). Cette traverse divise l'orifice en deux parties, dont l'une reçoit l'extrémité de l'allonge; l'autre, fermée normalement par une plaque en terre réfractaire, ne s'ouvre que pour l'enlèvement des résidus.

Fig. 68. Plaque de fermeture d'un moufle.

On a vu que l'extrémité inférieure de la branche verticale de l'allonge aboutit à une niche placée en avant de l'embrasure, au-dessous du niveau de la sole. Cette niche est recouverte par une plaque de fonte et revêtue d'une autre à sa partie inférieure; sa hauteur est de 0m,35 à 0m,40. Quelquefois, l'allonge débouchait dans un orifice pratiqué dans la plaque supérieure (Percy, *Met.*, p. 565); d'ordinaire, en Silésie, elle aboutissait dans une petite niche secondaire placée au fond de la niche principale (fig. 71).

Le chargement du moufle devait s'opérer sans qu'il fût nécessaire d'enlever l'allonge; à cet effet, on pratiquait sur le coude de celle-ci une troncature plane, peu inclinée sur la verticale et représentant sensiblement la section découpée par le prolongement du profil intérieur de la branche horizontale. Au cours de la distillation, l'ouverture était tenue fermée au moyen d'une plaque en terre réfractaire soigneusement lutée. En enlevant cette plaque, on pouvait soit introduire dans le moufle une cuiller en tôle destinée à opérer le chargement, soit nettoyer l'une ou l'autre branche de l'allonge au moyen d'un ringard droit ou recourbé. L'enlèvement des résidus de distillation s'opérait en enlevant la plaque inférieure de fermeture et faisant tomber ces résidus sur le sol de l'usine, ou mieux dans des couloirs ménagés dans le massif de fondation et aboutissant à des galeries réservées dans le sous-sol.

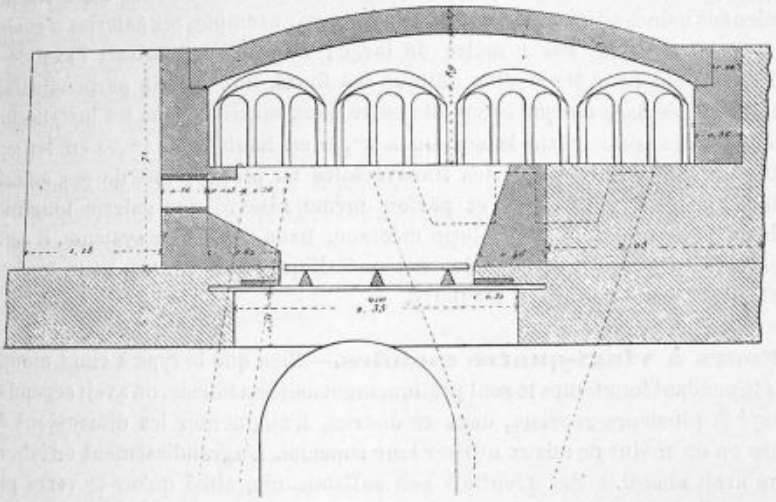
Cette dernière combinaison est de beaucoup préférable au point de vue de la commodité du travail : quelque rapidité que l'on puisse mettre à enlever les résidus incandescents projetés sur le sol, ils n'en sont pas moins forts gênants pour les ouvriers, qui souffrent déjà du rayonnement des moufles en cours de nettoyage.

Pour atténuer les inconvénients de la première formule, on avait eu recours, dans certaines usines anglaises, à l'emploi d'un wagonnet en tôle dans lequel on faisait tomber directement les résidus. Mais l'enlèvement de ceux-ci n'en reste pas moins assez difficile parce qu'il fallait l'effectuer en faisant passer les ringards dans l'intervalle des branches verticales des allonges, qui restent toujours en place; on risque ainsi de briser ces allonges, tandis qu'on a beaucoup moins de peine à faire tomber les matières dans une ouverture placée en arrière (fig. 71).

Comme dans le four à dix moufles, on fermait les embrasures au moyen d'une porte formée d'un réseau rectangulaire de bandes de fer, constituant une série de neuf panneaux, dont les huit extérieurs étaient occupés par un treillage en fil de fer enduit d'argile : celui du milieu recevait un petit panneau mobile en tôle.

©BIU Santé

Coupe longitudinale AB



Coupe horizontale.

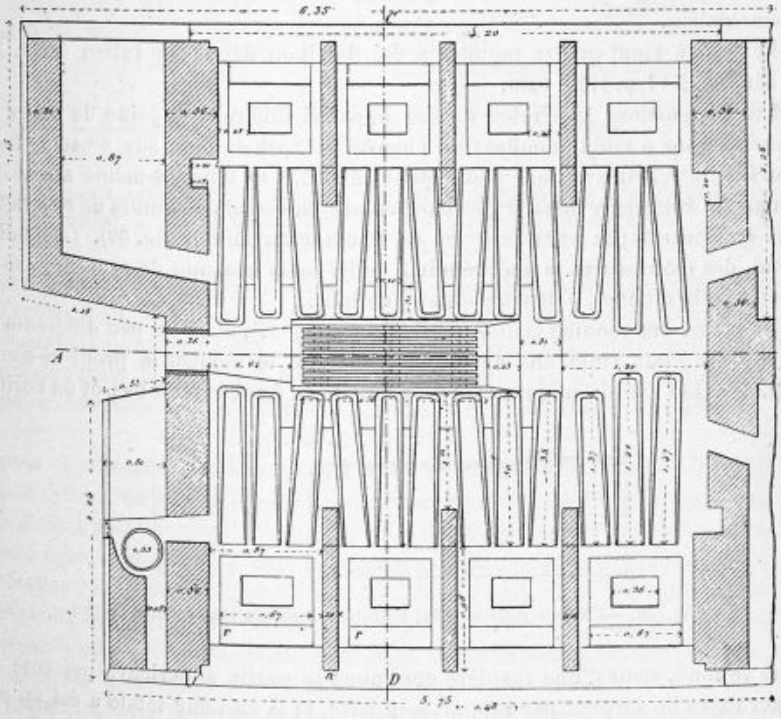


Fig. 69. — Four silésien à vingt-quatre moufles. — Échelle 0,0178.

©BIU Santé

L'accès de l'air sous les grilles des fours et l'enlèvement des cendres et escarbilles s'effectuaient par un réseau rectangulaire de galeries dont les dispositions et les dimensions variaient un peu d'un endroit à l'autre. Dans les plus anciennes usines silésiennes, à Lydogniahütte, par exemple, ces galeries n'avaient que $2^m,25$ de haut sur 1 mètre de large; l'une d'elles suivait l'axe de la halle, passant sous les grilles de tous les fours, une galerie perpendiculaire était ménagée dans chaque intervalle entre deux massifs. Dans les installations plus récentes, on a porté la section à $2^m,50$ en hauteur et $1^m,50$ en largeur, doublé le nombre des galeries transversales en plaçant une de ces galeries dans l'axe de chaque grille et parfois même réservé une galerie longitudinale de chaque côté de la galerie médiane. Dans ce dernier système, il serait préférable de substituer un plancher métallique aux voûtes pour toute la partie de la halle entourant les fours.

Fours à vingt-quatre moufles. — Bien que le type à vingt moufles ait été pendant longtemps le seul pratiquement usité en Silésie, on avait cependant essayé à plusieurs reprises, dans ce district, d'augmenter les dimensions des fours ou du moins de mieux utiliser leur capacité. L'agrandissement du laboratoire avait abouti à des résultats peu satisfaisants, ainsi qu'on le verra plus loin par la comparaison des productions et consommations de divers fours modifiés; mais on était arrivé, dans certaines usines, à porter le nombre des moufles à vingt-quatre sans augmenter sensiblement les consommations élémentaires.

Le four à vingt-quatre moufles a été décrit en détail par Julien (*A. d. M.*, 5e série, t. XVI, p. 477 à 528).

Les proportions générales de cet appareil diffèrent à peine de celles de l'ancien four à vingt moufles; la chauffe a $1^m,60$ de long sur $0^m,46$ de large (surface, $0^{m2},736$) avec une profondeur de $0^m,75$; le four lui-même a $3^m,85$ de longueur intérieure avec $2^m,50$ d'ouverture en dedans des murs de réparation des embrasures; la voûte a $0^m,89$ de hauteur au milieu (fig. 69). Le nombre total des embrasures a été réduit à huit, mais chacune de ces embrasures reçoit trois moufles, soit vingt-quatre en tout.

La forme des moufles usitée à cette époque (1857), était un peu différente de ce qu'elle était vingt ans auparavant, comme le montre le profil ci-contre (fig. 70). Les parois augmentent d'épaisseur du haut vers le bas et de l'orifice

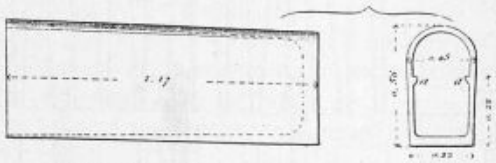


Fig. 70. — Moufle usité en 1857 en Silésie (croquis sans échelle exacte).

vers le fond, mais d'une manière continue; la partie supérieure présente un léger excès de largeur par rapport à la base, et la hauteur totale a été un peu réduite. La longueur des moufles varie d'un point à l'autre du four depuis

©BIU Santé

1m,17 jusqu'à 1m,47, les moufles les plus courts étant placés près du foyer et les plus larges aux extrémités du four. L'adaptation de la botte à l'orifice du moufle se fait au moyen d'une traverse en terre réfractaire appuyée à ses extrémités sur deux saillies de la paroi.

Les galeries souterraines desservant les foyers avaient 2m,50 sur 1m,56 ; on avait doublé le nombre des galeries transversales et utilisé ces galeries pour l'enlèvement des résidus. Les figures 69 et 71 montrent la disposition des conduits d'évacuation de ces résidus, conduits réservés dans les maçonneries du four, s'ouvrant à leur extrémité supérieure dans la sole de chaque embrasure et à leur extrémité inférieure dans la paroi latérale des galeries du sous-sol.

Les dispositions générales du four à vingt-quatre moufles étaient d'ailleurs les mêmes que celles du four à vingt moufles ; seulement on était arrivé à soigner davantage la construction et à

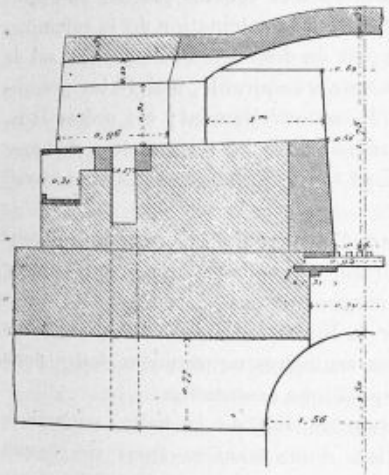


Fig. 71. — Coupe transversale d'un four silésien à 24 moufles. — Échelle 0,0178.

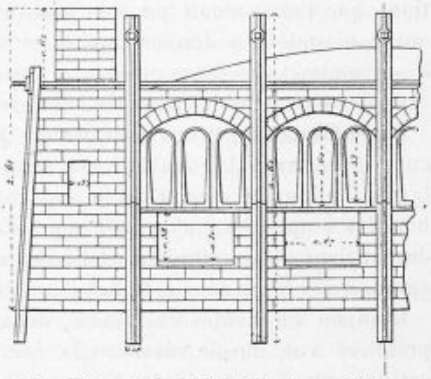


Fig. 72. — Vue latérale d'un four silésien à 24 moufles. — Échelle 0,0178.

employer des armatures plus robustes. On en appliquait une sur chaque piédroit d'embrasures (fig. 72) en la reliant à celle de la face opposée par un fort tirant passant au-dessus du four, tandis qu'auparavant on se contentait généralement de revêtir le parement des murs de séparation au moyen de plaques de fonte encastrées simplement dans la maçonnerie et non reliées par le haut.

Fours à vingt-six, vingt-huit et trente moufles. — D'après Julien, il existait en Silésie, en 1857, un certain nombre de fours à vingt-six, vingt-huit et trente moufles. Ces appareils étaient tous à dix embrasures ; la différence dans le nombre de leurs moufles provenait de ce qu'on plaçait tantôt trois moufles par embrasure (trente moufles), tantôt trois dans les embrasures du milieu et deux dans les embrasures extrêmes (vingt-six moufles), tantôt trois dans toutes les embrasures, sauf dans celles placées près des fours de calcination de la calamine (vingt-huit moufles).

On avait fait, vers la même époque, une tentative pour accroître sinon le nombre des moufles, du moins leur capacité totale et par suite la production

©BIU Santé

du four. On avait donné aux faces latérales de celui-ci une courbure en plan assez accentuée pour permettre de placer près de la chauffe des moufles aussi longs et même plus longs que les moufles extrêmes (Julien, *A. d. M.*, 5e série, t. XVI, p. 488). On avait pu réaliser ainsi une légère économie de combustible, mais sans que cette économie compensât les inconvénients dus à la plus grande complication des fours et à leur moindre solidité.

FOURS SILÉSIENS A CHEMINÉES ÉLEVÉES

Dans les anciens fours silésiens le tirage se faisait par de simples ouvreaux ménagés dans la voûte, et par des cheminées très courtes placées au-dessus des soles servant à la cuisson des moufles et à la calcination de la calamine. La fumée se dégageait dans la halle, à peu de distance au-dessus du sol de celle-ci ; elle en rendait l'atmosphère presque irrespirable, malgré les précautions que l'on prenait pour en assurer le renouvellement; ces précautions, qui consistaient à donner une forte inclinaison à la toiture et à ménager à son sommet une large ouverture, restaient toujours insuffisantes et le travail était des plus pénibles pour les ouvriers.

L'insuffisance du tirage avait, d'autre part, l'inconvénient de restreindre beaucoup l'étendue de la zone de haute température, dans laquelle pouvait s'opérer la distillation du zinc. C'est à son influence, combinée avec la nature des houilles employées, qu'on doit rapporter la limitation étroite des dimensions des anciens fours silésiens et l'échec des tentatives nombreuses faites pour agrandir ces fours sans modifier leurs dispositions essentielles.

L'emploi de hautes cheminées, dépassant le toit de la halle, semblait à première vue devoir résoudre la question d'une manière aussi simple que satisfaisante à tous égards. Evacuée au-dessus de la toiture, la fumée aurait cessé d'incommoder les ouvriers ; activée par la hauteur de la cheminée, la combustion aurait été plus rapide et la zone d'action du foyer se serait singulièrement étendue.

Les essais faits dans cette voie, dans les usines de la Société Silésienne, vers 1855, à Lydogniahütte, de 1859 à 1862, sur les indications de Kleemann, avaient échoué complètement, bien qu'entrepris avec des appareils tout à fait analogues à ceux qui avaient fonctionné régulièrement à Stolberg, à Llansamlet, à Valentin Cocq et à Flône. La nature de la houille consommée était toute différente; c'est là qu'il faut chercher l'origine d'une différence radicale dans les résultats.

Partout où l'on disposait de houilles collantes, les fours silésiens ont parfaitement fonctionné sous l'action d'un tirage actif ; le feu se comportait tout aussi bien qu'avec un tirage faible, et l'allongement de la flamme permettait d'obtenir une température plus régulière dans toute l'étendue du four.

Avec les houilles non collantes, très gazeuses, mais très oxygénées, que l'on emploie en Silésie pour le chauffage des fours à zinc, il en était tout autrement. Ces houilles, lorsqu'elles sont pures, tamisent très facilement à travers la grille; l'emploi du menu est impossible et celui du charbon en morceaux donne lieu à des jets locaux d'air froid qui font casser les moufles. Lorsque les

©BIU Santé

houilles sont cendreuses, une autre difficulté se manifeste : les cendres restent pulvérulentes tant que le tirage est faible et par suite la température modérée dans la chauffe; on subit alors les inconvénients du tamisage des escarbilles à travers la grille. Avec un tirage actif, la température s'élève très rapidement dans la chauffe à cause de la porosité du résidu solide et de la rapidité de combustion qui en est la conséquence : les cendres fondent dans la zone la plus chaude, située à une dizaine de centimètres au-dessus de la grille. Les scories ainsi produites corrodent d'abord les parois de la chauffe, puis coulent sur la grille et s'y solidifient au contact du courant d'air froid; elles finissent quelquefois par se prendre en masse sur toute l'étendue de la chauffe, arrêtant complètement le tirage et nécessitant un décrassage pénible pour les ouvriers et dangereux pour la conservation des moufles (A. Wabner, *B. u. H. Ztg*, 1867, p. 300).

Pour obvier à cet inconvénient, on peut, en soufflant les grilles, éviter leur obstruction complète. On peut aussi avoir recours à un procédé plus efficace encore, consistant à conduire la combustion sur une couche de mâchefer suffisamment épaisse; mais pour constituer cette couche, il faut modifier la composition normale des cendres des houilles silésiennes par une addition de scories plus siliceuses. On y arrive en chargeant la grille, après chaque grand décrassage, d'une couche de 10 à 15 centimètres de scories acides, en morceaux de la grosseur du poing et en mélangeant au charbon des fragments analogues dès que les mâchefers paraissent devenir trop fluides. Dans ces conditions, en réduisant à trois ou quatre le nombre des barreaux de la grille, au lieu de 6 ou 7, et piquant la couche de mâchefers par-dessous de temps à autre, on arrive à gazéifier partiellement le résidu de la combustion et à obtenir une flamme assez longue avec les houilles silésiennes. Le tour de main nécessaire est assez délicat; on l'applique aujourd'hui dans certaines usines de grillage, à Hohenlohehütte par exemple (*B. u. H. Jahrb.*, 1889, p. 395); mais pour les fours de distillation, on préfère généralement recourir à l'emploi de gazogènes soufflés, munis d'une grille à gradins. La grille à mâchefers a été cependant employée assez fréquemment, il y a une trentaine d'années, combinée avec le tirage renversé.

Les fours à cheminées élevées comportent en effet deux variantes : dans l'une, les ouvreaux de tirage sont pratiqués dans la voûte principale, vers les naissances de celle-ci, comme dans les anciens fours silésiens; dans l'autre, ils sont ménagés dans la sole, au voisinage des piédroits des embrasures. Dans l'un et l'autre système, les fumées vont se réunir dans deux carneaux horizontaux, parallèles aux devantures, pour aboutir à une cheminée unique; seulement dans le premier, ces carneaux sont placés sur la voûte, tandis que dans le second ils sont ouverts dans le massif inférieur, au-dessous de la sole; leurs dimensions doivent être telles qu'elles n'empêchent pas de ménager dans le même massif les couloirs d'évacuation des résidus.

Le premier type paraît avoir été créé à Stolberg, avant 1844 (Rivot, *A. d. M.* 4e sér., t. X, p. 525); le tirage s'y effectue exactement comme dans l'ancien four silésien, c'est-à-dire du foyer vers les naissances de la voûte; la partie des moufles située au-dessus de la ligne de parcours direct est chauffée

©BIU Santé

assez régulièrement, à cause de la tendance de la flamme à s'élever, mais la partie inférieure reste toujours relativement froide. C'est un avantage au point de vue de la conservation des moufles, mais un inconvénient au point de vue du rendement.

Ce fut probablement en vue d'obvier à ces irrégularités de chauffage que l'on créa, vers 1850, dans les usines de Valentin Cocq et de Flône (Belgique) les fours à tirage renversé en transformant des fours à carneaux supérieurs qui y avaient été installés primitivement. En même temps on substituait à la botte silésienne un appareil de condensation plus parfait, dérivé du *tube* belge par voie d'agrandissement de ses dimensions.

La capacité de cet appareil est suffisante pour que tout le zinc produit en vingt-quatre heures par un moufle puisse s'y emmagasiner à l'état liquide, en attendant qu'on le fasse passer dans un poêlon au moyen du grattoir, suivant la formule belge. Un ajutage conique, en terre, ferme l'extrémité de l'allonge et supporte un *étouffoir* en tôle, où se condensent les poussières de zinc.

Fours de Stolberg. — Des fours silésiens à hautes cheminées et à tirage direct (fig. 73 et 74), avaient été installés à Stolberg vers 1844; ils ont été décrits par Rivot (*A. d. M.*, 4e série, t. X, p. 525).

La chauffe avait une profondeur de 1 mètre, la grille $0^m,39$ sur $1^m,87$ en

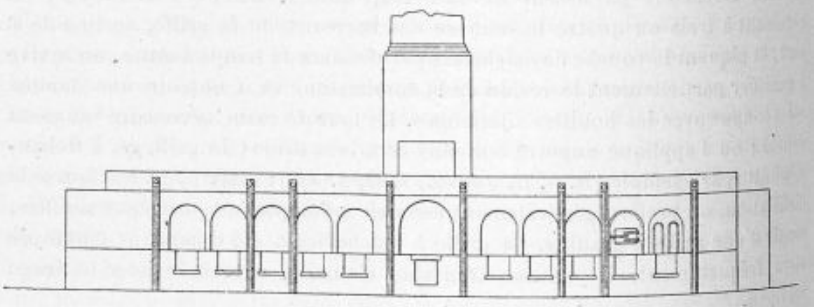


Fig. 73. — Vue verticale d'un ancien four silésien de Stolberg, d'après Rivot.
Échelle 0,008.

plan, soit $0^{m2},73$ de surface. Au lieu d'être rapprochée d'une extrémité du laboratoire, comme en Silésie, elle se trouvait au milieu. Le laboratoire avait intérieurement $3^m,40$ de long et $2^m,55$ de large entre les piédroits des embrasures; celles-ci étaient voûtées en plein cintre, comme dans les premiers fours silésiens. La voûte principale avait $0^m,86$ de hauteur au-dessus de la sole.

Les moufles, au nombre de vingt, avaient à peu près le même profil intérieur qu'en Silésie à la même époque, avec une épaisseur de $0^m,04$ à la base et dans toute la région inférieure, de $0^m,03$ dans la partie supérieure; à l'extérieur, leur hauteur était de $0^m,55$ et leur largeur de $0^m,22$. On en plaçait deux par

©BIU Santé

embrasure; la longueur extérieure était de 1m,27 pour ceux des six embrasures médianes et de 1m,45 pour ceux des quatre embrasures extrêmes.

L'allonge coudée servant à la condensation avait sensiblement les mêmes dimensions qu'en Silésie et etait adaptée de la même manière sur l'orifice du moufle.

Au four étaient annexées une chaudière à refondre le zinc, une chambre à cuire les moufles et deux soles pour calciner la calamine. Ces soles avaient en plan 0m,95 sur 1m,50; leur voûte avait 0m,85 de hauteur à la clef.

Entre elles se trouvait la cheminée, haute de 12 mètres, commune à deux fours et divisée en quatre gaînes carrées de 0m,30 de côté; chacune de ces gaînes assurait le tirage d'une devanture de four et de la sole de calcination de la calamine; le passage partie des flammes sous la chaudière de refonte et dans la chambre à cuire les moufles était obtenu au moyen d'une cheminée de faible hauteur, comme en Silésie.

Il existait au-dessus des diverses embrasures, sauf celles du milieu, des ouvreaux par lesquels les flammes débouchaient dans un carneau placé sur les voûtes secondaires et aboutissant à la cheminée (fig. 74).

Les fours de Stolberg n'avaient que quatre armatures par devanture (fig. 73);

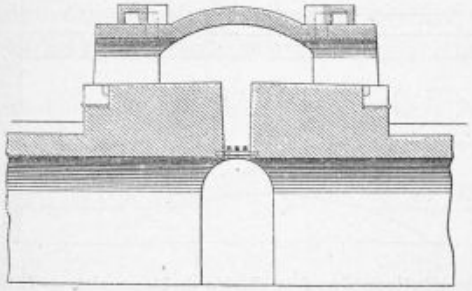


Fig. 74. — Coupe transversale d'un ancien four silésien de Stolberg, d'après Rivot.
Échelle 0,008.

ils étaient munis chacun d'une galerie transversale, ouverte dans le sous-sol, pour l'accès de l'air et le décrassage du foyer; de plus, une galerie longitudinale passait sous tous les foyers. Ces diverses galeries avaient 2 mètres de haut sur 1m,25 de large.

Fours de Llansamlet. — Un type analogue fonctionnait, vers 1860, dans les usines Dillwyn, à Llansamlet, près Swansea (Percy. *Metallurgy*, p. 558); il contenait vingt-quatre moufles placés deux à deux dans douze embrasures (fig. 75).

La grille avait 2m,66 de long sur 0m,47 de large (surface : 1m²,25); la profondeur de la chauffe était de 0m,50, c'est-à-dire moitié seulement de celle des anciennes chauffes silésiennes. Il est vrai que le chargement s'effectuait par une porte placée au-dessus du niveau de la sole, tandis que le seuil du tisard

©BIU Santé

des anciens fours silésiens se trouvait à un niveau inférieur à celle-ci de 0m,53 (Callon) ou de 0m,35 (Julien).

Le four lui-même a intérieurement 4m,20 de long sur 3m,15 entre les piédroits des embrasures; sa surface de sole est donc presque double de celle des anciens fours silésiens à vingt moufles. Il est vrai que le fond des moufles n'est pas placé, comme dans ces fours, au bord même de la chauffe; il en est à 35 centimètres de distance, par une sorte de compensation pour la profondeur moindre de la grille.

A l'inverse de la disposition de Stolberg, le foyer est ici à une extrémité de la sole.

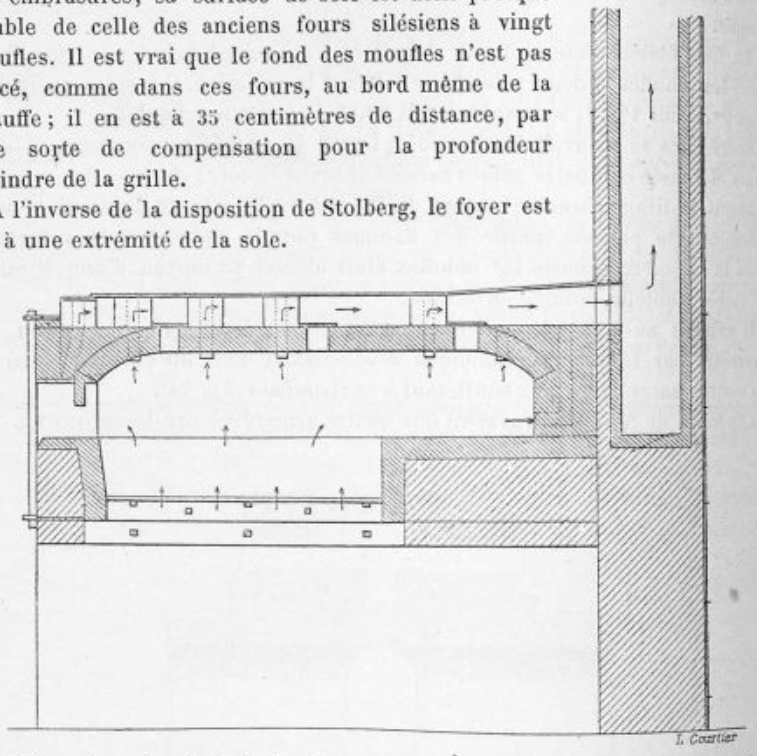


Fig. 75. — Coupe longitudinale d'un four silésien de Llansamlet. — Échelle 0,0139 = 1/72.

Les dimensions des moufles diffèrent peu de celles usitées en Silésie : la section transversale est intérieurement de 0m,18 sur 0m,48, extérieurement de 0m,24 sur 0m,53; la longueur intérieure est de 1m,20 et l'épaisseur du fond de 0m,05 (fig. 76).

Le mode d'adaptation de l'allonge coudée sur la partie supérieure de l'orifice du moufle est le même qu'à Stolberg. La section de l'allonge elle-même est analogue à celle du moufle à son insertion dans celui-ci; elle est au contraire circulaire et de 0m,09 de diamètre intérieur à son autre extrémité. Celle-ci s'engage dans un *pot* qui, au lieu d'être en terre, comme en Silésie, est en fonte et a 0m,29 de hauteur totale; il est prolongé lui-même par un tube en tôle, qui a 0m,10 de diamètre intérieur, avec une longueur de 0m,45. L'ensemble de ces deux pièces a donc un développement beaucoup plus grand qu'en Silésie, où le *pot* en terre avait seulement 0m,20 à 0m,25 de haut. Aussi, la niche rectangulaire placée au-dessous de l'embrasure et destinée à recevoir le zinc condensé a-t-elle une hauteur plus considérable aussi : 0m,52 au lieu de 0m,38. La substitution de pièces en fonte et en tôle à une pièce en terre a été probablement

©BIU Santé

motivée par les avaries fréquentes que subissait cette dernière pendant le décrassage des moufles; elle a l'inconvénient de pouvoir à introduire du fer dans le zinc condensé.

Le tirage se fait par une série d'ouvreaux situés au-dessus des embrasures et débouchant dans deux carneaux placés au-dessus des arceaux qui abritent les

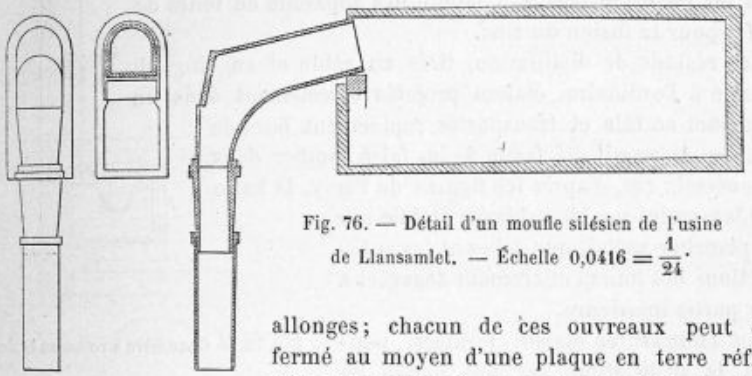


Fig. 76. — Détail d'un moufle silésien de l'usine de Llansamlet. — Échelle $0{,}0416 = \frac{1}{24}$.

allonges; chacun de ces ouvreaux peut être fermé au moyen d'une plaque en terre réfractaire, de manière à permettre de régler le chauffage de chaque groupe de deux moufles (fig. 77).

Il existe, en outre, dans la voûte, six ouvreaux spéciaux, tenus normalement fermés, mais pouvant servir éventuellement à la réparation des moufles par l'extérieur.

Les carneaux sont disposés de manière à se nettoyer facilement : ils aboutis-

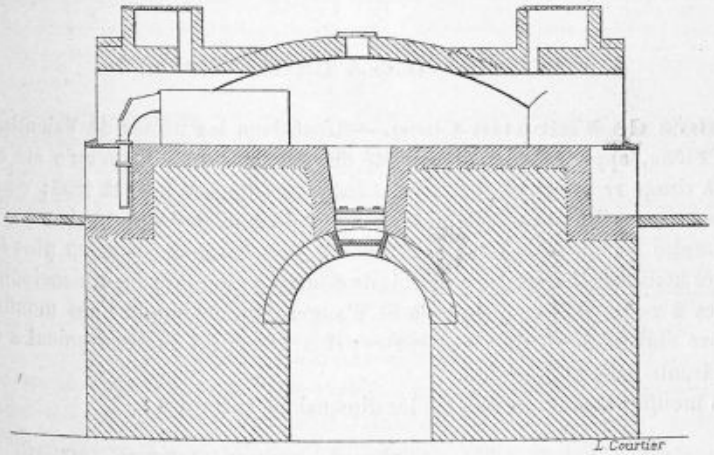


Fig. 77. — Coupe transversale d'un four silésien de Llansamlet.
Échelle $0{,}0139 = \frac{1}{72}$.

sent à une cheminée ne desservant qu'un four. Une sole de calcination était inutile, car on ne traitait que de la blende, grillée à l'avance dans un réverbère indépendant; quant à la cuisson des moufles, elle se faisait dans un four à chauffage intermittent, analogue à celui usité dans les usines belges.

©BIU Santé

La refonte du zinc s'opérait dans une chaudière en fonte chauffée par un foyer spécial (fig. 78). On y refondait 400 kilogrammes de zinc en trois quarts d'heure et, après un repos de vingt minutes, on puisait le métal à la cuiller, en ayant soin de laisser au fond une couche de métal où le plomb se concentrait progressivement. Nous avons indiqué déjà les inconvénients de l'emploi des appareils en fonte ou en fer pour la fusion du zinc.

Les résidus de distillation, tirés au râble et au ringard, comme à l'ordinaire, étaient projetés directement dans un wagonnet en tôle et transportés rapidement hors de la halle. Il aurait été facile de les faire tomber dans le sous-sol : car, d'après les figures de Percy, la halle de Llansamlet semble avoir été établie sur un plancher métallique laissant les substructions des fours entièrement dégagées à leur partie inférieure.

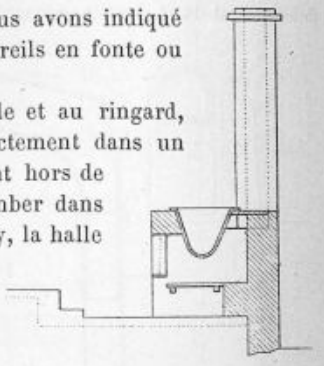


Fig. 78. — Chaudière à refondre le zinc.

Les embrasures étaient fermées, pendant la distillation, par des portes en tôle présentant au milieu un petit panneau mobile.

Des essais faits vers 1855 par la Compagnie silésienne, en vue de mettre en service des fours analogues à ceux de Llansamlet, dans ses usines de Gabor II et de Paulshütte ne réussirent pas; il semble qu'on ne soit pas parvenu, dans ces essais, à entretenir régulièrement la combustion sur une couche de mâchefer.

FOURS SILÉSIENS A TIRAGE RENVERSÉ

Fours de Valentin-Cocq. — C'est dans les usines de Valentin-Cocq et de Flône, appartenant à la Société de la Vieille-Montagne, qu'a été créé le type à tirage renversé, probablement entre les années 1850 et 1855; en même temps on y modifiait radicalement le mode de condensation du zinc.

L'emploi de houilles grasses, donnant une flamme beaucoup plus longue que les houilles silésiennes, a permis de donner à ces fours des dimensions supérieures à celles usitées jusque-là et d'augmenter le nombre des moufles. Ce nombre était d'abord de vingt-quatre; il a été porté successivement à vingt-huit, trente-deux et quarante.

Les moufles avaient à l'origine les dimensions suivantes :

	LARGEUR	HAUTEUR	LONGUEUR	CAPACITÉ
	—	—	—	—
Intérieurement	$0^{m},16$	$0^{m},49$	$1^{m},25$	$0^{m3},0946$
Extérieurement	$0^{m},22$	$0^{m},55$	$1^{m},30$	»

Plus tard, on porta la hauteur et la longueur intérieure à $0^{m},54$ et $1^{m},35$, ce qui éleva la capacité à $0^{m3},113$; le volume intérieur de l'ensemble des moufles atteignit alors de $3^{m3},62$, tandis qu'il était primitivement de $3^{m3},03$.

Dans le type usuel, décrit par Thum (*B. u. H. Ztg*, 1860, p. 31 et 46), la longueur

©BIU Santé

de la sole était de 4m,95, ce qui correspondait à huit embrasures de 0m,54 de large, séparées par des piédroits de 0m,09. La largeur du four entre ces piédroits était de 2m,90.

Au milieu de la sole s'étendait une chauffe A (fig. 79) de 3 mètres de long

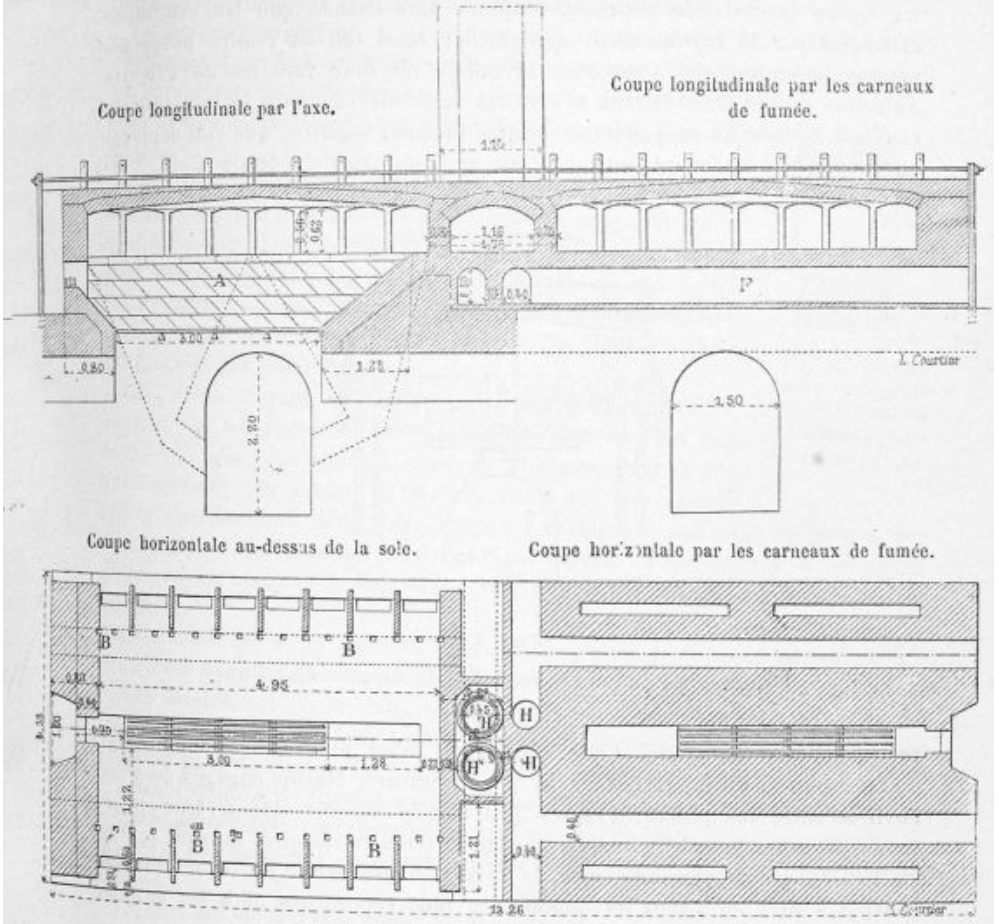


Fig. 79. — Ancien four silésien de Valentin Cocq. — Échelle 0,01.

et large de 0m,44; sa profondeur variait d'un mètre à 1m,25. A ses deux extrémités, elle se terminait par deux talus inclinés à 45 degrés environ; les parois latérales étaient verticales à l'origine, mais on leur donna plus tard une inclinaison notable vers l'extérieur.

La voûte du four était cintrée en tous sens et très surbaissée; sa hauteur médiane n'était à l'origine que de 0m,72; on l'a portée depuis à 0m,85 pour augmenter la stabilité.

La sole avait une pente de 3 degrés environ vers les embrasures : des ouvreaux de tirage B, B y étaient pratiqués dans les intervalles compris entre les moufles, au contact immédiat des piédroits. Ces ouvreaux avaient primitive-

©BIU Santé

ment une section carrée, de 0m,12 de côté, mais cette section était utilisée incomplètement puisque les intervalles entre les moufles n'étaient que de 0m,08 à 0m,09 tout au plus. Aussi a-t-on réduit depuis leur dimension à ce dernier chiffre; cette dimension varie d'ailleurs un peu avec la position des ouvreaux. La région centrale du four est toujours plus chaude que les extrémités, refroidies par le rayonnement des parois; aussi fait-on croître progressivement la section des ouvreaux du milieu du four vers les deux bouts. Autrefois on préférait donner à tous les ouvreaux la même section initiale, sauf à la réduire au moyen d'une brique, formant registre, que l'on déplaçait au moyen d'un ringard introduit par une ouverture spéciale C (fig. 80)

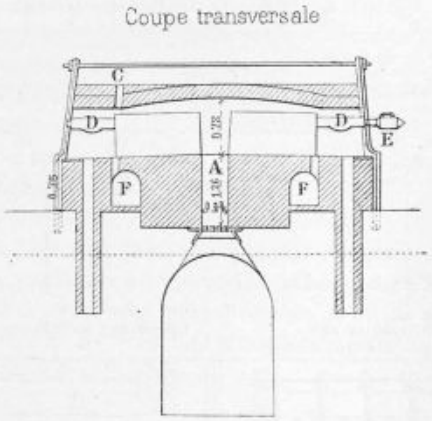


Fig. 80. — Ancien four silésien de Valentin Cocq. — Échelle 0,01.

ménagée dans la voûte. Cette disposition n'est plus usitée aujourd'hui.

Les moufles, au nombre de deux par embrasure, étaient engagés de 0m,05 environ entre les piliers; l'espace peu étendu restant vide à leur pourtour était soigneusement luté au moyen de terre réfractaire. Lorsque le four était en service depuis longtemps, la corrosion des parois du foyer obligeait souvent à tirer en avant les moufles les plus rapprochés et à les engager davantage entre les piliers d'embrasures.

La condensation du zinc s'effectuait dans un tube D ouvert aux deux extrémités, renflé en dessous dans sa partie médiane et présentant intérieurement une section suffisante pour permettre le chargement à la cuiller, comme la *botte* silésienne. De même que celle-ci, le tube était soutenu par une traverse en terre appuyée sur deux saillies de la gueule du moufle; le vide restant au-dessous de la traverse était fermé par une plaque en terre réfractaire simplement séchée, qu'on faisait adhérer au moyen d'un peu de lut.

Les dispositions des couloirs d'évacuation des résidus étaient à peu près les mêmes qu'en Silésie, avec cette seule différence que les résidus de chaque moitié du four aboutissaient d'un côté différent de la galerie transversale réservée dans les fondations (fig. 79 et 80).

©BIU Santé

La fermeture antérieure des embrasures était obtenue, comme en Silésie, au moyen d'un cadre en fer, avec treillis intérieur supportant un placage en terre réfractaire, mais la substitution de l'allonge droite à l'allonge coudée avait entraîné la division de la porte en deux panneaux distincts.

Le panneau supérieur, traversé par les extrémités des deux allonges qui s'appuyaient sur le bord inférieur de son cadre (fig. 81), ne s'enlevait que lors du remplacement d'un moufle; le panneau inférieur, au contraire, s'enlevait à chaque nettoyage, c'est-à-dire tous les matins.

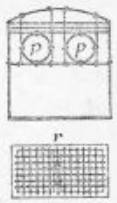


Fig. 81. — Fermeture antérieure d'une embrasure du four silésien de Valentin Cocq.

Les niches inférieures des embrasures de l'ancien four silésien, servant à recevoir le zinc condensé en gouttelettes, avaient naturellement disparu. Le dépôt des poussières de zinc s'effectuait dans des récipients E (*étouffoirs*) en tôle, de forme variable, adaptés sur les allonges par l'intermédiaire d'un ajutage en terre réfractaire formant bouchon à l'extrémité extérieure de celles-ci.

Les soles servant en Silésie à la cuisson des moufles avaient eté supprimées, cette cuisson s'opérant dans des fours spéciaux, analogues à ceux de Llansamlet; mais on avait conservé au centre du massif, entre les deux fours qui le constituaient, deux soles servant à calciner la calamine au moyen des flammes perdues. Ces soles cessèrent bientôt d'être en service; on les supprima pour pouvoir agrandir le four et porter le nombre des moufles de trente-deux à quarante.

Les cheminées H des fours de Valentin-Cocq étaient groupées par quatre au centre du massif : chacune d'elles desservait un des collecteurs de fumées F placés au-dessous de la sole. Ces cheminées étaient construites, tantôt en maçonnerie ordinaire, tantôt en boisseaux de poterie réfractaire, suivant un système qui sera décrit plus loin, à l'occasion des fours belges.

Les collecteurs de fumées avaient $0^m,40$ de large et $0^m,50$ de haut, soit une section de $0^{m^2},224$; les cheminées, une section de $0^{m^2},16$ environ ($0^m,45$ de diamètre par exemple), avec une hauteur de 10 à 11 mètres au-dessus du sol d'usine.

Le type qui vient d'être décrit fut transformé quelques années plus tard par l'addition de deux rangées de creusets belges au-dessus des moufles silésiens; enfin une nouvelle transformation, supprimant les moufles donna le type rhénan, à trois rangées de creusets, actuellement usité dans les usines de Valentin-Cocq et de Flône.

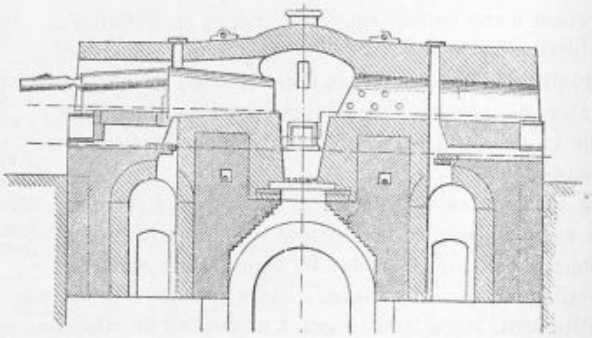
Fours Thometzek. — Les tentatives faites à Lydogniahütte, de 1859 à 1862, pour adapter le type de Valentin-Cocq à l'emploi de la houille silésienne échouèrent complètement. Les campagnes duraient seulement de trois mois à trois mois et demi; au bout de ce temps les parois de la chauffe étaient corrodées au point de rendre impossible tout marche régulière.

Cet insuccès n'empêcha pas l'usine Godulla de mettre en service, en 1862, un type de fours à flamme renversée, dû à M. Thometzek (*B. u. H. Ztg*,

©BIU Santé

1867, p. 313). La grille de ce four a 0m,42 sur 1m,88, soit 0m²,79 de surface; elle est munie de cinq barreaux (fig. 82). La profondeur de la chauffe est de 0m,84; les parois de cette chauffe s'évasent vers le haut, de manière à obtenir au bord supérieur une dimension transversale de 0m,60 et une dimension longitudinale de 3m,62, égale à celle du four lui-même à son intérieur.

Cette longueur correspond à la largeur de cinq embrasures, de 0m,58 d'ouverture, séparées par des piédroits de 0m,18 d'épaisseur. Ces piédroits se prolongent jusqu'au bord de la chauffe, ainsi que les voûtes des embrasures;



$\frac{1}{100}$

Fig. 82. — Four Thometzek (coupe transversale).

la voûte principale n'a que 1m,30 de portée, avec une hauteur de 0m,90 au-dessus des bords de la chauffe. Cette disposition n'était pas précisément nouvelle; elle avait été essayée dès 1817 à Lydogniahütte (voir page 236) et abandonnée probablement à cause des irrégularités de chauffage auxquelles elle donnait lieu. Pour atténuer ces irrégularités, M. Thometzek avait ménagé, dans la partie des piédroits voisine de la chauffe, cinq trous ronds mettant en communication les embrasures voisines.

Les flammes émanées de la chauffe circulaient le long des moufles et redescendaient par des ouvreaux ménagés dans chacun des intervalles entre ces moufles. Ces ouvreaux, situés à l'aplomb des piédroits, correspondaient à autant de canaux verticaux débouchant en dessus du four et permettant le décrassage au ringard. Des canaux horizontaux, ménagés dans le massif, fournissaient le moyen de régler la section de chaque ouvreau par le déplacement d'une brique formant registre. Les canaux de fumées réservés sous la sole avaient 0m,63 de large sur 1m,55 de haut (section de 0m²,934); ils aboutissaient à quatre cheminées, situées au centre du massif et ayant chacune 0m,47 sur 0m,47, soit une section de 0m²,211; la hauteur de ces cheminées était de 9m,50.

Les dimensions des canaux horizontaux étaient trop fortes; leur exagération avait contribué à empêcher l'établissement, dans les substructions du four, de couloirs pour l'évacuation des résidus; on devait donc projeter, lors

©BIU Santé

du décrassage, ces résidus sur le sol de l'usine, au grand détriment de la commodité du travail. On ne peut guère expliquer la section anormale donnée aux canaux de fumées que par la crainte de voir ces canaux s'encombrer rapidement de scories; il aurait mieux valu adopter des dispositions facilitant le nettoyage, comme on l'a fait partout depuis dans les fours analogues.

Les moufles du four Thometzek, au nombre de vingt, étaient caractérisés par l'exagération d'une tendance, fréquente en Silésie, dans le sens de l'évasement de ces récipients et de l'amincissement de leurs parois du côté de la gueule. L'augmentation d'épaisseur dans la partie la plus exposée à l'action du feu s'explique facilement; elle n'a d'autre inconvénient que de compliquer un peu la fabrication du moufle; mais la réduction de section transversale du côté du foyer est plus difficile à justifier. D'après R. Wabner (*B. u. H. Ztg*, 1867, p. 314), elle aurait été motivée par la déformation trop facile des moufles dans la partie la plus chauffée.

Les moufles du four Thometzek avaient les dimensions transversales suivantes :

	LARGEUR EXTÉRIEURE	HAUTEUR EXTÉRIEURE	ÉPAISSEUR	
			des parois	de la sole
	—	—	—	—
Ouverture extérieure.	$0^m,21$	$0^m,575$	$0^m,025$	$0^m,026$
Fond du moufle. . . .	$0^m,21$	$0^m,485$	$0^m,039$	$0^m,052$

Leur longueur était de $1^m,32$ à l'extérieur et de $1^m,435$ à l'intérieur.

La condensation du zinc se faisait dans une allonge cylindrique de $0^m,80$ de long et d'environ $0^m,12$ de diamètre extérieur, inclinée vers l'avant et appuyée de ce côté sur un support en fer. Cette allonge était fermée antérieurement par une plaque en terre réfractaire, munie en bas d'un trou de coulée, en haut d'un ajutage sur lequel se posait un étouffoir cylindrique en tôle, long de $0^m,60$, et ayant $0^m,15$ de diamètre.

La conduite du four Thometzek ne présentait rien de particulier, en dehors des soins nécessaires pour entretenir la grille à mâchefer. En vue de faciliter le décrassage, qui aurait pu être gêné par un tirage trop actif, le four était muni d'une petite cheminée, dépassant à peine sa voûte et placée immédiatement au-dessus du tisard. Avant de commencer le décrassage, on fermait les clapets des deux grandes cheminées, et on ouvrait celui de la petite : dans ces conditions, l'air froid qui entrait par la porte sortait immédiatement par la petite cheminée sans circuler au contact des moufles qu'il aurait risqué de fêler.

Les consommations du four Thometzek différaient peu de celles des anciens fours silésiens à vingt moufles (voir page 282).

©BIU Santé

FABRICATION DES MOUFLES ET DES ALLONGES

Fabrication des moufles. — Dans la méthode silésienne, comme dans tous les procédés de distillation du zinc, la résistance des récipients réfractaires servant à opérer la distillation est un élément essentiel de succès.

Les matériaux réfractaires employés autrefois en Silésie étaient d'assez bonne qualité, bien qu'inférieurs à ceux employés en Belgique. C'étaient des argiles assez plastiques, provenant de Mirow et surtout de Poremba, en Galicie; ces argiles, blanches ou grises à l'état cru, deviennent blanches après calcination; elles se contractent peu au feu, mais elles sont médiocrement réfractaires, car elles fondent au blanc intense. Les usines silésiennes en consomment encore aujourd'hui une certaine proportion, mais elles emploient de préférence des terres plus réfractaires, telles que celles de Saarau (Riesengebirge).

Dans l'ancienne fabrication silésienne, l'argile en partie crue, en partie cuite était le seul élément qui entrât dans la composition des pâtes réfractaires : encore évitait-on d'ordinaire les frais d'une cuisson spéciale pour une partie de cette argile, en utilisant comme élément dégraissant les débris de vieux moufles, bien triés de manière à éviter l'introduction de scories et de mâchefers. La pulvérisation des deux éléments de la pâte se faisait d'une manière fort primitive : les débris de moufles étaient concassés au marteau dans des auges en fonte et criblés ensuite; l'argile crue était pulvérisée au marteau sur une aire dallée. On en employait deux parties (en volume) pour une de débris de moufles; on humectait et on marchait la pâte à plusieurs reprises. On laissait ensuite pourrir cette pâte pendant assez longtemps avant de l'employer.

Dans la région rhénane, à Stolberg par exemple, les conditions de fabrication des moufles se rapprochaient beaucoup de celles usitées en Belgique. On employait comme matière première les argiles des environs d'Andenne, que l'on mélangeait dans la proportion de deux parties, à l'état cru, pour trois de débris de moufles ou parfois d'argile cuite. Les éléments divers de la pâte avaient été préalablement concassés au marteau, puis broyés sous des meules roulantes : le mélange était effectué d'abord à sec, puis on marchait pendant plusieurs heures la pâte humectée et on finissait sa préparation en la faisant passer successivement dans deux malaxeurs (Rivot, *loc. cit.*, p. 517).

A Swansea, on employait comme matière première l'argile de Stourbridge, avec un poids égal de débris de moufles ou de pots de verrerie; le concassage se faisait sous des meules roulantes; le marchage était remplacé par un brassage au rabot sur une aire en bois. Les pâtes subissaient le pourrissage pendant quelques jours avant d'être employées.

La fabrication des moufles silésiens se fait ordinairement à la main, par divers procédés. Au début de l'industrie du zinc en Silésie, on avait employé des moules extérieurs; on avait ensuite abandonné ce procédé, auquel on repro-

©BIU Santé

chait de donner lieu à des ruptures aux points de raccordement des divers éléments du moule ; on y est revenu aujourd'hui dans toutes les usines silésiennes.

La fabrication sans moule était assez difficile et exigeait beaucoup de soin de la part de l'ouvrier. Celui-ci prenait un bloc de pâte venant du pourrissage, le pétrissait à nouveau et lui donnait la forme d'une masse ayant en plan à peu près le profil transversal du moufle ; il l'évidait ensuite en lui laissant au milieu l'épaisseur minima nécessaire pour former le fond. Il prenait alors une autre masse de pâte et la battait sur sa table de manière à lui donner à peu près l'épaisseur de la paroi latérale du moufle ; il la coupait ensuite à des dimensions telles qu'elle pût former la moitié du développement de la paroi sur $0^m,20$ à $0^m,30$ de hauteur. Il transportait cette plaque sur le fond déjà confectionné, la déformait de manière à l'appliquer sur le bord de ce fond et l'y soudait ; il opérait de même pour la moitié opposée de l'assise. Il laissait sécher quelques jours, en tenant les bords humides au moyen d'un linge mouillé ; quand la partie déjà exécutée avait acquis une consistance suffisante, il ajoutait une autre assise de même hauteur, dont la soudure était rendue possible par l'état d'humidité dans lequel avait été entretenu le bord supérieur de l'assise déjà posée. On continuait ainsi jusqu'à ce que le moufle, reposant sur son fond, eût atteint une certaine hauteur, variable suivant la position qu'il devait occuper dans le four.

Il restait à donner à ce récipient une surface bien régulière ; à cet effet, l'ouvrier appliquait contre la paroi extérieure une règle plate occupant toute la hauteur du moufle, et ayant $0^m,10$ de large ; il l'appuyait avec le genou pendant qu'il battait la surface intérieure avec un maillet en bois. Pour la face inférieure, qui devait être bien plane pour reposer uniformément sur la sole, on se servait d'une planche ayant les dimensions exactes de cette face. Une fois ce travail terminé, on soudait deux petites saillies sur les parois latérales de l'orifice et on envoyait le moufle au séchoir, où il restait une quinzaine de jours au moins. Ce séchoir était généralement maintenu à une température de 30 à 35° ; parfois, on le chauffait vers 40 à 50 degrés.

L'emploi de moules extérieurs permet de fabriquer beaucoup plus facilement des moufles bien réguliers et de section bien uniforme. Ces moules (A, fig. 83) sont en bois, armés de frettes en fer munies d'écrous qui permettent de les décomposer en deux parties, suivant le plan longitudinal de symétrie ; ils sont, en outre, subdivisés en plusieurs parties dans le sens de la longueur, en deux ou en trois, suivant les dimensions du moufle dans ce sens.

Pour repérer exactement ces segments du moule, on se sert de tenons cylindriques et de mortaises de même forme, se correspondant de manière que chaque segment soit à la fois mâle et femelle. Les tenons sont ordinairement placés à la partie inférieure, et ceux de l'élément inférieur du moule s'enfoncent dans des mortaises réservées dans un plateau qui sert de fond. Pour éviter l'adhérence de la pâte sur le moule, on étend une toile mouillée sur la face interne de celui-ci et on recouvre le plateau inférieur de sable ou de poussière de débris de moufles.

On exécute le fond en étalant sur le plateau inférieur une masse de pâte qu'on refoule avec un pilon (C, fig. 83), jusqu'à ce que son épaisseur soit réduite à $0^m,05$

©BIU Santé

ou 0m,06. A ce moment, un seul élément du moule est mis en place ; on monte à son intérieur les parois soit par reprises très courtes, formées de boudins de pâte de 0m,04 environ de diamètre, soit au moyen de plaques obtenues en coupant au fil de laiton des parallèlipipèdes de pâte préparés à l'avance ; ces plaques doivent avoir une épaisseur un peu supérieure à l'épaisseur définitive. La deuxième méthode est plus rapide que la première, mais elle donne une soudure un peu moins parfaite.

Quel que soit le procédé employé, on dresse la surface interne du moufle au

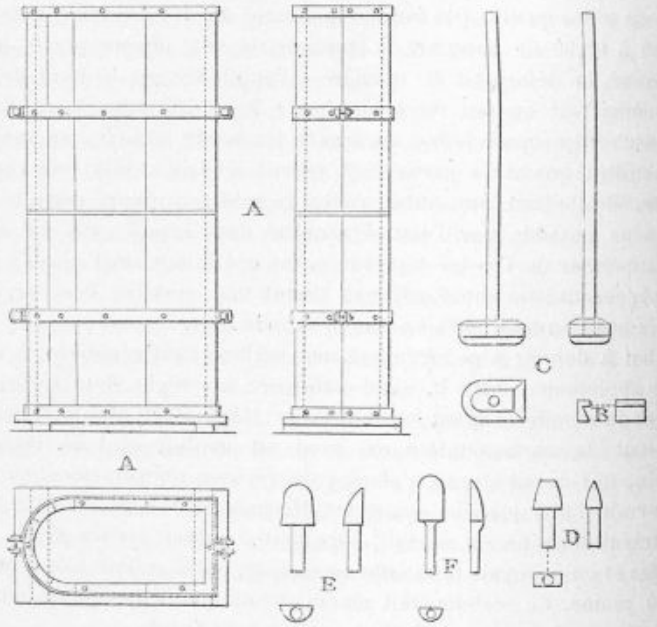


Fig. 83. — Moule extérieur et outils pour la fabrication des moufles silésiens.

moyen de battes en bois de formes et de dimensions diverses (D, E, F, fig. 83).

Quand on a monté le moufle à une certaine hauteur, on laisse sécher quelque temps en recouvrant le bord supérieur d'un linge mouillé ; on attend, par exemple, douze heures après chaque reprise de 0m,20 de haut.

Une fois qu'on a atteint le bord du premier élément de moule, on met en place le second et ainsi de suite, jusqu'à ce qu'on ait obtenu la hauteur nécessaire. On lisse la surface interne après avoir laissé le moufle sécher un certain temps, puis on soude les deux saillies latérales de l'orifice, que l'on moule souvent à l'avance dans un appareil spécial (B, fig. 82).

Trois jours après l'achèvement du moufle, on peut le démouler; on le laisse sécher trois ou quatre jours sur place, puis on le transporte à l'étuve, où on le laisse de quinze jours à trois mois, suivant l'activité de la fabrication et les besoins de l'usine.

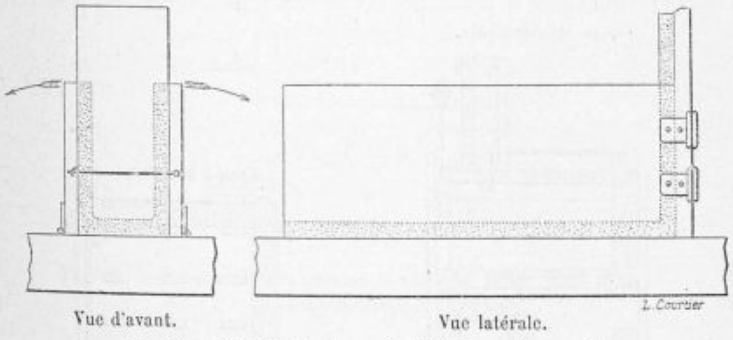
On avait installé à Stolberg, en 1846, un procédé de fabrication différant

©BIU Santé

sensiblement du précédent; les moules y étaient intérieurs au lieu d'être extérieurs et placés horizontalement au lieu de l'être verticalement. Cette méthode ne s'est pas beaucoup répandue, mais elle était encore en usage à Stolberg (Birkengang) il y a quelques années : il est donc intéressant d'en reproduire les traits principaux, d'après Rivot (*A. d. M.*, 4e série, t. X, p. 521).

L'ouvrier était placé devant une table élevée de 0m,80 au-dessus du sol et longue de 1m,20; sur cette table, on plaçait les plateaux allongés servant de support aux moufles en cours de fabrication. On recouvrait le plateau d'escarbilles pulvérisées pour éviter l'adhérence, puis on y étalait une plaque de pâte, épaisse de 0m,05 (pour une épaisseur définitive de 0m,04) et de dimensions sensiblement plus grandes que la base du moufle, surtout dans le sens transversal (0m,25 pour 0m,22). On damait cette plaque avec une batte en bois, de manière à la ramener à 0m,04 d'épaisseur; on posait ensuite à sa surface le moule, formé d'une carcasse en bois sur laquelle se fixait un lattis, également en bois, représentant la forme intérieure du moufle. Pour éviter l'adhérence, on recouvrait le lattis d'une toile ou on le saupoudrait d'escarbilles pulvérisées. On montait les parois latérales, puis le cintre supérieur; avant de poser le fond, on laissait sécher trois jours près d'un poêle, en recouvrant d'un linge mouillé les bords correspondant au fond. On enlevait le moule, on lui soudait un fond, on le redressait verticalement, enfin on damait le fond avec une masse de fer recouverte d'un linge mouillé. On terminait en adaptant les saillies de l'orifice et en séchant le moufle de la manière ordinaire.

Un troisième procédé de fabrication des moufles résulte de la combinaison



Vue d'avant. Vue latérale.

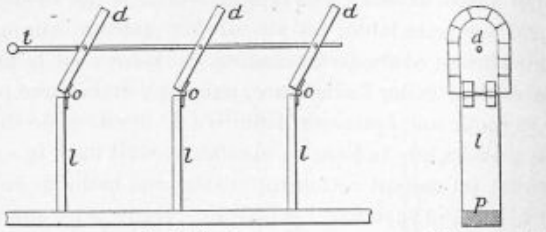
Fig. 84. — Moulage de la partie inférieure d'un moufle.

des deux précédents, en ce sens qu'il comporte l'emploi d'un moule extérieur pour la partie inférieure du moufle, considéré dans sa position de travail, et d'un moule intérieur pour la partie supérieure. Le moule extérieur se compose de trois plateaux verticaux en bois, dont deux correspondant aux faces latérales et le troisième correspondant au fond; ce dernier est articulé avec les deux premiers qui sont reliés à l'avant par un crochet (fig. 84).

Une fois le moule monté sur la table de travail, on étale d'abord sur celle-ci une plaque de pâte qui doit former la sole, puis on pose verticalement d'autres plaques analogues, devant former les faces verticales du moufle et on les soude bien entre elles, ainsi qu'avec la sole. On applique une toile mouillée à l'inté-

©BIU Santé

rieur pour faciliter le démoulage, puis on introduit au gabarit (fig. 85), formé d'une planche de support p et de trois planches verticales l, dont la partie supérieure d, articulée à charnières, peut se rabattre sous l'action d'une tringle t; on redresse ces pièces mobiles et on y pose un cintre en bois sur lequel on applique une plaque de pâte, d'épaisseur convenable, en la soudant avec les



Vue latérale. Vue en bout.

Fig. 85. — Gabarit intérieur d'un moufle.

précautions usuelles. On enlève alors le moule extérieur, on laisse sécher vingt-quatre heures, puis on enlève le cintre intérieur en rabattant les pièces d et faisant glisser hors du moufle le support d'abord, les planchettes du cintre ensuite.

Un ouvrier peut faire, par ce procédé, cinq moufles par jour.

Les moufles sont parfois employés sans cuisson préalable; c'est ce qui arrive lorsque l'on met en feu un four neuf. Mais on ne pourrait mettre en place, dans un four porté au rouge blanc, des moufles simplement séchés; sous l'influence d'une élévation aussi brusque de température, ils se fendraient et ne pourraient

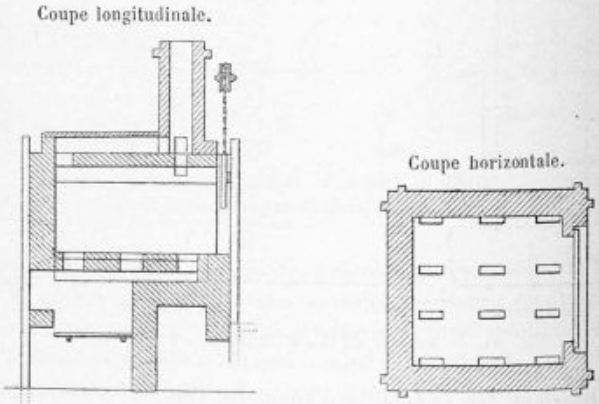


Fig. 86. — Four à cuire les moufles. — Usine de Llansamlet (d'après Percy).
Échelle : 0,0139 = 1/72.

être utilisés. On doit donc les cuire lentement et les porter au rouge vif avant de les introduire dans le four.

Lorsqu'on emploie pour la cuisson des moufles un four spécial, comme on le faisait à Llansamlet, il est facile de réaliser un échauffement lent et progressif. Le four (fig. 86) est une capacité voûtée ayant en plan $1^m,25$ sur $1^m,25$ avec une voûte surbaissée, haute de $0^m,75$ à la clef; au-dessous est un foyer ayant en plan

©BIU Santé

0m,65 sur 0m,38 ; la flamme passe par douze ouvreaux pratiqués dans la sole qui recouvre le foyer et vient échauffer la charge placée au-dessus. Cette charge se compose de quatre ou cinq moufles que l'on pose à plat sur la sole, après avoir laissé tomber la température du four ; on ferme l'ouverture antérieure de la chambre au moyen d'une porte en fer recouverte intérieurement de briques réfractaires et équilibrée par un contrepoids, puis on rallume le feu sur la grille. La température s'élève peu à peu jusqu'au rouge très vif ; quand les moufles ont atteint cette température, ils sont prêts à être introduits dans le four.

Les fours de cuisson indépendants, usités actuellement dans quelques usines silésiennes, sont disposés d'une manière analogue à celui de Llansamlet, mais leurs dimensions sont plus grandes et on y cuit les moufles debout.

Lorsque l'on emploie des chambres de cuisson annexées au four de distillation, on a soin de boucher presque complètement les ouvreaux de communication avant d'y introduire un moufle préalablement bien séché ; on ne l'introduit d'abord qu'à moitié, puis on l'enfonce peu à peu dans la chambre, tout en débouchant progressivement les ouvreaux d'entrée de la flamme. Lorsque le moufle est complètement engagé, on ferme la porte et on laisse monter la température.

Fabrication des allonges. — Les allonges sont soumises à une température beaucoup plus basse que les moufles ; il n'est donc pas nécessaire d'employer une pâte très réfractaire pour leur fabrication. En Silésie, on se sert d'un mélange d'argile crue avec des débris concassés de vieilles allonges,

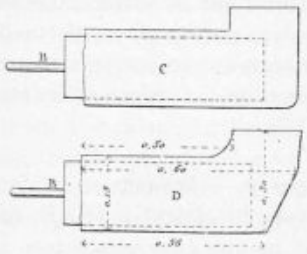


Fig. 87. — Fabrication des allonges coudées en Silésie, vers 1857.
(D'après Julien.)

ou parfois de l'argile cuite ; la proportion est de moitié de chaque élément ou bien de deux tiers d'argile pour un tiers de matière dégraissante.

A Llansamlet, on employait deux volumes de débris pulvérisés de briques réfractaires et un tiers de terre de pipe.

Le mélange et le malaxage se font beaucoup plus sommairement que pour la pâte à moufles.

Quant à la fabrication, elle peut se faire par deux procédés différents. Autrefois, en Silésie, l'ouvrier battait une certaine quantité de pâte sur une planche préalablement sablée ou même sur le sol de l'usine, de manière à former une plaque rectangulaire épaisse d'environ 0m,01, comme l'allonge, et correspondant au développement de sa branche principale, avec un certain excès de longueur.

©BIU Santé

Il posait sur cette plaque un mandrin cylindrique ou légèrement conique M (fig. 87), muni d'une poignée B et d'une longueur telle que son extrémité vînt tomber vers le milieu du coude de l'allonge terminée; il repliait la plaque autour du mandrin, la soudait suivant la génératrice supérieure, puis la déformait à l'extrémité et y rapportait de la pâte de manière à former un coude à angle droit (état C). Il enlèvait le mandrin et laissait sécher la botte pendant trois ou quatre jours; c'est seulement alors qu'on coupait l'angle pour y pratiquer l'orifice H de chargement (état D).

A l'usine de Llansamlet, on fabriquait les allonges dans des moules exté-

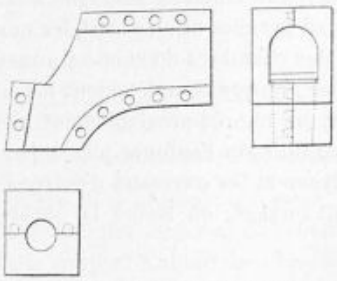


Fig. 88. — Moule extérieur pour la fabrication des allonges coudées du four silésien de Llansamlet. — Échelle : 0,0416 = 1/24.

rieurs, en plâtre. Ces moules (fig. 88) se décomposaient en deux pièces, qu'on pouvait assembler exactement au moyen de tenons et de mortaises. On étendait la pâte bien uniformément sur la surface intérieure de chaque moitié du moule; on réunissait les deux parties et on effectuait la soudure à la main. On laissait sécher quelque temps et on démoulait ensuite.

Les allonges n'étaient pas cuites à l'avance; elles étaient mises en place après un simple séchage.

Fabrication des pots. — Les pots se fabriquaient avec la même pâte que les allonges. En Silésie, ils étaient faits à la main et séchés ensuite. A Stolberg, on se servait de moules coniques en bois ayant $0^m,25$ de haut avec $0^m,17$ et $0^m,12$ de diamètre à leurs bases; on appliquait sur ces moules deux plaques de pâte, de $0^m,01$ d'épaisseur, que l'on soudait sur les bords. Le séchage se faisait comme pour les bottes.

On a vu qu'à Llansamlet le pot était en fonte et prolongé vers le bas par un tuyau en tôle.

Les plaques servant à boucher la partie inférieure de l'ouverture du moufle et le coude de la botte s'exécutaient en damant au maillet de la pâte réfractaire dans un cadre rectangulaire en bois ou en fer.

CONSTRUCTION ET FONCTIONNEMENT DES FOURS SILÉSIENS

Construction. — Le mode de construction des anciens fours silésiens a varié, d'un district à l'autre, non moins que leurs dispositions de détail.

©BIU Santé

En Silésie, la préoccupation dominante était autrefois de construire à bon marché; à cet effet, on réduisait au strict minimum l'emploi des briques réfractaires et surtout des briques spéciales. On n'employait de produits réfractaires de bonne qualité que pour le foyer, pour la sole des embrasures, dans la partie comprise entre la tête des moufles et l'orifice rectangulaire recevant les pots d'allonges, enfin pour les piédroits des arceaux : ces piédroits étaient formés de deux briques quelquefois, d'une seule le plus souvent. La sole du four était faite en briques ordinaires, reposant sur une sorte de béton formé de débris de briques et de pâte réfractaire; la voûte s'exécutait en pisé réfractaire, sur un cintre en bois.

Dans la région rhénane, en Belgique et dans le Pays de Galles, on appliquait aux fours silésiens les mêmes méthodes de construction qu'aux fours belges. On employait des matières réfractaires de bonne qualité dans toutes les parties exposées à la flamme et on construisait les voûtes en briques assemblées. Ce système donne des résultats bien meilleurs que l'emploi du pisé, mais il est sensiblement plus coûteux, à cause de la multiplicité des modèles de briques qu'il exige pour la construction d'une voûte de forme compliquée. C'est ainsi qu'à Stolberg, les huit cent soixante-dix-huit briques qui formaient la voûte appartenaient à vingt-deux types distincts.

L'adoption de systèmes de construction aussi différents tenait en partie à la facilité beaucoup plus grande que l'on avait en Belgique ou en Angleterre pour se procurer de bons produits réfractaires, mais surtout aux conditions de marche des fours. Tant à cause de la composition de la houille consommée que de la nature des minerais employés et du peu d'importance que l'on attachait à en extraire complètement le zinc, les fours étaient chauffés beaucoup moins énergiquement en Silésie qu'en Belgique ou en Angleterre : on pouvait donc employer pour leur construction des matériaux de qualité relativement médiocre.

L'installation d'un four silésien comprend d'abord la construction du massif inférieur, ensuite celle du four lui-même. On a vu plus haut quelles sont les dispositions du massif inférieur; construit en maçonnerie ordinaire, il est percé d'une galerie suivant l'axe longitudinal du foyer et de galeries transversales; ces dernières sont en nombre variable, mais il en existe une au moins à la hauteur de chaque grille.

La différence de niveau entre le sol des galeries inférieures et celui de la halle des fours dépend de la hauteur que l'on donne aux galeries et de l'épaisseur de la voûte qui les recouvre : elle est de 3 mètres au moins. Cette différence de niveau peut être obtenue soit en enfonçant les galeries dans le sous-sol, soit en relevant au contraire la halle des fours au-dessus du niveau général du terrain. Le deuxième système a l'inconvénient d'obliger à élever, en cours de travail, une quantité de matières plus considérable, puisque la masse totale du minerai et du combustible est supérieure à celle des résidus et des escarbilles, mais il a l'avantage de donner un sous-sol mieux aéré, où les manœuvres sont plus faciles. Il est d'ailleurs imposé parfois par les circonstances locales, notamment quand la nappe aquifère se trouve à une faible profondeur.

Dans la disposition la plus ordinairement adoptée pour l'aménagement du sous-sol, le foyer se trouve à l'intersection de deux voûtes perpendiculaires;

©BIU Santé

il vient donc découper une section assez compliquée dans une voûte d'arête et les bords de cette section se détérioreraient facilement sous l'action des ringards employés pour le décrassage.

Pour éviter cet inconvénient, on prend souvent le parti d'élargir notablement l'ouverture à la partie inférieure, de manière à faciliter le travail et, en outre, de faire supporter l'ensemble de la grille par des pièces de fer ou de fonte, donnant un résultat plus satisfaisant que le simple encastrement de quelques barreaux transversaux dans la maçonnerie. Dans le type à vingt-quatre moufles décrit par Julien (fig. 71), on avait mis les parois latérales du foyer en surplomb de $0^m,12$, en les faisant supporter par deux marâtres longitudinales en fonte munies de nervures médianes ; sur ces marâtres venaient se poser transversalement trois gros barreaux triangulaires en fonte sous la grille et, aux extrémités de celle-ci, deux fers plats, de $0^m,30$ de large, qui supportaient en surplomb les parois des petites faces. Une plate-bande en fer, posée sur les barreaux transversaux, recevait la maçonnerie des grandes faces. Les barreaux de grille étaient des fers carrés reposant sur les traverses triangulaires en fonte.

A Llansamlet, les barreaux transversaux supportant la grille étaient encastrés directement dans la maçonnerie, mais au-dessous se trouvait un cadre en fonte, évasé vers le bas, qui garnissait tout le pourtour de l'ouverture inférieure du foyer et le protégeait contre les détériorations accidentelles. Des barreaux transversaux placés à une certaine distance au-dessous de la grille servaient à appuyer les ringards employés pour piquer le feu.

Les barreaux de grille étaient ordinairement en fer carré ; en Silésie, ils étaient au nombre de cinq ou six, assez rapprochés, parce qu'on craignait de laisser tamiser le combustible ; à Stolberg et à Swansea, on n'en employait que trois ou quatre, laissant entre eux des intervalles de $0^m,07$ à $0^m,08$. On arrivait néanmoins à brûler des menus dans ces conditions, parce que ces menus étaient collants et fournissaient des mâchefers s'agglomérant facilement ; à coups de ringard, on brisait ces mâchefers en gros morceaux et on en laissait sur les barreaux une couche de $0^m,35$, qui supportait le combustible en ignition, épais lui-même d'environ $0^m,40$.

Les parois du foyer présentent généralement une légère inclinaison vers l'extérieur ; elles doivent être faites en briques réfractaires de première qualité, car elles se corrodent rapidement au niveau du combustible, surtout quand ce combustible donne des mâchefers fusibles. C'est d'ordinaire l'élargissement exagéré de la chauffe, provoqué par cette corrosion, qui oblige à mettre les fours hors feu.

En montant le massif inférieur, on a soin d'y réserver les couloirs dans lesquels on projettera les résidus. On fait leurs parois en briques lorsque le reste de l'intérieur du massif est en simple blocage de briques, comme autrefois en Silésie ; il est même convenable de les construire en briques réfractaires de deuxième qualité.

On donne à la sole du four une inclinaison de 0,05, soit 3 degrés, vers l'extérieur, de manière à provoquer l'écoulement des scories dans ce sens, aussi bien à l'intérieur des moufles, que lorsqu'elles coulent sur la sole par suite de la

©BIU Santé

rupture d'un moufle. La sole était autrefois en briques ordinaires, parce qu'on l'évitait de chauffer énergiquement la partie inférieure des moufles; on la construit aujourd'hui partout en briques réfractaires. On la recouvre souvent d'une couche de sable quartzeux, pour éviter que les moufles n'y adhèrent trop énergiquement.

Une fois le massif inférieur construit, on pose les plaques de fonte situées au-dessous des embrasures, on met en place les piédroits de celles-ci, formés d'une seule brique réfractaire de 0m,10 d'épaisseur, puis on monte le cintre destiné à la construction de la voûte. On exécute en même temps les chambres de cuisson des moufles et de calcination de la calamine; enfin on construit les carneaux supérieurs, si le type adopté en comporte.

Outillage. — Il se compose de trois catégories distinctes d'outils, servant à l'entretien du feu, à la conduite de la distillation et à la refonte du zinc.

La première catégorie ne présente rien de spécial ; elle se compose de pelles pour charger le charbon et de ringards, les uns en forme de râble, pour étaler le chargement, les autres pointus, pour piquer la grille; ces divers ringards ont environ 3 mètres de long.

La deuxième catégorie est spéciale au four silésien; elle sert à assurer le chargement des moufles, leur déchargement et leur nettoyage, leur réparation en cas d'avaries légères, leur changement en cas d'avaries graves, enfin l'entretien ou la manœuvre de leurs diverses pièces accessoires, allonges, pots, plaques de fermeture, etc.

Le chargement des moufles se fait au travers de l'allonge coudée au moyen d'une cuiller étroite et allongée, en tôle, de forme et de dimension assez variables. En Silésie, on lui a donné souvent de 0m,60 à 0m,70 de longueur, avec une hauteur de 0m,04 et une forme trapézoïdale en plan, la largeur étant de 0m,09

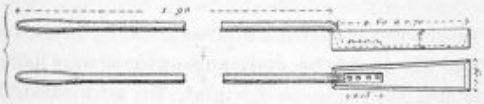


Fig. 89. — Cuiller de chargement des moufles (Haute-Silésie, 1857).

à l'extrémité antérieure et de 0m,06 du côté du manche; celui-ci avait 1m,90 de long et, après un double coude, était rivé sur 0m,15 de longueur au fond plat de la cuiller (fig. 89). A Stolberg, la cuiller avait la forme d'un prisme à base carrée, de 0m,08 de côté et de 0m,40 de long, dont une face latérale et une base auraient été enlevées; le manche avait 3m,50 de long et 0m,02 de diamètre.

A Llansamlet la cuiller était infléchie en berceau, avec bords se relevant légèrement vers l'extrémité antérieure (A, fig. 90); l'ouverture et la profondeur maxima étaient de 0m,10 à 0m,11 et la longueur de 0m,45.

Le mélange de minerai et de charbon était fait près du four lui-même et par les ouvriers qui le desservaient. Ce travail peut s'exécuter sur le sol de l'usine (Stolberg; Silesiahütte), mais il se pratique le plus souvent dans une bâche en bois ou en fer. En Silésie, cette bâche est ordinairement en bois et de forme

©BIU Santé

rectangulaire, consolidée par des bandes de fer et munie d'une poignée à chaque extrémité (fig. 91) ; il y en a une par devanture de four. Le remplissage de la cuiller se fait au-dessus de la bâche, au moyen d'une pelle : ce travail exige l'intervention de deux ouvriers.

A Llansamlet, on employait, comme en Belgique, des bâches en tôle, ouvertes

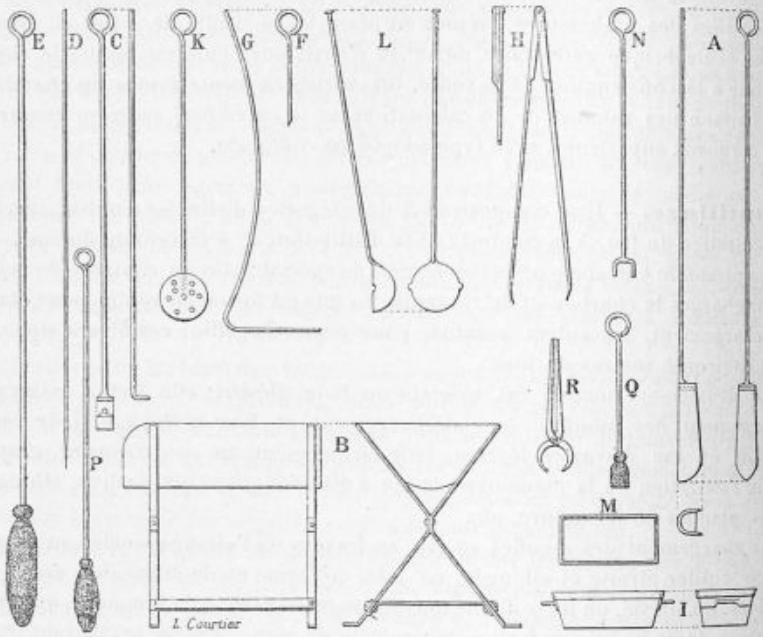


Fig. 90. — Outillage du four silésien de Llansamlet. — Échelle : 1/36.

à une extrémité, de section trapézoïdale avec petite base cintrée en arc de cercle (B, fig. 90) ; le fond de la bâche était supporté à une hauteur de 0m,55 au-dessus du sol par des supports en fer plat. Un seul ouvrier peut facilement remplir la cuiller en l'introduisant dans la bâche par l'extrémité ouverte.

L'extraction des résidus s'effectue au moyen de râbles (C, fig. 90), formés

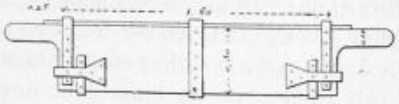


Fig. 91. — Bâche de chargement. (Silésie, 1857.)

d'une plaque rectangulaire en fer, dont les dimensions varient depuis 0m,05 en carré (Silésie) jusqu'à 0m,08 sur 0m,10 (Stolberg), emmanchée sur une tige de fer rond de 0m,02 à 0m,025 de diamètre et longue de 3 mètres ou 3m,50.

Souvent les résidus sont trop fortement agglomérés pour qu'on puisse les tirer au râble ; il faut alors les briser préalablement avec un ringard pointu ou en biseau, formé d'un fer rond de 0m,030 ou 0m,035 de diamètre (D, fig. 90). On

©BIU Santé

en emploie généralement deux modèles, l'un de 2 mètres, l'autre de 3 mètres de longueur.

Après nettoyage, on reconnaît souvent qu'un moufle est fendu ou percé; si l'avarie est peu importante, on la répare au moyen de terre réfractaire. Cette réparation peut quelquefois se faire par l'extérieur : c'est ainsi qu'à Llansamlet on appliquait sur les moufles fissurés une bouillie réfractaire au moyen d'une espèce d'écouvillon (E, fig. 90) introduit par un des six ouvreaux ménagés à cet effet dans la voûte. Mais c'est ordinairement par l'intérieur que se font ces réparations; en Silésie, on s'est quelquefois servi à cet effet d'une cuiller

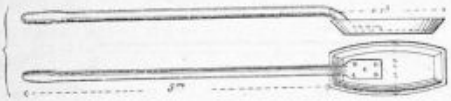


Fig. 92. — Cuiller pour réparations de moufles.

allongée, en tôle, emmanchée au bout d'une tige de 3 mètres et ayant environ $0^m,25$ sur $0^m,15$ (fig. 92); souvent on se contente d'appliquer sur le point avarié une boule d'argile au moyen d'un ringard ou d'une spadelle ordinaire.

Lorsque l'on est obligé de changer un moufle, on le soulève avec des ringards et on l'arrache avec une grande pince (fig. 93). Le moufle qui doit le remplacer est amené sur un chariot en fer, composé d'une caisse en tôle ouverte aux deux

Fig. 93. — Pince pour arracher les moufles.

extrémités, un peu plus large qu'un moufle et montée sur une paire de roues dont l'essieu est sensiblement à la même hauteur que la sole des embrasures. Il est facile de placer le fond de la caisse au niveau de cette sole et de refouler sur celle-ci le moufle au moyen de ringards.

Pour nettoyer les bottes, on se sert de ringards droits (*a*, fig. 94) et (F, fig. 90), analogues à ceux destinés aux moufles, mais plus courts, et d'un ringard

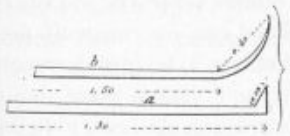


Fig. 94. — Ringards pour nettoyage des bottes.

recourbé soit en quart de cercle *b* (fig. 94), soit d'une manière plus compliquée (G, fig. 90). Cette dernière forme était employé à Llansamlet pour dégager la branche verticale, beaucoup plus longue que dans les usines silésiennes.

Enfin on se sert, pour manœuvrer les plaques d'obturation, d'une pince en fer (H, fig. 90), longue en tout d'environ $1^m,80$, et, pour enlever les fermetures

©BIU Santé

des embrasures quand elles sont formées de plaques de tôle, d'une fourchette (N, fig. 90).

On recevait les crasses zincifères dans une bâche en tôle, ayant environ 0m,20 de profondeur avec une section rectangulaire en plan de 0m,50 sur 0m,30 en haut et de 0m,42 sur 0m,22 en bas (I, fig. 90).

Le matériel spécial au travail de refonte se composait :

1° D'une écumoire en tôle ou en fonte, avec manche en fer forgé, servant à écumer le zinc liquide.

En Silésie, cette écumoire était en fonte et avait une forme elliptique,

Fig. 95. — Écumoire à zinc. (Silésie, 1857.)

de 0m,20 sur 0m,14 (fig. 95) avec un manche de 1m,40 de long; à Llansamlet, c'était un disque circulaire en tôle, de 0m,22 de diamètre, avec un manche de 1m,25 (K, fig. 90).

2° D'un ou deux poêlons en fonte pour couler le zinc dans les lingotières. En Silésie, on en employait deux, de 0m,26 et 0m,12 de diamètre, avec manche de 1 mètre de long; à Llansamlet, un seul, de 0m,22 de diamètre, avec un manche de 1m,20 de long (L, fig. 90). Ce dernier avait un bec de chaque côté, tandis que les poêlons silésiens n'en avaient qu'un seul.

3° D'un jeu de lingotières (M, fig. 90) de dimensions variables.

4° D'un ciseau et d'un marteau pour démouler les lingots et enlever les bavures.

Enfin, la chaudière de refonte était munie d'un couvercle en tôle.

Le matériel de refonte a disparu aujourd'hui; on ne refond plus le zinc, mais on le reçoit directement dans le poêlon et on le coule dans des lingotières.

L'outillage usité en Belgique, pour les fours silésiens, était analogue à celui de Llansamlet.

Mise en feu. — La mise en feu d'un four silésien doit se faire avec lenteur et précaution, comme celle de tous les fours métallurgiques. Après un séchage de huit à quinze jours, on allume un peu de feu sur la grille; si les moufles ont été placés sur la sole à l'état cru, on construit préalablement un petit mur autour de la chauffe, de manière à les protéger contre un coup de feu trop brusque; si les moufles ne sont pas en place, on mure les embrasures. On ferme presque toutes les ouvertures du four, puis on les ouvre peu à peu pour augmenter le tirage et élever progressivement la température, qui doit atteindre le rouge très vif au bout d'une semaine. A ce moment, si les moufles sont en place, on démolit à coups de ringard le petit mur entourant le foyer; s'ils ne sont pas encore en place, on les y met, préalablement portés au rouge; puis on fait les joints, entre leurs bords et les parois des embrasures, au moyen de débris de briques et de pâte réfractaire. On pose les allonges; on les lute dans la partie supérieure des moufles et dans les pots, qu'on a préalablement mis en

©BIU Santé

place. On applique et on lute les plaques qui ferment les moufles à leur partie inférieure; on introduit la première charge, beaucoup plus faible que la charge normale; enfin on lute les plaques fermant le coude des bottes et on augmente peu à peu les charges pour arriver à l'allure normale au bout de trois ou quatre opérations.

Composition des charges. — Dans la plupart des anciennes usines silésiennes, chaque four devait calciner, sur sa sole annexe la calamine destinée à son alimentation. Le poids de la matière introduite en une seule fois sur cette sole variait donc en raison inverse de la durée de son séjour, celle-ci étant comprise généralement entre six et douze heures.

Une fois calcinée, la calamine était tirée au râble par la porte de travail; on la laissait se refroidir sur le sol de l'usine et on la concassait grossièrement au marteau avant de la mélanger avec le charbon de réduction. Les usines silésiennes ont conservé la tradition d'un concassage très sommaire; les fragments passés dans les moufles ont jusqu'à 2 à 3 centimètres de diamètre.

La nature du charbon de mélange varie suivant les districts; à Stolberg et en Belgique on employait de la houille anthraciteuse; à Llansamlet, un mélange de houille grasse et d'escarbilles; en Silésie, on ne se servait que d'escarbilles. L'exclusion de la houille crue dans ce dernier district s'explique par la nature très oxygénée de cette houille; la vapeur d'eau qu'elle dégage pendant sa période de distillation réduirait très sensiblement le rendement en zinc métallique.

La quantité d'escarbilles traversant les grilles était autrefois assez considérable pour suffire à la réduction; aujourd'hui, avec les chauffes gazogènes, il n'en est pas toujours ainsi et on est obligé d'en acheter aux usines à fer ou de carboniser spécialement une certaine quantité de houille pour faire les mélanges.

A l'origine, on employait en Silésie d'un volume à un volume un quart d'escarbilles pour un volume de calamine calcinée. D'après Callon, cette proportion, appliquée au chargement d'un four à vingt moufles, représentait 200 kilogrammes d'escarbilles pour 516 kilogrammes de calamine calcinée, ce qui conduirait à admettre, pour cette dernière, une densité apparente triple environ de celle des escarbilles.

La proportion relative en poids (39 p. 100), indiquée par Callon, a été à peu près conservée dans les usines silésiennes; elle y varie entre 33 et 45 p. 100. Ce dernier chiffre est atteint dans les usines où l'on cherche à obtenir une température très élevée tout en empêchant les scories de se réunir à l'état fluide sur la face inférieure des moufles; l'excès de charbon exerce à cet égard une influence favorable à la conservation des récipients.

A Stolberg, en 1846, on employait des volumes égaux de houille maigre et de calamine calcinée; la charge d'un four à vingt moufles était de 327 kilogrammes de houille pour 700 kilogrammes environ de calamine, soit 46 à 47 p. 100 du poids de celle-ci, proportion se rapprochant beaucoup de celle usitée en Belgique vers la même époque.

A Llansamlet, pour vingt-quatre moufles, la charge se composait de 716 kilogrammes de blende grillée, de 70 kilogrammes d'oxydes et crasses diverses, de

©BIU Santé

250 kilogrammes de houille grasse et 100 kilogrammes de menu coke ou d'escarbilles : l'élément réducteur représentait donc 45 p. 100 du poids du minerai et des crasses.

A Valentin-Cocq, les fours à 32 moufles recevaient une charge de 780 kilogrammes de calamine calcinée et de 200 kilogrammes de houille maigre.

Dans les anciennes usines silésiennes, la densité moyenne du chargement des moufles était seulement de 160 à 200 kilogrammes de calamine calcinée par mètre cube de capacité intérieure. A Llansamlet, ce chiffre était de 325 kilogrammes, comprenant environ neuf dixièmes de blende grillée et un dixième d'oxydes. A Stolberg, il atteignait 400 kilogrammes de calamine calcinée : ce dernier chiffre se rapproche davantage de la moyenne correspondante des usines belges, tout en lui restant sensiblement inférieure.

Ces différences considérables ne semblent pas avoir attiré l'attention des auteurs contemporains, qui ont cependant fait plus d'une fois la comparaison de la méthode belge et de la méthode silésienne.

On pourrait à première vue l'attribuer à la faible densité des calamines de Silésie, pauvres en zinc et souvent calcaires ; mais cette explication, admissible en 1857, époque où les calamines crues rendaient 15 à 16 p. 100 seulement, ne l'était pas vingt ans plus tôt, puisque la teneur à cette époque était sensiblement double du chiffre précédent et égale à celle du minerai employé à Stolberg à la même époque.

En réalité, la faible densité apparente du chargement dans les usines silésiennes tenait à des causes complexes : l'emploi de matières à l'état de fragments assez volumineux, le défaut de bourrage de la charge et enfin l'insuffisance de remplissage des moufles. La densité apparente du chargement a été au moins doublée depuis lors dans les usines silésiennes, sans qu'on ait modifié sensiblement la composition des charges.

Les moufles silésiens n'étaient remplis autrefois que d'une manière fort incomplète, puisqu'à l'origine on évacuait les résidus tous les trois jours seulement (Callon, *loc. cit.*, p. 82), plus tard tous les deux jours ; aujourd'hui, on les enlève tous les jours.

A Valentin-Cocq et à Flône, en 1857, on appliquait encore le système défectueux qui consiste à ne décrasser les moufles qu'au bout de quarante-huit heures, tout en introduisant une nouvelle charge à chaque période de vingt-quatre heures. Aussi la densité de chargement n'atteignait-elle au maximum, par mètre cube de moufle, que 350 kilogrammes en tout, dont 280 kilogrammes de calamine calcinée. Ce n'était pas même la moitié du chiffre atteint à la même époque dans les fours belges de Moresnet, Angleur et Saint-Léonard, appartenant à la Société de la Vieille-Montagne, comme Valentin-Cocq, et traitant les mêmes minerais.

Personnel. — Le personnel d'un four silésien à vingt ou vingt-quatre moufles était, en Silésie, de trois ouvriers faisant des postes de vingt-quatre heures ; ces ouvriers s'occupaient en outre du grillage de la calamine et de la fabrication des bottes et des pots. Des manœuvres spéciaux amenaient la houille, piquaient les grilles et enlevaient les résidus.

©BIU Santé

A Stolberg, deux ouvriers étaient occupés spécialement au chargement ; leur temps de séjour près du four ne dépassait pas la durée de cette opération ; le reste de la journée les fours étaient surveillés par un chauffeur qui s'occupait de quatre appareils à la fois ; un ouvrier spécial était attaché au même groupe pour casser le minerai et le calciner. Pour ces ouvriers et pour le chauffeur, les postes étaient de douze heures.

A Llansamlet, la charge était faite par deux hommes, mais il y avait en outre pour chaque four un surveillant, responsable de la conduite générale du travail.

A Valentin-Cocq et à Flône, le personnel était composé, pour les petits fours' d'un brigadier et d'un manœuvre ; pour les grands fours, à trente-deux ou quarante moufles, d'un brigadier et de deux manœuvres ; une fois la charge terminée, un chauffeur conduisait le feu et un gamin surveillait les étouffoirs de quatre ou cinq fours pour les empêcher de s'obstruer par le dépôt de poussières de zinc.

Travail normal. — Dans tous les fours à zinc où la durée de distillation d'une charge est de vingt-quatre heures, tels que les fours silésiens, on exécute le chargement au moment le moins chaud de la journée, de manière à le rendre moins pénible pour les ouvriers : ceux-ci arrivent à l'usine de quatre heures à six heures du matin, suivant les cas.

Le chargement du four peut se faire soit en une seule fois, soit en deux. Le premier système, bien préférable au point de vue de la marche régulière de la distillation, ne peut guère être suivi que dans les usines où l'on fait tomber directement les résidus dans le sous-sol : lorsque ces résidus sont projetés sur le sol de l'usine, leur rayonnement est trop intense, quelques précautions que l'on prenne, pour que les ouvriers puissent travailler pendant cinq heures sans interruption au chargement des moufles. Aussi prenait-on souvent autrefois, en Silésie, le parti de fractionner le chargement : pour l'une des deux devantures du four, cette opération se faisait le matin, de six heures à huit heures et demie environ ; pour la devanture opposée, elle commençait à deux heures de l'après-midi pour se terminer vers quatre heures et demie. Ce système avait de réels inconvénients : la marche de la distillation pour une moitié du four, était de huit heures en retard sur l'autre moitié, et il était bien difficile de régler la conduite du feu de manière à obtenir un bon rendement pour les deux devantures. De plus, les moufles chargés les premiers se trouvaient en pleine distillation au moment où on chargeait les autres ; ils subissaient un refroidissement brusque qui dérangeait beaucoup le travail. Les moufles de la deuxième devanture éprouvaient un dérangement analogue lors du premier chargement, mais l'inconvénient était moins grave parce qu'il se produisait à un moment où la distillation était plus avancée.

Pour éviter ces difficultés, on a employé souvent, en Silésie, un autre procédé qui consiste à réunir les ouvriers de deux fours voisins pour effectuer d'abord le chargement complet d'un des fours du massif, puis celui du deuxième quand la première opération est terminée. Du moment que l'on suit toujours le même ordre pour le chargement des deux fours, le retard relatif de l'un par rapport à l'autre n'a aucun inconvénient : on reproche seulement à cette méthode

©BIU Santé

de ne pas laisser au personnel du four la responsabilité entière de la conduite de l'opération. Cette objection ne paraît pas être bien sérieuse, car elle n'a pas empêché d'adopter fréquemment le système de la réunion des équipes dans les grands fours usités aujourd'hui. Dans les fours à vingt ou vingt-quatre moufles, elle n'avait rien d'indispensable, car une seule équipe pouvait charger le four dans un temps relativement assez court.

On commençait en général par enlever tout le zinc condensé au-dessous des pots ; son enlèvement serait devenu trop difficile si les résidus avaient été jetés incandescents sur le sol devant les embrasures. On attaquait ensuite le travail de chargement par l'extrémité d'une des façades : on enlevait la porte fermant la première embrasure, on la déposait contre le mur de la halle, puis on enlevait la plaque de terre obturant le coude de la botte. Avec des ringards droits ou recourbés, on détachait le zinc et l'oxyde condensés dans cette botte et on les faisait tomber dans la niche placée sous l'embrasure ; on les enlevait avec le zinc qui s'était déposé en gouttes sur la plaque inférieure. Pendant cette opération, on voyait sortir du coude de l'allonge une flamme intense due à la combustion du zinc chaud sous l'action du tirage qui se produisait dans la branche verticale de l'allonge ; cette combustion était une occasion de pertes très notables.

Pour enlever les résidus, on détachait la plaque de fermeture inférieure du moufle, on piquait au ringard les résidus, s'ils s'étaient agglomérés, puis on les tirait au râble sur la plaque de fonte antérieure, entre le pot et le piédroit de l'embrasure. Quand on faisait tomber ces résidus incandescents sur le sol de l'usine, on avait soin de les recouvrir de quelques pelletées de résidus froids, provenant d'une opération précédente.

Une fois un moufle nettoyé, le maître fondeur (désigné sous le nom de brigadier dans la région belge ou rhénane) l'examine avec soin pour voir s'il n'est pas fêlé ou percé ; s'il constate une avarie, il cherche à la réparer immédiatement en appliquant de la pâte réfractaire sur le point endommagé. Il se sert pour cela soit d'une cuiller spéciale (fig. 95), soit simplement d'une spadelle ou d'un ringard aplati au bout. Si l'avarie est trop grave, il enlève l'allonge et le pot et laisse le moufle vide jusqu'à la fin du chargement : c'est seulement une fois cette opération terminée qu'on enlève l'appareil avarié pour le remplacer par un autre.

Lorsqu'un moufle est intact ou assez peu endommagé pour n'avoir besoin que d'une réparation légère, on peut le charger immédiatement, mais le plus souvent on opère simultanément sur les deux moufles de la même embrasure et on ne commence leur chargement qu'après les avoir nettoyés tous les deux.

On ferme d'abord l'ouverture inférieure du moufle au moyen d'une plaque en terre réfractaire ; les bords de celle-ci ayant été garnis de lut à l'avance, on l'applique, avec de grandes pinces, sur l'ouverture, on l'appuie avec un ringard et on achève de faire le joint en projetant du lut sur les bords.

La charge de calamine calcinée et de charbon a été préparée par le poste précédent ; elle se compose de morceaux d'un certain volume, mélangés assez sommairement. On remplit la cuiller soit en la plongeant dans la bâche qui contient le mélange, soit en la plaçant au-dessus de la bâche et effectuant

©BIU Santé

le remplissage à la pelle. Le maître fondeur introduit ensuite la cuiller dans le moufle par l'ouverture de l'allonge et la retourne à l'intérieur, puis il la retire et recommence cette manœuvre jusqu'à ce qu'il ait chargé la quantité de mélange qu'il juge convenable. Cette quantité est plus forte dans les moufles qui reçoivent le coup de feu le plus intense; elle est laissée à l'appréciation de l'ouvrier.

Une fois le chargement d'un moufle terminé, on applique et on lute la plaque qui ferme le coude de l'allonge. Quand l'équipe en a fini avec une embrasure, elle enlève la porte qui fermait l'embrasure voisine, la met en place dans la précédente et la lute. On procède ainsi jusqu'à la dernière embrasure, que l'on ferme avec la porte enlevée à la première. L'équipe passe ensuite au chargement de la deuxième devanture, si ce travail n'a déjà été fait par l'équipe du four voisin, travaillant simultanément.

Dans certains cas, on vide d'abord les résidus de toute une devanture et on ne commence le chargement qu'après avoir terminé ce travail.

Lorsqu'un moufle a une fente ou un trou, on s'en est généralement aperçu pendant l'opération précédente, parce qu'on voit des fumées de zinc s'en dégager. A Llansamlet, on cherchait à boucher les fentes immédiatement en introduisant, par les ouvreaux ménagés dans la voûte, une sorte d'écouvillon, à tige en fer, trempé dans une bouillie de terre réfractaire et badigeonnant ainsi la partie endommagée. Cette manière de procéder donnait lieu à des rentrées d'air qui refroidissaient beaucoup le four et entraînaient par suite des pertes allant jusqu'à 15 p. 100 du rendement normal (Percy). On préfère généralement réparer les moufles par l'intérieur, une fois la distillation terminée.

Dans tous les cas, on attend la fin du chargement pour remplacer les moufles trop endommagés. Pour opérer ce remplacement, on brise à coup de ringard le lut qui entourait l'orifice du moufle, puis on saisit celui-ci avec une grande pince, tout en le soulevant avec un ringard s'il adhère à la sole. On le tire hors du four et on le fait tomber sur le sol de l'usine; puis on le traîne jusqu'à l'extérieur de la halle. Pendant ce temps, on est allé chercher un moufle neuf dans le four de cuisson et on l'a placé sur le véhicule spécial mentionné plus haut : on met celui-ci en face de l'embrasure, son plan inférieur se raccordant avec la plaque de fonte qui prolonge la sole, et on pousse au moyen de ringards le moufle incandescent à la place qu'il doit occuper. On lute ses bords au moyen de pâte réfractaire et de débris de briques, on met en place la plaque de fermeture, l'allonge et le pot, puis on y introduit une charge notablement inférieure à la charge normale, souvent moitié seulement de celle-ci.

Une fois la charge terminée, le maître fondeur refond le zinc dans la chaudière annexée au four, avec l'aide d'un ouvrier, pendant que l'autre ouvrier prépare le mélange destiné à la charge du lendemain. On laisse s'accumuler au fond de la chaudière de refonte le plomb de plusieurs charges et on le coule de temps à autre en lingots. Quant aux crasses, on les mélange avec les charges du lendemain.

La surveillance du travail de distillation se fait en examinant la fumée

©BIU Santé

et la flamme sortant des niches inférieures. Ces flammes sont d'abord rougeâtres, tant qu'il distille des hydrocarbures; elles deviennent ensuite verdâtres quand le zinc apparaît, et se rapprochent d'autant plus du blanc que le zinc est en plus forte proportion dans le mélange gazeux. Si cette proportion semble trop faible, on augmente le tirage au-dessus de l'embrasure; dans le cas contraire on le diminue et en même temps on ouvre le panneau médian de la porte, de manière à refroidir davantage les allonges. On nettoie fréquemment celles-ci au ringard pour les empêcher de s'obstruer. Peu à peu la flamme diminue; elle doit avoir disparu complètement le matin, au moment où l'opération de chargement va recommencer.

Dans les anciennes usines silésiennes, l'ouvrier chargé de surveiller la distillation s'occupait en même temps de la calcination de la calamine et fabriquait les allonges nécessaires pour la consommation du four; il les faisait sécher sur la voûte de celui-ci et les mettait en place au cours même de l'opération, dès qu'il constatait qu'une allonge s'était avariée.

A Valentin-Cocq et à Flône, vers 1858, on décrassait un jour une devanture de four et le lendemain la devanture opposée; on commençait l'opération par le chargement de la devanture où l'on ne devait pas opérer de décrassage. Le chargement se faisait à la cuiller, à travers le condenseur; il était toujours incomplet, ainsi qu'il ressort des chiffres donnés plus haut. Le tirage du zinc, s'effectuait de la même manière que dans les fours belges, mais une seule fois par jour, avant le chargement.

Durée des campagnes. — Les anciens fours silésiens, soumis à une température relativement peu élevée, faisaient d'assez longues campagnes. On était obligé de réparer le foyer au bout d'un an ou d'un peu plus; la voûte et le reste du four duraient ordinairement trois ou quatre ans et on n'avait presque jamais à refaire les substructions du four.

L'emploi de hautes cheminées avait abaissé la durée des campagnes à trois mois, en Silésie; il a permis, au contraire, d'obtenir des campagnes de treize mois en moyenne à Llausamlet, de vingt mois à Valentin-Cocq et à Flône,.

La durée des moufles variait en Silésie de 50 à 150 jours, ainsi qu'on le verra plus loin; celle des chaudières de refonte était de 20 à 25 jours. Les bottes servaient une quinzaine de jours et les pots 4 à 5 jours.

En Belgique, les moufles duraient en moyenne 80 jours; les condenseurs, 14 jours; quant aux plaques de fermeture des moufles, on les brisait à chaque décrassage, c'est-à-dire tous les 2 jours.

RÉSULTATS ÉCONOMIQUES DE L'ANCIENNE MÉTHODE SILÉSIENNE

Les éléments caractéristiques de l'ancien travail silésien, au point de vue économique, sont réunis dans le tableau suivant (p. 282-283) : les sources d'où proviennent les chiffres, de valeur inégale, contenus dans ce tableau, ont été indiquées au cours de la description des diverses variantes de la méthode.

©BIU Santé

1° Teneur des minerais. — Les seuls de ces chiffres qui présentent une certaine précision sont ceux qui concernent Llansamlet et Valentin-Cocq. A Llansamlet, le minerai employé était la blende fibreuse de Pontpéan (Ille-et-Vilaine), pauvre en plomb, mais tenant de 0,0010 à 0,0012 d'argent. Cette blende était désargentée, après grillage, par un procédé analogue au procédé Ziervogel; la perte en zinc résultant de cet ensemble d'opérations était de 2 p. 100, d'après Percy.

A Valentin-Cocq, on traitait des calamines calcinées, de Moresnet et d'Espagne, tenant en moyenne 50 p. 100 de zinc.

Les autres teneurs indiquées sont beaucoup plus incertaines. Elles proviennent d'établissements qui, traitant leurs propres minerais, n'étaient pas obligés de faire de déterminations contradictoires de teneur; dans ces conditions, le personnel de l'usine a toujours une certaine tendance à évaluer la teneur au-dessous de sa valeur réelle, afin de faire ressortir un rendement plus élevé. D'autre part, les méthodes analytiques employées autrefois pour doser le zinc étaient fort imparfaites.

Les données fournies par Julien sur les usines silésiennes sont particulièrement incertaines. Cet auteur ne donne aucun chiffre précis pour la teneur du minerai traité; il indique bien celui de 21 à 22 p. 100 pour la teneur moyenne du minerai de Silésie à cette époque, mais cette valeur est évidemment incompatible avec un rendement de 19 p. 100, d'après toutes les autres données que l'on possède. Nous avons cherché à rétablir la teneur probable du minerai moyen en partant des proportions relatives indiquées par Julien pour les diverses catégories élémentaires qui entraient dans la composition du mélange et en leur appliquant les teneurs indiquées par P. Schmieder. (*B. u. H. Jarhbuch*, 1889, p. 401); c'est ainsi que nous avons obtenu, pour la teneur probable des calamines de Silésie vers 1857-58, une estimation de 25 p. 100.

La différence considérable constatée, d'après Callon, entre le rendement des anciens fours à dix moufles et celui des fours à vingt moufles est fort douteuse, vu l'inexactitude des procédés analytiques usités à cette époque. Il est probable que la teneur moyenne des minerais traités aux fours à dix moufles était plus élevée que Callon ne l'indique.

2° Consommation du combustible. — Pour les anciennes usines silésiennes, les chiffres relatifs au charbon de mélange font double emploi avec ceux relatifs au charbon de chauffage, puisque le charbon de mélange se composait d'escarbilles recueillies sous la grille du four lui-même. Aussi ces chiffres ont-ils été mis entre parenthèses partout où ils représentent des escarbilles et exclus du calcul des consommations définitives par tonne de zinc produite.

Il en est autrement pour les usines rhénanes, belges ou anglaises.

3° Durée moyenne des moufles. — Cette durée était considérable dans les anciennes usines silésiennes, de 100 à 150 jours; réduite à une cinquantaine de jours, dès 1858, elle a plutôt diminué depuis, sans descendre au-dessous de 40 jours.

©BIU Santé

	USINE silésienne 1838	LYDOGNIAHUETTE (Silésie) 1838	SILESIAHUETTE (près Lipine) 1858
Nombre de moufles par four	10	20	20
Largeur intérieure d'un mouffle (moyenne)	0m,42	0m,18	»
Hauteur — — —	0m,50	0m,52	»
Longueur — — —	1m,16	1m,20	»
Section transversale d'un moufle (en mètres carrés)	0,165	0,09	»
Rapport de cette section au périmètre	»	0,069	»
Capacité intérieure d'un moufle (en mètres cubes)	0,191	0,108	»
— de l'ensemble des moufles (en mètres cubes)	1,91	2,16	»
Largeur intérieure du four (en mètres)	2,65	2,50	»
Longueur — — —	3,35	4,00	»
Hauteur maxima de la voûte	1,00	0,90	»
Volume intérieur (chauffe non comprise) V	8,00	8,20	»
Valeur du rapport $\frac{V}{v}$	4,2	3,8	»
Longueur de la grille	1,30	1,60	»
Largeur —	0,40	0,46	»
Surface (s)	0,52	0,736	»
Valeur du rapport $\frac{V}{s}$	15,4	11,1	»
Profondeur de la chauffe	»	0,95	»
Charge journalière d'un four (minerai calciné ou grillé)	310k	316k	520
— — d'un moufle	31	25,8	26
— par mètre cube de capacité des moufles	162	238	»
Rapport (en poids) du charbon de mélange au minerai	»	0,39	0,49
Charge totale par four	»	718	775
— par moufle	»	35,8	38,8
— par mètre cube de moufle	»	332	»
Production de zinc par charge	118k	177	147
Teneur du minerai (calciné ou grillé)	0,45 (?)	0,45	0,367
Rendement	0,38	0,342	0,282
Perte sur la teneur (rapportée au poids du minerai)	0,07 (?)	0,108	0,085
— — à celui du zinc contenu	0,156 (?)	0,24	0,232
Durée moyenne d'un moufle (en jours)	150	125	47
Consommations.			
Par journée de four. — Charbon de mélange	(120k)	(200k)	(253k)
— de chauffe	1.740	2.080	1.950
— total	1.740	2.080	1.950
Nombre de moufles	0,067	0,16	0,42
— de journées d'ouvrier	4	4	4
Par tonne de minerai calciné ou grillé. — Charbon de mélange	(390k)	(390k)	(510k)
— de chauffe	5.620	4.030	3.750
— total	5.620	4 030	3.750
Nombre de moufles	0,22	0,31	0,81
— de journées d'ouvrier	12,9	7,75	7,7
Par tonne de zinc produit. — Charbon de mélange	(1.020k)	(1.130k)	(1.735k)
— de chauffe	14.770	11.750	13.300
— total	14.770	11.750	13.300
Nombre de moufles	0,60	0,98	2,85
— de journées d'ouvrier	33,9	22,6	27,2

©BIU Santé

SILESIAHUETTE (près Lipine) 1858	STOLBERG (Prusse rhénane) 1846	LLANSAMLET (South-Wales) 1860	VALENTIN-COCQ (Belgique) 1857		GODULLAHUETTE (Silésie) Four Thometzek 1865
			Petits moufles	Grands moufles	
24	20	24	32	32	20
0m,18 à 0m,21	0m,14 à 0m,16	0m,18	0m,16	0m,16	0m,15
0m,50	0m,48	0m,48	0m,49	0m,54	0m,48
1m,28	1m,29	1m,20	1m,25	1m,35	1m,455
0,089	0,072	0,083	0,0756	0,0836	0,071
0,069	0,059	0,067	0,059	0,061	0,058
0,144	0,093	0,0996	0,0946	0,113	0,103
2,74	1,86	2,39	3,03	3,62	2,06
2,50	2,55	3,15	2,90	2,90	3,30
3,85	3,40	4,20	4,95	4,95	3,62
0,90	0,86	0,85	0,72	0,72	0,90
7,70	7,10	10,6	10,05	10,05	9,9
2,81	3,82	3,33	3,32	2,78	4,8
1,60	1,87	2,66	3,00	3,00	1,88
0,46	0,39	0,47	0,44	0,44	0,42
0,736	0,73	1,25	1,32	1,32	0,79
10,4	9,0	8,45	7,6	7,6	12,5
0,85	1,00	0,60	1,20	1,20	0,84
592	700	710	780	960	620
24,6	35	29,6	24,4	28,7	31
216	376	297	258	254	300
0,49	0,53	0,5	0,256	0,250	»
882	1.070	1.015	980	1.150	»
38	55,0	44,4	30,6	35,9	»
322	»	445	323	318	»
155	»	256	312	349	157
0,367	0,348	0,434	0,50	0,50	»
0,257	0,241	0,36	0,40	0,38	0,253
0,11	0,107	0,074	0,10	0,12	»
0,30	0,308	0,171	0,20	0,24	»
47	100	?	86,5	78	62
(290k)	370k	255 + (100)	200k	230	»
2.170	1.835	2.675	2.047	2.143	»
2.170	2.205	2.930	2.247	2.373	2.100
0,5	0,2	?	0,37	0,41	0,324
4	3	4	5,25	5,25	»
(490k)	530k	360 + (140)	255	250	»
3.670	2.520	3.760	2.600	2.340	»
3.670	3.050	4.120	2,885	2.590	3.400
0,86	0,286	?	0,48	0,45	0,52
6,75	4,3	5,6	6,73	5,72	»
(1.870k)	2.200	1000 + (390)	6,40	660	»
14.000	10.900	11.460	6.570	6.150	»
14.000	13 100	10.460	7.210	6 810	8.300
3,3	1,2	?	1,19	1,17	»
25,8	17,8	15,5	16,8	15,0	»

©BIU Santé

La qualité des terres employées et la fabrication des moufles ont été cependant améliorées. Les deux influences principales qui ont amené une réduction de la durée des moufles sont l'intensité plus grande du chauffage et la variation de composition des minerais employés. Nous avons peu de chose à ajouter sur la première, après ce que nous avons dit des conditions générales de travail du four silésien : les moufles y sont soumis à une température très élevée près du foyer, beaucoup plus basse à leur extrémité opposée; des rentrées accidentelles d'air froid viennent assez souvent y développer des fêlures : mais la situation n'avait pas changé beaucoup à cet égard de 1810 à 1858.

La composition des minerais moyens traités s'était au contraire considérablement modifiée dans cet intervalle, ainsi que leur teneur en zinc; il en était résulté une diminution non seulement de la durée des moufles, mais aussi du rendement relatif des minerais.

A l'origine de la métallurgie du zinc en Silésie, on n'utilisait que les parties les plus riches des gîtes, et on ne traitait guère que des calamines blanches, dont le rendement métallurgique dépassait souvent 30 p. 100. sans tomber jamais au-dessous de 20 p. 100. En 1816, l'ensemble des minerais traités rendait en moyenne 31,6 p. 100 de métal; ce chiffre paraît être resté à peu près constant jusqu'en 1830. A cette époque le zinc ne valait à Breslau que 190 francs la tonne; on ne pouvait donc traiter que des minerais riches. Mais la situation ne tarda pas à se modifier par suite de l'élévation du prix du métal et des progrès réalisés au point de vue métallurgique.

De 1830 à 1836, la teneur moyenne des minerais traités en Silésie s'abaissa rapidement, ainsi que l'indique le tableau suivant :

ANNÉES	RENDEMENT MOYEN
—	—
1830	32
1831	30
1832	28
1833	26
1834	25
1835	20
1836	17

Une fois arrivée à ce dernier chiffre, elle s'abaissa encore, mais très lentement. En 1857, d'après Julien, le rendement moyen était de 16,92 p. 100 à Lydogniahütte et de 14,93 p. 100 à Lipine, dans les usines de la Société silésienne. En 1868, la moyenne générale pour toute la Silésie était encore de 17,09 p. 100, mais par l'application de méthodes plus perfectionnées de traitement, elle s'est abaissée depuis : dans la période 1870-1880, le rendement moyen n'a été que de 14,07 p. 100, et en 1882, il est passé par un minimum de 12,03 p. 100. Depuis, une variation inverse s'est produite par suite de l'introduction d'une proportion croissante de blende grillée dans les charges.

L'abaissement de teneur des minerais a été accompagné d'un changement de composition; les calamines rouges se sont substituées peu à peu aux calamines blanches. Les premières, employées seules à l'origine, ne contenaient

©BIU Santé

guère d'autres matières étrangères que du quartz et de l'argile; elles corrodaient donc fort peu les moufles; les calamines rouges, au contraire, contiennent de l'oxyde de fer, en proportion variant de 20 à 35 p. 100; elles renferment, en outre, une certaine quantité de carbonate de plomb et de galène. Les analyses suivantes permettent de se faire une idée de la composition des calamines traitées en Silésie à diverses époques.

Analyses de Karsten (*System der Metallurgie*, t. IV, p. 427).

	CALAMINES BLANCHES		CALAMINES ROUGES	
	MINE DE SCHARLEY	MINE GUSTAVE	MINE DE SCHARLEY	MINE DE MICHOWITZ
	—	—	—	—
Oxyde de zinc	56,33	53,25	44,50	27,30
Oxyde de cadmium	0,25	0,09	—	—
Protoxyde fer	1,85	3,45	3,27	—
Peroxyde de fer	—	—	13,25	34,56
Protoxyde de manganèse	0,50	0,66	1,66	1,75
Chaux	0,10	0,03	—	—
Alumine	—	—	3,58	0,40
Silice	9,36	11,25	0,66	0,83
Acide carbonique	30,71	29,76	27,41	25,10
Eau	0,57	1,30	3,64	
	99,67	99,79	99,97	99,94
Zinc métallique	46,8	43,4	36,2	22,4

Analyses faites vers 1865.

	MINE DE SCHARLEY	MINE CŒCILIA	MINE THERESIA
	—	—	—
Carbonate de zinc	35,26	38,42	23,21
Silicate de zinc	—	2,89	5,34
Galène	7,84	traces	—
Oxyde de fer	10,23	24,34	36,72
Chaux	14,27	4,36	—
Argile	12,95	14,02	20,18
Quartz	7,84	—	—
Eau	18,14	15,20	13,24
	99,92	99,23	99,32
Zinc métallique	18,37	20,03	12,10

Ces analyses, faites à quarante ans environ d'intervalle, peuvent donner une idée de la modification qui s'était produite dans la composition moyenne des minerais traités dans les usines silésiennes: elles font comprendre pourquoi la durée des moufles avait tant diminué dans cette période. Les calamines ferrugineuses, qui prédominaient dès 1857, d'après Julien, donnent des scories fluides et corrosives qui se réunissent au fond des moufles et les détériorent d'une part en attaquant directement la pâte réfractaire, d'autre part en exigeant l'emploi, au cours du décrassage, de coups de ringard si violents que des éclats de paroi se détachent fréquemment avec les scories.

Pour atténuer ces inconvénients, on avait donné autrefois un excès considérable d'épaisseur aux parois inférieures du moufle. On cherche surtout

©BIU Santé

aujourd'hui à éviter l'adhérence des scories en employant une proportion plus forte de charbon de mélange.

En Belgique, vers 1857, la durée des moufles silésiens était d'environ 30 jours, c'est-à-dire peu différente de ce qu'elle était à Stolberg dix ans auparavant.

4° Rendement. — En Silésie, c'est surtout à l'abaissement de la teneur moyenne du minerai que l'on doit attribuer la diminution du rendement. On a vu plus haut que les chiffres fournis à ce sujet par les divers auteurs qui ont décrit l'ancienne méthode silésienne sont assez incertains et que l'infériorité du four à vingt moufles par rapport au four à dix moufles est loin d'être établie en ce qui concerne la perte en métal. Mais on ne peut pas douter que l'augmentation du nombre des moufles au delà de vingt n'eût donné des résultats défavorables à ce point de vue; l'économie réalisée au point de vue de la consommation de combustible était d'ailleurs faible, souvent même négative; on s'explique donc qu'on ait renoncé bien vite à ces types agrandis pour revenir aux fours à vingt moufles, jusqu'au moment où on prit le parti de transformer radicalement le système de chauffage.

En Silésie, avec des minerais tenant de 20 à 25 p. 100, la perte en zinc était en moyenne d'un quart à un cinquième de la teneur.

En Belgique, avec des minerais tenant 50 p. 100 de zinc, la perte atteignait sensiblement la même valeur relative; à Llansamlet, au contraire, elle n'aurait été que de 17 p. 100 avec des minerais tenant 43 à 44 p. 100. Cette différence est difficile à expliquer; elle tient probablement à ce que les fours de Llausamlet marchaient en allure plus chaude.

FRAIS D'INSTALLATION DES USINES SILÉSIENNES.

Les anciens fours silésiens étaient construits fort économiquement : cela tenait à la température relativement peu élevée qu'on cherchait à y obtenir. L'élévation médiocre de cette température s'expliquait d'ailleurs par la nature des minerais qui renfermaient le zinc exclusivement à l'état carbonaté, et par le faible pouvoir calorifique des houilles employées au chauffage.

En 1857, on estimait en Silésie qu'un massif de deux fours à vingt moufles coûtait 3.000 francs et la partie correspondante du bâtiment 4.000 francs, soit en tout 3.500 francs par four simple. Un pareil four travaillait en moyenne 344 jours par an. (Julien, *A. d. M.*, 5e série, t. XVI, p. 510).

A Stolberg, en 1846, les frais d'installation d'un four, avec la portion du bâtiment correspondante étaient de 3.750 francs, dont 300 francs de main-d'œuvre pour la construction du four lui-même.

La quantité de minerai traité effectivement par four et par an était, dans le premier cas, de 179 tonnes, dans le second, de 230 environ; les frais de premier établissement des fours de réduction, par tonne de minerai traité dans l'année, étaient donc de 16 fr. 29 et de 19 fr. 58.

Les autres frais de premier établissement étaient fort peu de chose :

©BIU Santé

ils se bornaient à la construction de hangars pour la fabrication des produits réfractaires et de magasins peu étendus pour conserver le zinc et quelques approvisionnements. Toutes les manipulations se faisaient à la main ; on ne songeait pas à abriter les minerais ; les usines, le plus souvent, n'étaient pas même closes. Cette tendance à la simplification à outrance, que certains auteurs ont présentée comme un avantage caractéristique de la méthode silésienne, correspond en réalité à un état assez primitif du développement de l'industrie métallurgique et entraîne pour l'exploitation courante des charges et des pertes qu'il vaudrait mieux éviter au prix d'installations plus compliquées. C'est d'ailleurs dans ce sens que les usines de Silésie se sont tranformées progressivement et qu'elles continuent à se transformer encore aujourd'hui.

FRAIS DE TRAITEMENT DES MINERAIS ET PRIX DE REVIENT DU ZINC.

Pour se rendre compte des résultats économiques de la méthode silésienne, on peut chercher à déterminer soit les frais de traitement rapportés à la tonne de minerai, soit le prix de revient de la tonne de zinc. Ces deux éléments se déduisent l'un de l'autre quand on connaît le rendement et la valeur d'une tonne de minerai. Pour comparer les résultats obtenus dans deux usines différentes, il est en général préférable de rapprocher les frais de traitement de la tonne de minerai ; ces frais augmentent avec la teneur en zinc, mais dans une faible proportion, tandis que le prix de revient du zinc métallique dépend bien plus de la teneur du minerai et de sa valeur marchande que de la méthode employée pour le traitement.

D'après Julien, les frais métallurgiques étaient les suivants en 1857 dans les usines de la Compagnie Silésienne :

	PAR TONNE DE CRU		PAR TONNE DE CALCINÉ	
Charbon { menu, 1.000 kg ; gros, 1.000 kg }	2f,9 à 5f,80,	16f,80	4f,26 à 5f,80,	24,71
Matières réfractaires { Moufles, 0,554 ; Chaudières, 0,058 }		2f,72	. . . . .	4f,00
Fer, fonte, etc.		0f,51	. . . . .	0f,75
Réparations		2f,04	. . . . .	3f,00
Main-d'œuvre	5f,6 à 1f,70,	9f,28	8f,05 à 1f,70,	13f,68
Frais généraux		1f,88	. . . . .	2f,77
		33f,23	. . . . .	48f,91

Il est facile de passer de ces chiffres au prix de revient du zinc, étant donné que, pendant l'année considérée (1857), le rendement de la calamine employée dans les mines de la Compagnie silésienne avait été de 15,02, c'est-à-dire qu'il avait fallu employer 6k,55 de calamine pour en obtenir une de zinc.

©BIU Santé

Prix de revient de la tonne de zinc :

Calamine	6f,65 à 18f,73,	124f,60
Charbon	19f,28 à 5f,80,	111f,70
Matières réfractaires		18f,00
Fer, fonte, etc.		3f,40
Réparations		13f,60
Main-d'œuvre	36f,03 à 1f,70,	61f,70
Frais généraux		12f,50
		345f,60

A la même époque (1857-1858), le prix de vente moyen, d'après Julien, était d'environ 520 francs la tonne en Silésie. Les chiffres de consommations diverses qui figurent dans l'évaluation des frais de traitement ne concordent pas rigoureusement avec ceux donnés plus haut, dans le tableau comparatif. C'est qu'ils représentent les résultats moyens d'une année (1857) pour toutes les usines de la compagnie Silésienne, tandis qu'il a fallu prendre pour base les résultats d'une semaine seulement pour pouvoir comparer les fours à vingt, vingt-quatre et trente moufles. Dans la moyenne générale, les consommations sont plus élevées et le rendement moindre que dans une période expérimentale de courte durée.

Stolberg — 1845. — Les éléments économiques du travail des fours silésiens de Stolberg ont été donnés avec beaucoup de détails par Rivot, pour le premier trimestre de 1845.

	PAR TONNE DE CRU			PAR TONNE DE CALCINÉ		
Houille de réduction	0t363, à 3t,50,	1f,27	21f,33	0t,470 à 3t.50,	1f,65	27f,50
Houille pour chauffage et accessoires	1t,824 à 11f,00,	20f,06		2t,350 à 11f,00,	25f,85	
Moufles	0m,187 à 5t,04,	0f,94	2f,94	0t,241 à 5t,04,	1f,21	3f,79
Bottes et pots	1b,68 + 3p,74,	0f,47		2b,16 + 4p,82,	0f,61	
Briques, terre réfractaire, etc.		1f,53			1f,97	
Main-d'œuvre, 3f,34, savoir :						
Cassage et calcination	0t,22 à 1f,25,	0f,275	6f,57	4f,30		8f,60
Chauffeurs	0t,624 à 2f,00,	1f,248				
Chargeurs Brigadier	1t,245 à 2f,00,	2f,490				
Chargeurs Aide	1t,245 à 1f,50,	1f,865				
Transports dans l'usine		0f,69				
Primes et frais divers		4f,85	4f,85			6f,25
			35f,69			46f,14

Le rendement de la calamine traitée était de 0,1868 ; il fallait donc employer 5t,40 de calamine pour produire une tonne de zinc. Le prix de revient d'une de métal brut s'établissait donc de la manière suivante :

©BIU Santé

Calamine	5t,353 à 14t,35,		76t,815
Houille de réduction	1t,945 à 3t,50,	6t,807	114t,244
Houille pour chauffage et accessoires.	9t,767 à 11t,00,	107,437	
Un moufle à 5t04		5t,04	13t,740
9 bottes et 20 pots		2t,30	
Briques, terre réfractaire, etc.		8t,20	
Main-d'œuvre, 17t,837, savoir :			
Cassage et calcination	1t,177 à 1t,25,	1t,471	35t,161
Chauffeurs	3t,340 à 2t,00,	6t,680	
Chargeurs Brigadier	6t,660 à 2t,00,	13t,320	
Chargeurs Aide	6t,660 à 1t,50,	9t,990	
Transports dans l'usine		3t,700	
Primes et frais divers			25t,980
Prix de revient de la tonne de zinc			267t,940

Ces chiffres ne comprennent pas de frais généraux; Rivot évalue ceux-ci en bloc à 100 francs par tonne de zinc, soit 18 fr. 70 par tonne de minerai cru ou 24 fr. 10 par tonne de calciné.

Les consommations données ci-dessus présentent, avec celles qui figurent dans le tableau comparatif, quelques divergences légères qui existent également entre les données fournies par Rivot; ces divergences sont d'ailleurs de peu d'importance.

Valentin Cocq — 1857. — L'évaluation des frais de traitement a Valentin Cocq, en 1857, a été donnée par Thum (*B. u. H. Ztg*, 1860, p. 49), mais en bloc, sans distinction entre les divers modèles de fours employés. Malgré la multiplicité des détails donnés par cet auteur, il est difficile de rétablir exactement les chiffres concernant ces divers modèles, c'est-à-dire les fours à 24, 32 et 40 moufles.

Pour l'ensemble de l'usine, les frais, rapportés à la tonne de calamine calcinée, étaient les suivants :

Houille pour chauffage	2t,775	3t,030 à 9t,60.	29t,09
Houille pour la réduction	0t,255		
Moufles, 0,51 à 4t,84			2t,46
Condenseurs 3,35		Produits réfractaires divers	1t,96
Bouchons 2,5			
Plaques de fermeture 2,6			
Fer pour outils			0t,20
Main-d'œuvre — 6 à 7 journées (6,65 en moyenne) à 2t,48			16t,49
			50t,20

Pour les divers types de fours, les éléments caractéristiques du travail étaient les suivants :

©BIU Santé

	FOUR à 24 moufles		FOUR à 32 petits moufles		FOUR à 37 grands moufles	
Charge de minerai par four . .	580k		780k		920k	
— par moufle	24k,2		24k,4		28k,7	
— par mèt. cube de moufle.	258k		258k		254k	
Charge de charbon de réduction par four	175k		200k		230k	
Rapport à la charge de minerai.	0,302		0,256		6,256	
Densité de chargement	0,350		0,323		0,318	
Rendement en zinc	0,392		0,40		0,38	
Écart absolu	0,108		0,10		0,12	
— relatif	0,216		0,20		0,24	
Houille de chauffage	3t,120	3t,295	2t,680	2t,830	2t,320	2t,600
— de réduction	0t,175		0t,250		0t,280	
Moufles.	0,69		0,40		0,45	
Condenseurs	3,45		2,93		2,61	
Bouchons	1,72		2,56		2,17	
Plaques de fermeture	24,2		25,6		21,7	
Journées d'ouvrier	7f,25		6f,73		5f,71	

L'infériorité des fours à 24 moufles est évidente, mais on peut se demander, d'après les chiffres ci-dessus, si la substitution de grands moufles aux petits constituait réellement un progrès. Elle économisait 230 kilogrammes de houille et une journée d'ouvrier, soit environ 4k,60 par tonne, mais elle diminuait le rendement en zinc de 20 kilogrammes, valant à cette époque 10 francs environ. Ces chiffres expliquent que, dans la région belge et rhénane, on n'ait pas persisté, comme en Silésie, à agrandir les moufles et qu'on ait préféré réduire leur section transversale en augmentant leur nombre.

Fours Thometzek — 1865. — D'après R. Wabner (*loc. cit.*).

	PAR TONNE DE CALCINÉ		PAR TONNE DE ZINC	
Houille	3t.400 à 4f,57 =	15f,37	13t,420 à 4f,52 =	60f,66
Moufles.	0m,52 à 5f,80 =	3f,01	2m,03 à 5f,80 =	117f,88
Entretien des fours		3f,39	. . . . .	13f,35
Main-d'œuvre des fours		12f.07	. . . . .	47f,66
Transports dans l'usine		3f,23	. . . . .	12f,76
Frais généraux.		1f,80	. . . . .	7f,60
Intérêt et amortissement du compte de premier établissement		5f,64	. . . . .	24f,30
		44f,01		174f.18
Minerai			3t,95 à 52f,47 =	207f,29
				381f,47

©BIU Santé

MÉTHODE BELGE

L'histoire des transformations initiales de la méthode silésienne nous a été conservée par le précieux mémoire de Freytag; les origines de la méthode belge restent au contraire enveloppées d'une certaine obscurité. Certaines publications faites sur ce sujet sont empreintes d'un caractère quelque peu légendaire, notamment l'anecdote relative au pot à fleur appliqué par Dony sur la porte latérale du réverbère où il cherchait à réduire la calamine, pot à fleur qui aurait, dit-on, fonctionné comme allonge de condensation.

On peut même se demander si les recherches de Dony remontent réellement à 1780, comme on l'a affirmé souvent, ou si, au contraire, elles ne sont pas postérieures au décret du 24 mars 1806, qui lui a concédé le gîte de Moresnet. Cette deuxième version est celle admise par Pioet et Murailhe (*A. d. M.*, 4e série, t. V, p. 203); elle est confirmée par la rédaction du brevet pris par Dony, le 7 décembre 1809, « pour la composition d'un fourneau propre à retirer le zinc de la calamine et pour des procédés employés à cette opération ».

Dans ce brevet rien ne rappelle, même de fort loin, le type désigné aujourd'hui sous le nom de four belge. L'appareil de réduction est un grand moufle (fig. 96)

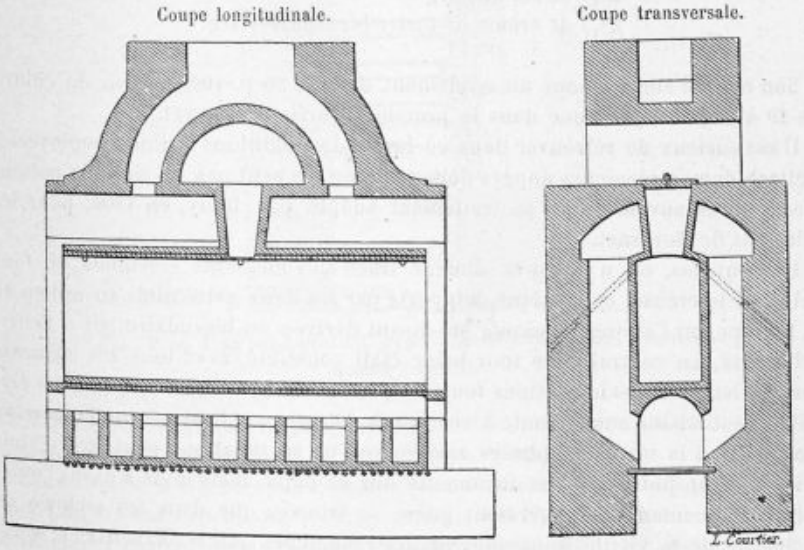


Fig. 96. — Four à zinc breveté par Dony, le 7 décembre 1806.

dont le profil se rapproche de celui des moufles silésiens actuels plutôt que de celui adopté à Lydogniahütte à la même époque. Ce moufle était posé sur la voûte d'un foyer dont les flammes circulaient autour de ses parois latérales, en passant par des canaux verticaux, disposés comme ceux des fours de cémentation pour acier. On chargeait le moufle par un orifice ménagé à sa

©BIU Santé

partie supérieure; l'enlèvement des résidus se faisait probablement par une ou deux ouvertures pratiquées dans les parois verticales des extrémités, comme dans le type silésien, mais ces ouvertures ne sont pas figurées dans le dessin joint au brevet. A ce point de vue, de même qu'en ce qui concerne la condensation des vapeurs de zinc, le brevet est fort peu explicite; ses passages les plus intéressants sont reproduits textuellement ci-dessous :

« Les dessins donnent une idée suffisante de la construction; il faut concevoir qu'on a adapté sur deux lignes parallèles et horizontales des tubes ou conduits par lesquels le zinc sublimé va se rendre et se condenser dans des réfrigérants. Ces conduits, qui ne sont pas figurés dans les dessins, ont la forme d'une trompe; ils sont évidés à partir de l'orifice supérieur attenant au fourneau, de manière que le zinc, refoulé vers les réfrigérants, ne rencontre point d'obstacle pour y pénétrer. L'appareil ainsi disposé rend de 19 à 20 p. 100 de régule de zinc par quintal de calamine calcinée.

Le fourneau se chauffe avec de la houille et la sublimation se fait dans les quatre à cinq heures à compter de l'instant où l'on allume le feu jusqu'au moment où le zinc est complètement vaporisé. »

Cette description peu précise est suivie de l'indication d'un agent « employé pour accélérer la sublimation et accroître le poids de la matière », agent composé de :

$7^k,5$ de charbon de bois pulvérisé;
$2^k,5$ de sel marin;
$2^k,5$ de crème de tartre bien pulvérisée.

Son emploi aurait donné un rendement de 22 à 26 p. 100, au lieu du chiffre de 19 à 20 p. 100, indiqué dans la première partie du brevet.

Il est curieux de retrouver dans ce brevet les additions salines employées à Döllach depuis plusieurs années déjà, mais on ne peut pas en tirer de notions bien claires sur le mode de traitement adopté par Dony, en 1809, pour les minerais de Moresnet.

En tout cas, on n'y trouve aucune trace des éléments essentiels du four belge, ni le creuset cylindrique, supporté par ses deux extrémités au milieu de la flamme, ni l'allonge conique, soi-disant dérivée du légendaire pot à fleurs.

En 1818, au contraire, le four belge était constitué, avec tous ses éléments caractéristiques; les indications fournies par Hollunder (*Tagebuch*, p. 345 à 359) ne peuvent laisser aucun doute à cet égard. Aucune publication contemporaine n'a conservé la trace des phases successives de sa création; peut-être découvrira-t-on un jour quelques documents sur ce sujet, mais nons n'osons l'espérer. Ces documents ne pourraient guère se trouver que dans les archives de la Société de la Vieille-Montagne; or, les recherches que M. Maneuvrier, sous-directeur général de cette Société, a bien voulu, sur notre demande, faire faire à cet effet sont restées infructeuses. Il est donc à craindre que les descriptions de Hollunder (*loc. cit.*) et de Karsten (*System der Metallurgie*, t. IV, p. 473-479) ne restent définitivement les seules sources d'informations sur les origines de la méthode belge.

Ces sources ne sont pas d'égale valeur; l'origine des documents qui ont servi de base à la description de Karsten est inconnue et leur exactitude au moins

©BIU Santé

douteuse, comme on peut s'en rendre compte en examinant de près les détails de cette description. Leur date est d'ailleurs incertaine; elle doit être sensiblement antérieure à l'année 1831, époque de publication de l'ouvrage de Karsten.

Les notes de Hollunder, au contraire, ont été prises sur place vers la fin de l'été de 1818. Elles sont fort incomplètes en ce qui concerne l'usine de Saint-Léonard, à Liège, parce que Hollunder n'avait pu obtenir de visiter cette usine et qu'il avait dû se contenter de renseignements verbaux; pour l'usine de Stolberg, elles sont d'une précision qui ne laisse aucun doute sur leur exactitude. Quant à l'usine d'Iserlohn, qui venait d'être fondée, Hollunder se borne à

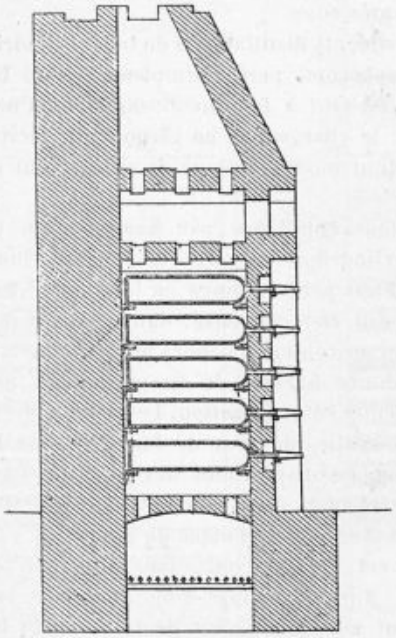


Fig. 97. — Four belge primitif, d'après Karsten. (Coupe transversale.)
Échelle : 0,0173.

la mentionner faute d'avoir pu y pénétrer; il en est de même pour un laminoir à zinc qui fonctionnait à Huy à la même époque.

Les indications fournies par Hollunder sur l'usine de Saint-Léonard, bien que fort brèves, ont cependant quelque intérêt. Les fours à zinc de cette usine contenaient chacun seize creusets, sur quatre rangées horizontales; ils étaient groupés deux à deux, se touchant par un des petits côtés, et formaient ainsi des massifs de $4^{m},40$ de long sur $1^{m},25$ de profondeur. Sur chaque massif se trouvaient une cheminée centrale commune aux deux fours, et deux petites cheminées placées aux extrémités et desservant chacune partiellement un four.

La charge se composait de calamine finement broyée, mélangée, à volume égal, de coke ou de terre-houille, prise dans les affleurement des couches de houille; l'emploi de cette matière, très cendreuse, rendait souvent les résidus

©BIU Santé

pâteux. On plaçait la charge dans des gargousses en toile qu'on refoulait d'un seul coup dans les creusets. Le zinc se condensait dans des allonges coniques en fonte (*tubes*), sur l'extrémité desquelles on plaçait des allonges également coniques en tôle (*étouffoirs*), servant à empêcher les rentrées d'air dans les tubes et à recueillir la poussière de zinc. Le tirage du zinc se faisait au grattoir, comme aujourd'hui. Sauf le chargement en gargousses, tous les traits de cette description sommaire se retrouvent dans la méthode actuelle.

Peut-être la description de Karsten se rapporte-t-elle aux fours de Saint-Léonard, à une époque peu éloignée de celle du voyage de Hollunder; mais, dans ce cas, elle a dû être faite sur des renseignements incomplets, remaniés arbitrairement après coup.

L'emploi comme récipients distillatoires de tubes cylindriques fermés en avant par une calotte hémisphérique percée simplement d'un trou de 5 centimètres de diamètre (fig. 97) est tout à fait invraisemblable. Une pareille disposition est incompatible avec le chargement en gargousses, décrit par Hollunder; elle l'est également avec tout mode pratique de chargement ou de nettoyage des creusets.

L'appareil de condensation figuré par Karsten n'est pas moins singulier. Composé d'un tube cylindrique en terre, de $0^m,25$ de long, avec $0^m,05$ de diamètre extérieur, et d'une petite allonge en tôle, de $0^m,20$ seulement de long, il n'aurait probablement rien condensé; dans le cas contraire, il aurait laissé rentrer dans le creuset ou couler au dehors le peu de métal qui s'y serait réuni. La description que donne Karsten du tirage du zinc prouve d'ailleurs qu'il n'avait jamais vu exécuter cette opération. Le système de support des creusets, au moyen de minces saillies du mur de fond, tel que Karsten le figure, est aussi peu pratique que les dispositions des creusets eux-mêmes; quant à la construction générale du four, elle semble avoir été décrite d'après les indications fournies par Hollunder sur l'usine de Stolberg.

La description de cet auteur, concordant dans son ensemble avec celle fournie par Piot et Murailhe, vingt-cinq ans plus tard, constitue donc le principal document sur les origines de la méthode belge. Le four figuré par Hollunder (fig. 98) contenait vingt-deux creusets disposés en six rangées horizontales, à savoir cinq de quatre et une (la plus élevée) de deux seulement. Ces creusets étaient cylindriques, de $0^m,11$ à $0^m,13$ de diamètre intérieur, avec une épaisseur de $0^m,033$; leur longueur était de $0^m,95$. Ils étaient faits avec une pâte composée de deux tiers d'argile crue et d'un tiers seulement de ciment (débris de creusets); on les fabriquait au moyen de deux moules, l'un intérieur, l'autre extérieur, en s'aidant d'un tour de potier pour la confection de la moitié voisine du fond. La gueule était une section droite du cylindre.

Les creusets occupaient dans le four une position horizontale. Ceux de la rangée inférieure étaient posés sur la voûte recouvrant le foyer, les autres s'engageaient à l'arrière dans des logements ménagés dans le mur de fond et s'appuyaient, à l'avant, sur les éléments horizontaux d'un quadrillage en briques réfractaires qui constituait la paroi antérieure, ou *devanture*, du four.

Cette devanture se composait de montants verticaux (*piliers*) de $0^m,08$ d'épais-

©BIU Santé

seur et de traverses horizontales (*taques*) de 0m,05; le mode d'assemblage de ces deux systèmes de pièces n'est pas indiqué d'une manière précise par Hollunder. D'après cet auteur, leur dimension, dans le sens de la longueur des creusets, aurait été de 0m,08 seulement; ce chiffre paraît un peu faible, et les croquis de Karsten, malgré leurs incertitudes, confirment cette manière de voir.

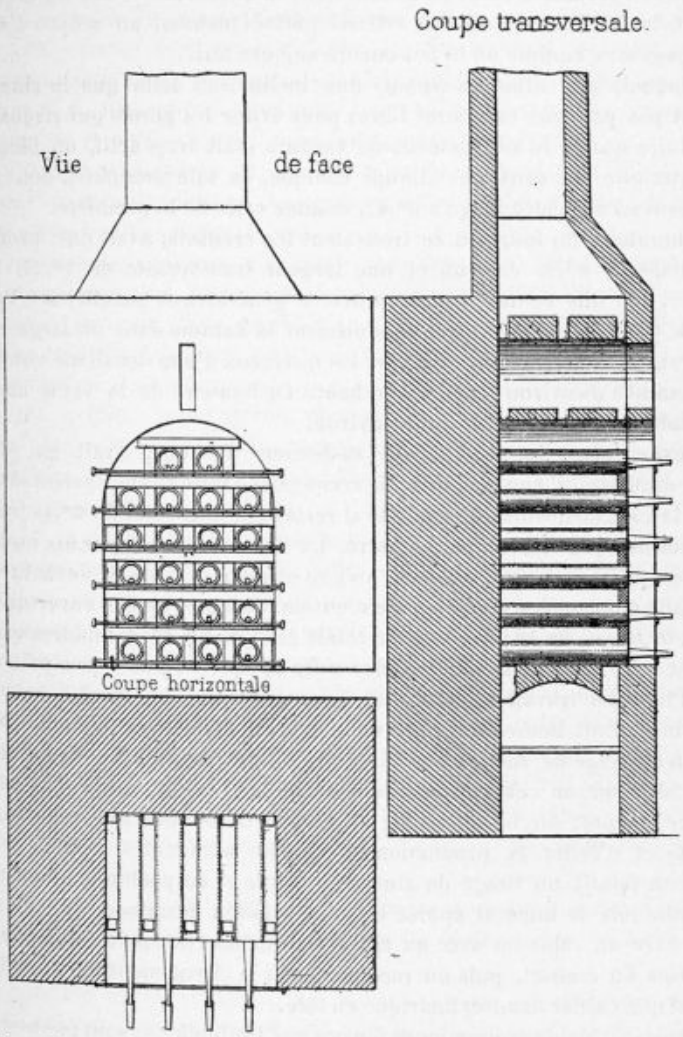


Fig. 98. — Four belge de l'usine de Stolberg (1818), d'après Hollunder. — Échelle : 0,0185.

Les compartiments de la devanture étaient carrés, de 0m,20 à 0m,21 d'ouverture nette; il restait donc autour du creuset, ayant de 0m,18 à 0m,19 de diamètre extérieur, un faible intervalle que l'on remplissait au moyen d'un lut réfractaire (*calage*).

En avant de la devanture, accrochées aux piédroits latéraux du four, se trou-

©BIU Santé

vaient des barres de fer horizontales, à un niveau un peu supérieur à celui des taques réfractaires; ces barres recevaient l'extrémité d'allonges coniques en fonte, ayant une longueur de 0m,47 avec un diamètre intérieur de 0m,04 du côté du creuset, de 0m,025 du côté opposé. Ces allonges étaient mises en place aussitôt le chargement effectué; l'intervalle restant entre leur grande base et la gueule du creuset étaient soigneusement luté. Le zinc venait s'y accumuler pendant la distillation; on l'en retirait périodiquement au moyen d'un petit râble (*grattoir*), comme on le fait encore aujourd'hui.

On donnait aux allonges (*tubes*) une inclinaison telle que le zinc ne se déversât pas par leur extrémité libre; pour éviter les pertes qui risquaient de se produire quand le dégagement de vapeurs était trop actif, on plaçait sur cette extrémité une deuxième allonge conique, en tôle (*étouffoir*), dont la longueur pouvait atteindre jusqu'à 0m,47, comme celle de la première.

Le laboratoire du four, où se trouvaient les creusets, avait une profondeur horizontale de 0m,85 environ et une largeur transversale de 1m,25. Il était recouvert par une voûte en plein-cintre, à génératrices parallèles à l'axe des creusets, percée d'ouvreaux qui conduisaient la flamme dans un large carneau recouvrant le four et de là, à travers les ouvreaux d'une deuxième voûte, dans une cheminée d'environ 6 mètres de haut. La hauteur de la voûte au-dessus de la sole du four était de 1m,60 environ.

Le foyer, placé immédiatement au-dessous du four, avait en plan les mêmes dimensions que lui; il était recouvert d'une voûte épaisse d'environ 0m,15 à la clef, au-dessous de laquelle il restait un intervalle de 0m,45 jusqu'à la grille, formée de barreaux en fer carré. La flamme passait par dix ouvertures pratiquées dans la voûte, cinq à l'arrière et cinq près de la devanture, dans l'intervalle des rangées verticales de creusets. Chacune de ces ouvertures avait environ 0m,08 sur 0m,12; leur section totale était de 9 à 10 décimètres carrés.

La conduite du four belge était, dès cette époque, réglée à peu près comme aujourd'hui. Le travail se faisait en deux postes, se succédant à huit heures du matin et huit heures du soir; on chargeait dans chaque creuset environ 9k,4 d un mélange de calamine calcinée et de charbon de bois. On préférait cet agent réducteur au coke ou à la houille maigre menue, employée à Liège a la même époque; on lui attribuait l'avantage de donner une réduction plus complète et d'éviter la production de scories adhérentes. Toutes les deux heures, on faisait un tirage de zinc au grattoir et au poêlon, comme aujourd'hui; une fois le minerai épuisé et la distillation terminée, on enlevait les résidus avec un râble ou avec un ringard tranchant (*herpais*), s'ils adhéraient aux parois du creuset, puis on recommençait le chargement, qui se faisait au moyen d'une cuiller demi-cylindrique en tôle.

Les renseignements économiques fournis par Hollunder ne sont pas très précis. Le charbon de bois servant à opérer la réduction variait, d'après cet auteur, entre le tiers et les deux tiers du volume de la calamine; c'est une proportion très faible, qu'on peut ramener à une moyenne de 0,07 à 0,08 en poids. La consommation de combustible de chauffage était, au contraire, très élevée; elle était, par poste de douze heures, de 95 kilogrammes de gros charbon, servant à remettre en état le feu après chaque charge, et de 700 à 850 kilogrammes de

©BIU Santé

menu que l'on chargeait monillé sur la couche de gros charbon, le tout représentant environ 4.600 kilogrammes par tonne de minerai traité. En ce qui concerne la main-d'œuvre et la consommation de produits réfractaires, les indications font absolument défaut.

Le rendement était, à Stolberg, de 20 p. 100 du poids du minerai, d'après Hollunder; ce coefficient devrait être porté à 22 p. 100 environ d'après les chiffres élémentaires fournis par l'auteur lui-même. On peut adopter la moyenne de 21 p. 100 comme très vraisemblable, et, d'autre part admettre que la teneur des calamines de Stolberg était celle indiquée plus tard par Rivot, c'est-à-dire 35 p. 100 environ. Dans cette hypothèse, *l'écart* aurait été approximativement de 14 unités ou des deux cinquièmes de la teneur.

La production d'un four à 22 creusets était de quatre-vingts kilogrammes de zinc par vingt-quatre heures. La consommation de houille était de plus de 20 fois le poids du zinc obtenu.

Le four liégeois continua à s'améliorer dans ses détails pendant la période d'une vingtaine d'années qui suivit la description d'Hollunder, c'est-à-dire jusqu'à l'époque de la constitution de la Société de la Vieille-Montagne (1837). A ce moment, l'appareil était déjà très perfectionné, ainsi qu'il ressort de la description détaillée publiée par Piot et Murailhe (*A. d. M.*, 4e série, t. V, p. 165 à 290); il ne devait plus subir de modifications importantes jusqu'à la période de 1860 à 1870, période marquée dans toutes les industries métallurgiques par d'importantes améliorations en ce qui concerne l'utilisation du combustible.

Parmi les types de fours décrits par Piot et Murailhe, quelques-uns ont définitivement disparu, comme les fours à chauffe latérale, expérimentés à Angleur (*loc. cit.*, pl. VI, fig. 70 à 72); mais, en somme, les trois types principaux que ces auteurs ont figurés, ceux de la Vieille-Montagne, de Prayon et de Corphalie contenaient déjà tous les principaux éléments du four belge.

Les dimensions des creusets n'avaient pas été sensiblement modifiées depuis l'origine. Leur capacité intérieure était toujours un cylindre de révolution de $0^m,15$ de diamètre; la longueur de ce cylindre avait été augmentée de $0^m,15$ environ ($1^m,05$ à $1^m,10$ au lieu de $0^m,90$ à $0^m,95$); elle variait d'ailleurs un peu, suivant le retrait de la pâte à la cuisson. Leur épaisseur était ordinairement de $0^m,03$ pour la rangée supérieure et de $0^m,04$ pour les trois rangées inférieures.

Dès cette époque, on voit apparaître l'idée de donner un excès d'épaisseur à la partie inférieure, plus exposée aux actions destructrices de toute nature (usine de St-Léonard).

Dans certaines usines (Prayon), les creusets étaient encore posés horizontalement, comme dans le four décrit par Hollunder, mais dans la plupart ils présentaient dès cette époque une inclinaison sensible vers l'avant, comme dans les fours actuels; cette inclinaison était moindre pour la rangée inférieure que pour les autres (fig. 99).

Les saillies soutenant les creusets à l'arrière, désormais continues, étaient le plus souvent obtenues au moyen de briques de hauteur moyenne (*huflets*), comme dans les usines de la Vieille-Montagne (fig. 99); plus rarement elles

©BIU Santé

faisaient partie intégrante de grandes briques spéciales, constituant à elles seules le mur de fond; le nombre des assises étaient alors égal à celui des

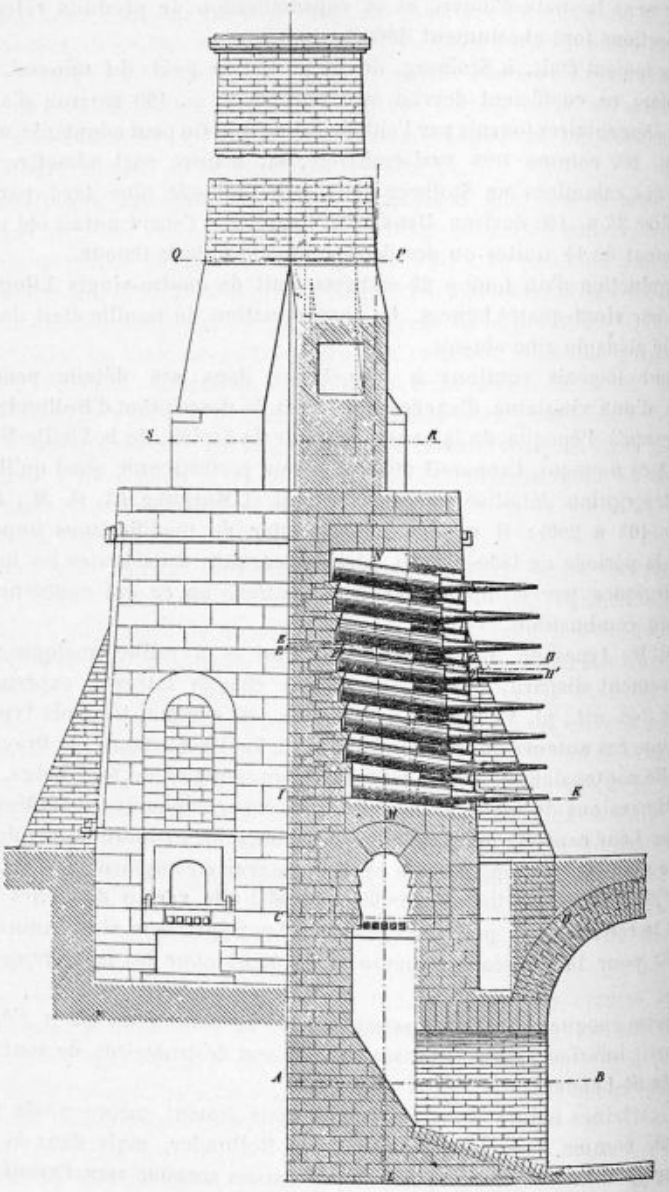


Fig. 99. — Four de la Vieille-Montagne (vers 1840) coupe latérale et coupe transversale. Échelle : 0,015.

rangées de creusets, comme à Prayon (fig. 101). Les saillies des assises dépassaient de 0m,08 le parement du mur de fond; ce chiffre n'a pas sensiblement varié depuis..

©BIU Santé

A l'avant, les creusets étaient supportés par un quadrillage de briques réfractaires, consolidés par un système d'armatures métalliques placées extérieurement; ce système complexe possédait une résistance bien plus grande que le simple réseau réfractaire figuré par Hollunder. La disposition des armatures comportait dès cette époque deux variantes principales : tantôt les éléments horizontaux (*taques*) prédominent ou même existent seuls, soutenus alors entre leurs extrémités par des piliers réfractaires; tantôt les montants verticaux s'étendent du haut en bas de la devanture, supportant sur des saillies latérales les taques, réduites à une faible longueur (fig. 101).

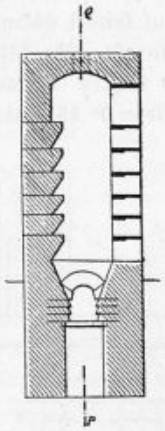


Fig. 100. — Four de Prayon, vers 1840 (coupe transversale).
Échelle : 0,01.

Le premier système, qui a toujours été le plus répandu dans les usines belges, était appliqué vers 1840 à la Vieille-Montagne et à Prayon; le second était en usage à Corphalie. Il y était combiné avec une convergence sensible des montants vers la partie supérieure du four (fig. 102). Cette convergence, qui a persisté

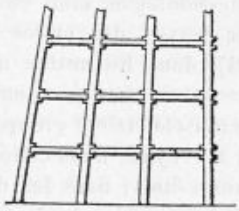


Fig. 101. — Assemblage de la devanture métallique à Corphalie (vers 1840).

fort longtemps dans cette usine avait pour but de compenser l'effet du refroidissement progressif de la flamme par l'augmentation de la vitesse de celle-ci : elle était d'une efficacité médiocre et compliquait sensiblement la construction des fours. Comme le montre la figure 101, les taques en fonte s'engageaient

©BIU Santé

à coulisse entre des nervures saillantes, placées sur les côtés des montants verticaux, également en fonte.

On préfère généralement, au point de vue de la commodité des réparations, le système dans lequel les taques horizontales, d'une seule pièce, sont soutenues de distance en distance par des piliers en terre réfractaire ou en fonte, ou bien par les deux à la fois.

En arrière de la partie métallique de la devanture, se trouve un quadrillage en matériaux réfractaires qui supporte la gueule des creusets et constitue la véritable paroi antérieure du four; ce revêtement protège contre l'action du feu le réseau métallique qui, réciproquement, assure sa stabilité. En sus de cette consolidation extérieure qui faisait défaut aux fours primitifs, la devanture réfractaire avait été renforcée, dès 1840, par une augmentation très notable de son épaisseur; les taques réfractaires, constituant les points d'épaisseur minima, avaient environ $0^m,25$ de largeur suivant l'axe des creusets.

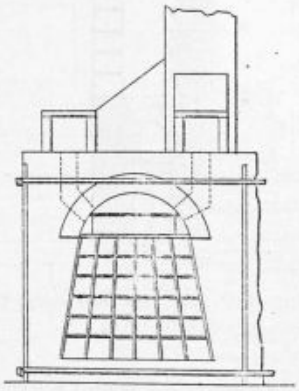


Fig. 102. — Four de Corphalie vers 1840. Vue de face.
Échelle : 0,01.

Dans les usines de la Vieille-Montagne, elles étaient soudées aux montants verticaux et formaient avec ceux-ci des pièces réfractaires spéciales, dites *chapeaux de prêtre* (fig. 124); dans les autres usines, elles étaient formées simplement de briques plates posées sur ces montants.

A la Vieille-Montagne, les creusets étaient groupés deux à deux par niche; ils étaient isolés à Corphalie et à Prayon. Dans cette dernière usine, les creusets étaient au nombre de quarante-huit; dans les deux autres, de quarante-six seulement, bien que partout les rangées horizontales fussent au nombre de sept et formées chacune de six creusets.

La différence tenait au mode de construction de la voûte du four; à la Vieille-Montagne et à Corphalie, cette voûte était cintrée dans le sens longitudinal, avec retombées sur les piédroits latéraux, et laissait disponible, au-dessus de la dernière rangée normale, un segment circulaire où l'on ne pouvait placer que quatre creusets.

©BIU Santé

A Prayon, au contraire, la voûte avait ses génératrices parallèles à la devanture et s'appuyait, en arrière, sur le mur de fond, en avant, sur une plaque de fonte, reposant elle-même sur deux barreaux de fer à la partie supérieure de la devanture. Cette deuxième variante, adoptée partout aujourd'hui, supprime la rangée incomplète qui correspond au cintre de la voûte.

Les deux rangées supérieures de Prayon n'étaient pas séparées par une taque, comme à l'ordinaire; les creusets y étaient superposés directement l'un à l'autre dans les niches.

Les chauffes des fours belges présentaient à cette époque deux dispositions distinctes, rappelant les deux phases successives signalées plus haut dans le développement du four silésien.

A la Vieille-Montagne et à Prayon, les chauffes étaient recouvertes d'une voûte en plein-cintre, épaisse de $0^m,35$ à $0^m,45$ et traversée par des ouvreaux étroits servant au passage des flammes; ces ouvreaux, allongés dans le sens perpendiculaire à la devanture, se trouvaient placés en face des piliers de celle-ci, c'est-à-dire espacés de deux en deux creusets; ils avaient environ $0^m,08$ de large. La grille se trouvait à $0^m,60$ au-dessous de la clef de voûte; formée de barreaux droits et horizontaux, elle avait environ $0^m,40$ de large sur une longueur de $1^m,65$ dans les usines de la Vieille-Montagne, de 2 mètres à Prayon.

A Corphalie, la grille était également formée de barreaux droits et horizontaux, mais elle était placée à $1^m,35$ au-dessous de la première rangée de creusets et n'était pas recouverte d'une voûte. Dès cette époque, on avait osé, dans cette usine, supprimer ce dispositif qui fonctionnait, il est vrai, comme régulateur de chaleur et évitait des coups de feu trop intenses à la rangée inférieure de creusets, mais qui gênait le tirage et répartissait irrégulièrement les flammes à l'intérieur du four, puisqu'il n'y avait d'ouvreaux dans la voûte que de deux en deux files verticales de creusets. Un autre inconvénient grave de la voûte était la rapidité de sa destruction par l'action du feu : aussi cette voûte a-t-elle été peu à peu supprimée dans les usines belges, comme elle l'avait été dans les usines silésiennes, à une date bien antérieure.

Lorsque la voûte n'existait pas, sa fonction était remplie, à cette époque, par les creusets de la rangée inférieure, creusets qu'on laissait vides et qui servaient simplement à protéger les autres rangées contre l'action directe du feu. Il en était probablement ainsi, dès 1840, à l'usine de Corphalie, bien que le mémoire de Piot et Murailhe ne l'indique pas explicitement. Au cours de la période de 1850 à 1860, l'emploi de ces creusets protecteurs s'est substitué dans toutes les usines belges à celui de la voûte, pour disparaître lui-même peu à peu, vers 1870, par suite des améliorations apportées dans le mode de chauffage des fours.

L'emploi des grilles horizontales et des chauffes peu profondes présentait tous les inconvénients de la combustion à feu clair; il donnait lieu alternativement à des coups de feu locaux, capables de détruire rapidement les rangées inférieures de creusets, puis à des refroidissements brusques dus à des rentrées d'air froid soit par la porte au moment du chargement, soit par la grille, insuffisamment couverte de combustible. Les rangées inférieures étaient généralement trop chauffées; les rangées supérieures ne l'étaient pas assez.

©BIU Santé

Peu à peu on a approfondi la chauffe en vue de gazéifier le combustible; on a pu ainsi régulariser la température dans toute l'étendue des fours, assurer aux creusets une plus longue durée et supprimer les appareils protecteurs, voûtes percées d'ouvreaux ou rangées de creusets vides.

La sortie des gaz brûlés se faisait par deux ouvreaux pratiqués dans la voûte supérieure et ayant ordinairement la forme d'un carré de $0^m,24$ de côté; ces gaz débouchaient dans des rampants qui les conduisaient à une cheminée unique, desservant tout le massif.

Ce massif comprenait, dans les usines de la Vieille-Montagne, quatre fours; dans les usines de Prayon et de Corphalie, deux fours seulement accolés par un de leurs petits côtés. Cette deuxième disposition a l'inconvénient d'offrir au refroidissement une trop large surface; aussi le groupement par quatre fours est-il devenu prédominant par la suite.

La cheminée commune contenait autant de gaines distinctes que de fours, quatre par exemple à la Vieille-Montagne, ayant chacune une section de $0^m,40$ sur $0^m,40$. Sa hauteur au-dessus de la voûte des fours était de 8 mètres.

L'enlèvement des résidus et des escarbilles du foyer se faisait d'ordinaire par deux galeries souterraines, parallèles aux devantures du massif; ces galeries avaient, à Moresnet, $2^m,25$ de hauteur sur 2 mètres de large, et leur sole était à $2^m,85$ au-dessous du sol de l'usine. Le cendrier était mis en communication avec elles par un branchement perpendiculaire à l'axe général de la halle; il en était généralement de même du couloir, large de $0^m,35$, qui s'étendait devant la devanture et recevait les résidus de distillation au moment du déchargement (voy. fig. 99). Quelquefois cependant (Moresnet) ces couloirs communiquaient, non pas avec les galeries principales, mais bien avec des fosses spéciales, destinées à faciliter le travail des foyers; placées sur le petit côté des fours et en occupant toute l'étendue, ces fosses avaient, à Moresnet, 3 mètres dans le sens longitudinal de la halle, avec $1^m,75$ de profondeur; elles étaient desservies par un escalier spécial. Cette variante était beaucoup moins pratique que la précédente.

Les appareils de condensation du zinc présentaient les dispositions générales décrites par Hollunder et encore en usage aujourd'hui.

Les tubes avaient une longueur de $0^m,40$, avec un diamètre extérieur de $0^m,10$ à la base et de $0^m,06$ au sommet; ils étaient ordinairement en fonte de $0^m,01$ à $0^m,02$ d'épaisseur. Ces dimensions ont été un peu agrandies depuis, mais dans une proportion relativement faible. Dès cette époque, on commençait à réaliser un progrès important en substituant la poterie réfractaire à la fonte dans la confection des tubes : les tubes en fonte avaient, en effet, le grave inconvénient d'introduire du fer dans le zinc et de diminuer ainsi sa qualité pour le travail de laminage.

L'axe du tube était sensiblement horizontal; sa grande base était enfoncée dans la gueule du creuset et *calée* au moyen de lut réfractaire; le zinc venait s'accumuler à son intérieur, vers l'angle formé par ses parois avec celles du creuset, inclinées en sens inverse.

Quand à l'allonge conique destinée à condenser la poussière, désignée depuis sous le nom d'*étouffoir*, elle avait la forme d'un tronc de cône de $0^m,62$ de

©BIU Santé

hauteur, avec 0m,075 de diamètre à la grande base et 0m,02 à la petite ; elle était faite en tôle de 0m,002 d'épaisseur.

On l'engageait sur l'extrêmité libre du *tube*, en l'appuyant sur une barre de fer parallèle à la devanture.

Le dépôt des poussières de zinc dans les étouffoirs est toujours incomplet ; pour empêcher ces poussières de se répandre dans la halle, on avait installé dès cette époque, au-dessus de la devanture des fours, des hottes en tôle, faisant une saillie d'un mètre sur ces devantures et aboutissant par le haut à une petite cheminée accolée à la cheminée principale. A Angleur et à Saint-Léonard, on les faisait déboucher dans des chambres de condensation placées au-dessus du massif et surmontées d'un tuyau en zinc, de 5 à 6 mètres de haut ; le dépôt qui se faisait dans les chambres était insignifiant.

Piot et Murailhe estimaient (*A. d. M.*, 4e série, t. V, p. 238) que la construction d'un massif de quatre fours à quarante-six creusets, du type de la Vieille-

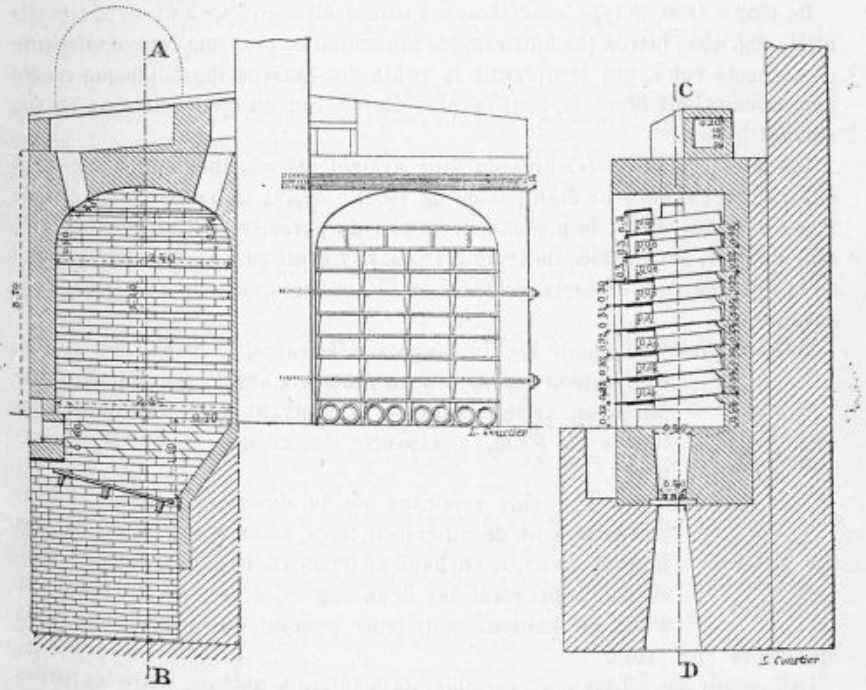


Fig. 103. — Four de la Vieille-Montagne (vers 1857). — Échelle : 0,01.

Montagne, coûtait 8.877 francs, à l'époque où ils écrivaient ; ils évaluaient à 3.000 francs le coût d'un four isolé. Ces chiffres ne comprenaient rien pour les substructions de l'usine.

Période d'agrandissement des fours belges. — Dès 1840, le four belge avait acquis ses dispositions essentielles, destinées à ne plus

©BIU Santé

varier sensiblement, sauf en ce qui concerne la transformation du mode de chauffage. Cette transformation ne devait être entreprise que vingt à vingt-cinq ans plus tard : jusqu'à cette époque on conserva la chauffe peu profonde, à barreaux droits et horizontaux, qui caractérisait les fours primitifs; il ne restait donc autre chose à faire que d'augmenter les dimensions du four jusqu'aux limites compatibles avec la régularité du chauffage. On arrivait ainsi à accroître la production journalière de l'appareil et à diminuer les frais de main-d'œuvre.

Pour obtenir à ce résultat, on pouvait augmenter ou la capacité des creusets, ou leur nombre. Le premier système a été appliqué à Corphalie, où, vers 1860, on employait des fours à 42 ou 56 creusets, ceux-ci ayant un diamètre intérieur de 0m,19 à 0m,20.

Le second a été adopté de préférence dans les usines de la Société la Vieille-Montagne, où la tendance constante à été d'augmenter le nombre de creusets par four, en laissant aux creusets leurs dimensions primitives.

De 1855 à 1860, le type usuel dans ces usines était un four à 61 ou 62 creusets utiles (fig. 103), placés sur huit rangées horizontales, plus une rangée inférieure de creusets vides, qui remplaçait la voûte des anciens fours. Chaque rangée comprenait huit creusets, sauf la plus élevée, qui en contenait cinq ou six, suivant le cas.

Les dimensions intérieures du four avaient été sensiblement augmentées depuis 1840; la largeur était passée de 1m,87 à 2m,45; la hauteur sous clef, de 2m,60 à 3m,20; enfin, la profondeur totale, du parement extérieur à celui de mur de fond, était passée de 1m,20 à 1m,45. Il y avait eu à la fois augmentation de la longueur des creusets (portée à 1m,15), et accroissement d'épaisseur de la devanture.

Celle-ci présentait, pour les six rangées inférieures, la disposition usuelle, comprenant des taques en fonte en avant, des taques réfractaires en arrière, celles-ci s'appuyant vers l'avant sur les taques en fonte, à l'inverse de ce qui se faisait à l'origine.

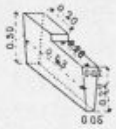


Fig. 104.
Vue perspective d'un pilier réfractaire.

Les éléments verticaux de la devanture étaient formés exclusivement de piliers en terre réfractaire; ils avaient une largeur de 0m,07 en haut et 0m,05 en bas. Leur surface supérieure, supportant les deux taques, présentait un ressaut de 0m,03 en hauteur pour tenir compte de l'inégalité de leurs épaisseurs (fig. 104).

La hauteur des piliers était variable, de manière à obtenir, entre les parties homologues des taques, un intervalle net de 0m,32 pour les quatre premières rangées (y compris la rangée vide), de 0m,31 pour la cinquième, et de 0m,30 pour les quatre rangées supérieures.

Les intervalles correspondants des cordons saillants du mur de fond étaient de 0m,44 (pour la rangée vide), puis quatre fois de 0m,34, enfin trois fois de 0m,32; le rapprochement de ces chiffres avec les précédents montre que l'inclinaison des creusets allait en augmentant du bas au haut du four, où elle atteignait la valeur de 20 p. 100.

©BIU Santé

Les cordons du mur de fond présentaient une saillie de 0m,12, obtenue au moyen de briques spéciales (fig. 105) séparées par deux assises de briques ordinaires.

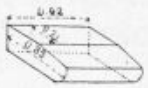


Fig. 105.
Vue perspective d'une brique de cordon.

D'après Thum (*B. u. H. Ztg*, 1860, p. 5), les trois rangées supérieures de creusets du four de Moresnet s'appuyaient à l'avant sur des taques en fonte, qui n'étaient pas protégées vers l'intérieur par des taques en terre réfractaire. Ces rangées supérieures étaient peu chauffées; les taques en fonte pouvaient, par suite, résister pendant un certain temps; néanmoins une pareille disposition est assez difficile à justifier. Elle semble n'avoir été en usage que pendant une période relativement courte.

Les dimensions de la grille étaient de 0m,40 sur 1m,60, c'est-à-dire sensiblement les mêmes que vingt ans auparavant; les barreaux en fonte avaient été remplacés par trois barres de fer carré, tantôt horizontales, comme autrefois, tantôt posées avec une inclinaison d'un cinquième environ, pour faciliter le décrassage du feu par-dessous.

Dans ce cas, la profondeur de la chauffe était de 0m,80 près de la porte et de 1m,10 à l'extrémité opposée.

Pour la construction des foyers, l'emploi de grandes briques, fortement engagées dans les parois latérales et pouvant supporter sans trop d'inconvénient une usure considérable s'était déjà généralisé. Le profil en crémaillère, indiqué pour les parois par Piot et Murailhe (fig. 99), avait disparu; on avait introduit à sa place, dans diverses usines de la Vieillle-Montagne, un assemblage par joints obliques, inclinés à 45 degrés environ sur les assises horizontales. Il est probable que cette disposition, abandonnée depuis, avait pour objet d'atténuer l'action des coups de ringard.

Les autres détails du four n'avaient pas subi de modifications sensibles depuis l'origine.

Vers 1860, on expérimentait à Moresnet et à Saint-Léonard, sous le nom de four Borgnet, un type à chauffe latérale qui différait de celui figuré par Piot et Murailhe (*A. d. M.*, 4e série, t. V, pl. VI, fig. 71 à 73), par le nombre plus grand de creusets (41 au lieu de 36) et par l'emploi du tirage renversé.

A Angleur, on employait, à la même époque, des fours identiques à ceux de Moresnet et d'autres, à 64 creusets, munis d'une grille inclinée à 30 degrés environ, de 1m,40 sur 0m,40, et ayant un seul ouvreau de tirage dans la voûte à l'opposé de la grille.

Cette dissymétrie dans le chauffage en entraînait une autre dans la forme des fours dont la section verticale se rapprochait d'une portion d'ellipse ayant pour grand axe la direction moyenne de la flamme.

Les divers essais faits à cette époque n'aboutirent sans doute pas à un résultat satisfaisant; car on revint au type primitif en augmentant encore ses dimensions. On créa ainsi un four à 78 creusets, distribués sur sept rangées, plus une rangée inférieure de creusets vides.

Ce type (fig. 106) indiquait déjà un recul dans la tendance à l'exhaussement des fours. Le nombre des rangées y était moindre d'une unité que dans le type à 61 creusets; la hauteur du four, du seuil de la devanture au sommet

©BIU Santé

de la voûte, était réduite de 3m,20 à 3 mètres. L'accroissement du nombre de creusets avait été obtenu en portant la largeur de la devanture de 2m,50 à 3m,50, ce qui avait permis de placer 12 creusets au lieu de 8 par rangée.

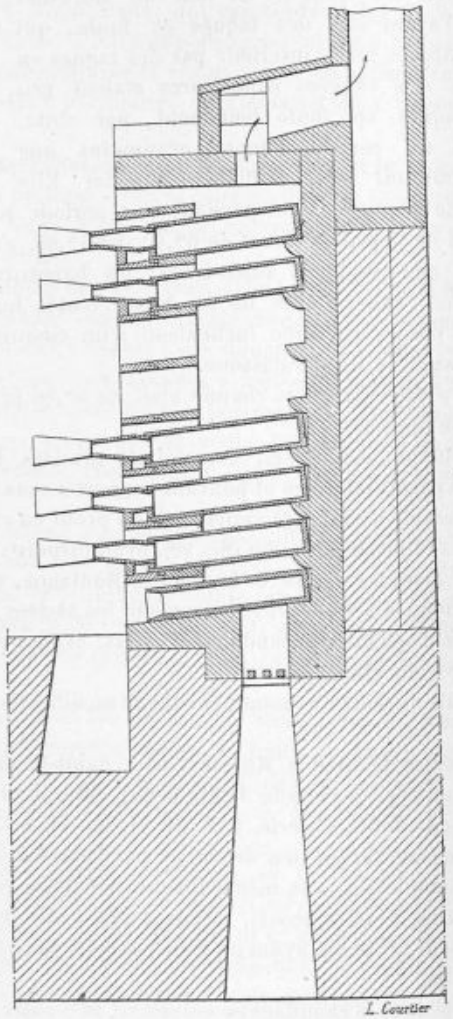


Fig. 106. — Four belge à 78 creusets (coupe transversale). — Échelle : 0,0208

Les autres éléments du four n'avaient pas sensiblement varié, sauf la longueur de la grille, rendue égale à celle de la devanture par la suppression du talus en briques réfractaires placé à l'opposé du tisard. Cette longueur ne pouvait plus guère être accrue désormais, car le chargement d'une grille ne peut se faire régulièrement au delà d'une distance de 3m,50 à 4 mètres, comptée à partir de la porte. Pour augmenter encore le nombre de creusets contenus dans un four, il fallait donc ou bien employer plusieurs chauffes, ou bien

©BIU Santé

avoir recours au chauffage au gaz, combiné ou non avec la récupération de la chaleur.

Cette deuxième solution fut essayée par plusieurs usines, de 1860 à 1870, mais sans donner tout d'abord de résultats bien satisfaisants. La première fut, au contraire, assez fréquemment appliquée pendant cette période : elle comportait deux variantes, suivant que les barreaux des grilles multiples étaient orientés parallèlement ou perpendiculairement à la devanture.

Fours d'Angleur, à double grille. — A l'usine d'Angleur, on créa des fours à deux grilles, avec barreaux parallèles à la devanture, en réunissant sous une seule voûte deux anciens fours à grille unique.

Les grilles conservèrent leurs dimensions, de 3m,50 sur 0m,40 environ; elles restèrent séparées par un massif de maçonnerie épais de 1m,20. On approfondit un peu les chauffes et on supprima la rangée de creusets vides. On arriva ainsi à un type à sept rangées, comprenant de 150 à 156 creusets, suivant l'importance de la flèche de la voûte.

En 1871, un four de ce genre renfermait, par exemple, 26 creusets dans chacune des trois rangées inférieures, 23 dans la quatrième, 21 dans le cinquième, 18 dans le sixième et 13 dans le septième, soit 153 en tout.

Les fours à deux chauffes ont été remplacés à Angleur par les fours à chauffes gazogènes et à deux devantures opposées, qui seront décrits plus loin.

Fours Borgnet. — Pour augmenter le nombre des chauffes d'un four belge et en faciliter le service, on pouvait adopter une combinaison différente, brevetée par M. Alfred Borgnet, le 29 mars 1866, en même temps que d'autres dispositifs secondaires. Cette combinaison consistait à substituer aux longues grilles parallèles à la devanture, des chauffes multiples, beaucoup plus petites, et allongées dans le sens perpendiculaire. Les portes de chargement de ces chauffes ne pouvaient être placées à l'avant, puisqu'elles auraient débouché dans le couloir de projection des résidus; elles devaient nécessairement s'ouvrir à l'arrière du four, ce qui empêchait d'adosser celui-ci à un four symétrique. On revenait ainsi à l'ancienne disposition de Prayon (fig. 101) qui présentait beaucoup d'inconvénients au point de vue de la déperdition de la chaleur. En fait, les fours Borgnet ont donné, au point de vue de la consommation de combustible, de mauvais résultats, imparfaitement compensés par les économies réalisées sur la main-d'œuvre; ils ont été abandonnés peu à peu.

Ces fours ont reçu jusqu'à 200 creusets, sur six rangées; de ces creusets, les uns étaient du type cylindrique ordinaire; les autres, de section ovale, étaient souvent munis à leur partie inférieure d'un petit canal ouvert à ses deux extrémités, réservé dans une surépaisseur de la pâte réfractaire; avec cette variante, ils étaient désignés sous le nom de *canons*.

Les grands fours Borgnet, à 200 creusets, étaient chauffés par sept grilles ayant chacune, en plan, 0m,60 sur 0m,25. La consommation de charbon y était si élevée et le service si difficile, qu'on réduisit le nombre de creusets à 120, distribués en quatre rangées de *canons* et deux de creusets ovales (fig. 107),

©BIU Santé

celui des chauffes à cinq. Chacune de ces chauffes avait une grille de 0m,61 sur 0m,17, à barreaux droits légèrement inclinés dans le même sens que les creusets; elle s'élargissait en haut jusqu'à atteindre près d'un mètre d'ouverture. Espacées de 1m,25 d'axe en axe, les chauffes arrivaient presque à se réunir à leur partie supérieure.

La conduite du feu devait y être difficile à cause de leur grand nombre et

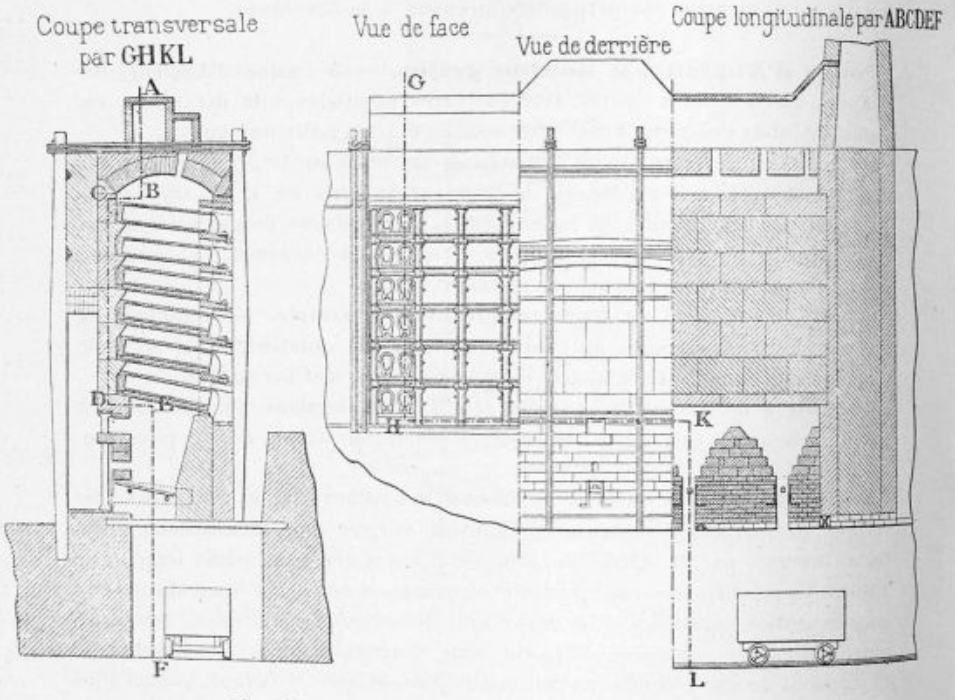


Fig. 107. — Four Borgnet à 120 creusets. — Échelle : 0,01.

de leur peu de largeur; c'est ce qui résulte d'ailleurs du témoignage de M. Georges Borgnet (*Rev. univ.*, 2e série, t. II, p. 588). La surface totale des grilles était relativement faible, de 0m²,52 seulement pour une section horizontale intérieure du four s'élevant à 5m²,80, soit 0,09 de cette dernière, tandis que le même rapport variait de 0,55 à 0,31 dans les fours à grille longitudinale pour des surfaces absolues de grille variant de 0m²,66 à 1m²,08. La disposition Borgnet réalisait donc en fait, non pas une augmentation de la surface de grille, mais bien une réduction à la fois relative et absolue.

Il est vrai que le four Borgnet n'avait que six rangées de creusets, avec une une hauteur de 2m,25 à la devanture : c'était une diminution notable qui se retrouve d'ailleurs dans tous les fours belges de construction récente. On a fini par reconnaître qu'il est impossible de chauffer uniformément, au moyen d'une grille ordinaire, des rangées de creusets trop nombreuses; en fait, les rangées les plus élevées des fours de grande hauteur n'atteignaient jamais la température nécessaire pour assurer l'épuisement complet des minerais riches et

©BIU Santé

réfractaires. On tournait la difficulté plutôt qu'on ne la résolvait en chargeant dans ces rangées des minerais facilement réductibles, avec des poussières et des crasses à redistiller; même dans ces conditions, le rendement obtenu était peu satisfaisant.

Pour obvier à cet inconvénient, on prit le parti de laisser séjourner les charges pendant vingt-quatre heures dans les rangées supérieures, tout en continuant à pratiquer pour les autres le travail par périodes de douze heures, comme à l'origine. Ce système est encore appliqué dans les fours dits *liégeois* de l'usine du Bleyberg.

Les pertes au traitement attiraient peu l'attention aux débuts de la méthode, alors qu'on disposait de minerais extraits sur place, coûtant peu d'exploitation et de transport : à mesure que ces minerais se raréfièrent et qu'il devint nécessaire d'acheter, à un prix relativement élevé, des quantités croissantes de minerais étrangers, la préoccupation de réduire *l'écart*, suivant l'expression usitée en Belgique, s'imposa de plus en plus. Le traitement par période de vingt-quatre heures devint la règle générale; on y ajouta la suppression des rangées supérieures, toujours insuffisamment chauffées. L'utilisation du combustible devint moins satisfaisante, puisqu'on ne récupérait pas la chaleur emportée par les flammes, mais la perte en zinc se réduisit, point beaucoup plus important quand le métal est payé cher dans les minerais.

Outre la multiplicité de ses chauffes, le four Borgnet présentait un caractère spécial au point de vue de la construction : c'était l'emploi d'une devanture métallique très compliquée, formée d'un grand nombre de pièces assemblées au moyen de boulons et serrant sur leurs deux faces les pièces réfractaires correspondantes (voir fig. 10 et page 330).

Le four tout entier était supporté par des traverses en fer au-dessus d'une galerie large de 1m,85 et haute d'autant; les cendriers d'un côté, les couloirs d'évacuation des résidus de l'autre, débouchaient dans cette galerie. L'enlèvement des divers résidus se faisait au moyen de vagonnets en tôle, circulant sur une petite voie ferrée.

M. Georges Borgnet estimait les frais de construction d'un pareil four à 12.269 francs, dans le South-Wales, vers 1876.

Four d'Engis. — La voûte qui recouvrait le foyer des fours liégeois primitifs avait été supprimée peu à peu dans la plupart des usines belges; elle set restée en usage à Engis. Les dispositions spéciales, décrites en 1871 par M. Massart (*Rev. univ.*, 1re série, t. XXIX, p. 313 à 349) se sont conservées, avec quelques légères modifications, dans cette usine jusqu'à une époque toute récente.

Le trait caractéristique du four d'Engis est de n'avoir, pour deux devantures, qu'un seul foyer, placé sous le mur de séparation; les flammes sortent par des fentes percées dans la voûte recouvrant ce foyer et débouchent dans le laboratoire à l'aplomb des intervalles ménagés entre les files verticales de creusets (fig. 109), exactement comme dans l'ancien four de Moresnet, figuré par Piot et Murailhe.

La disposition adoptée à Engis a l'avantage de régulariser la température à l'intérieur du four et d'éviter les coups de feu, puisque la masse de la voûte

©BIU Santé

fonctionne comme volant thermique. Mais elle a de sérieux inconvénients qui sont la résistance opposée au tirage par les ouvreaux, la difficulté d'égaliser ce tirage entre les deux fours accouplés et surtout celle d'assurer la stabilité du mur de séparation assis sur la voûte du foyer, c'est-à-dire sur la partie du four qui souffre le plus de l'action du feu.

Pour diminuer la résistance au tirage, on a réduit la longueur de la partie étranglée des ouvreaux en les évasant rapidement à partir du foyer. Ces ouvreaux ne s'ouvrent plus dans une sole horizontale, au niveau inférieur de la devanture, mais bien dans une fosse placée au-dessous de cette devanture (fig. 108).

Comme d'ordinaire dans les fours belges, le tirage se règle d'une manière permanente au moyen de briques, formant registre et étranglant plus ou moins deux ouvreaux pratiqués dans la voûte ; chacun de ces ouvreaux a d'ailleurs son rampant spécial aboutissant à une gaine distincte. La hauteur de la cheminée est de 7 mètres, comptée au-dessus de la grille. Ces cheminées sont munies à leur partie supérieure de clapets auxquels on a exclusivement recours, en marche normale, pour faire varier l'activité de la combustion ; une fois le réglage initial effectué, on ne déplace plus les briques formant registre sur les ouvreaux de la voûte.

Le défaut essentiel des fours d'Engis est le mode de support du mur de séparation supportant l'arrière des creusets. La voûte qui recouvre le foyer subit un coup de feu très intense ; au bout de quelques mois elle se désagrège et s'affaisse par places, le plus souvent en face du milieu de la devanture. Le mur médian descend et se disloque ; certains creusets s'inclinent souvent en sens inverse de leur pente normale ; la condensation du zinc cesse de se faire régulièrement. Il ne reste plus qu'à mettre le four hors feu, si l'on ne veut pas s'exposer à le voir subir un effondrement complet.

Plus tard on a cherché à obvier à ces inconvénients en construisant la voûte au moyen d'énormes briques, d'un poids de 200 kilogrammes environ. Deux de ces briques suffisent pour former un élément complet de voûte avec un seul joint au milieu.

Pour refroidir la partie supérieure de la voûte, on avait, depuis longtemps, pratiqué au-dessus des briques spéciales qui la constituent, à la base du mur vertical, un canal rectangulaire, allant d'une extrémité du massif à l'autre et assurant une circulation continue d'air froid.

Ces divers artifices avaient permis de prolonger, dans une certaine mesure, la durée des campagnes sans que celles-ci aient cependant dépassé cinq mois, tant qu'on a appliqué le chauffage à feu clair.

Pour faciliter les réparations, on avait recours à un autre moyen, consistant à donner une dizaine de centimètres de flèche à l'assise inférieure du mur médian et à transformer ainsi cette assise en un arceau surbaissé, qui supportait le mur pendant les réparations de la voûte du foyer. Mais ces réparations ne pouvaient alors se faire qu'avec des briques de petit échantillon, beaucoup moins résistantes que les grandes briques ; elles n'avaient donc pas une efficacité bien grande. Cet inconvénient a fait renoncer au cintrage longitudinal de l'assise inférieure du mur, cintrage que d'ailleurs on n'aurait guère pu combiner avec le mode actuel de construction des fours.

©BIU Santé

Les anciens fours d'Engis avaient une grille à barreaux droits, de 0m,40 de

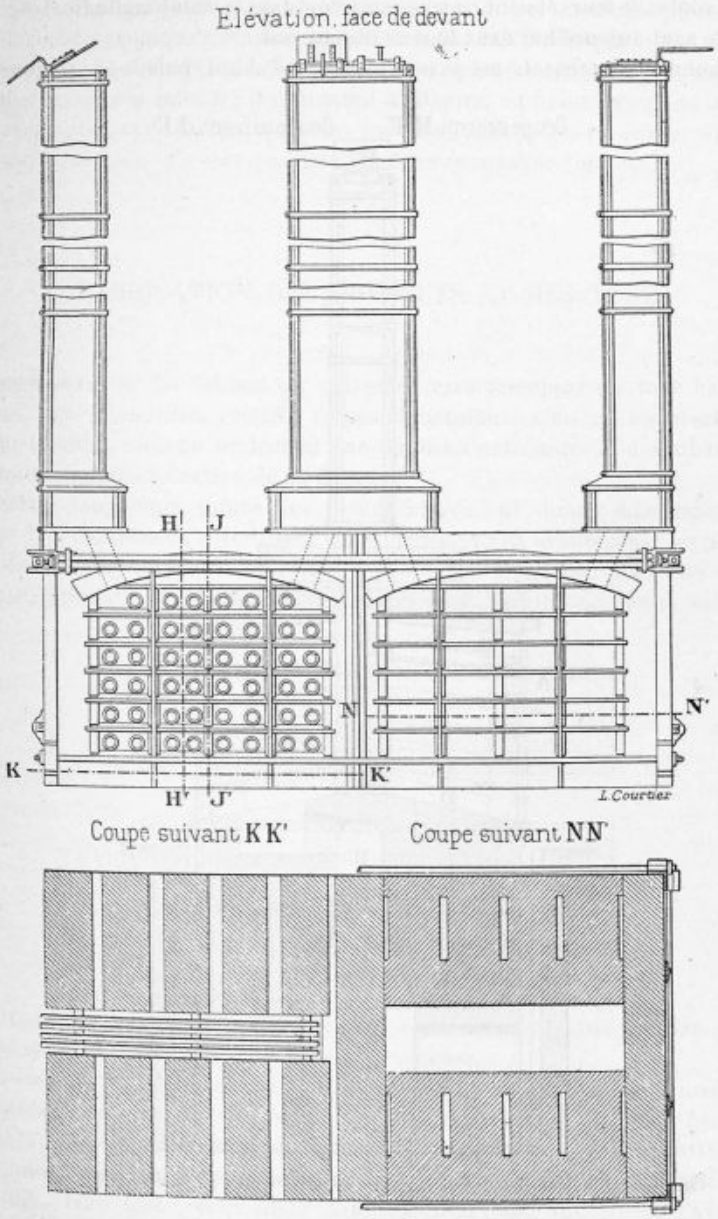


Fig. 108. — Ancien four d'Engis (élévation et coupes horizontales). — Échelle approx. : 1/80.

large et d'une longueur sensiblement égale à celle du four lui-même, c'est-à-dire de 2m,50 environ. La grille s'ouvrait, par-dessous, dans une galerie voûtée

©BIU Santé

tracée suivant l'axe des divers massifs de fours ; les résidus de distillation tombaient dans des niches pratiquées sur les côtés de cette galerie.

Les voûtes de fours étaient cintrées autrefois dans le sens longitudinal (fig. 113); elles le sont aujourd'hui dans le sens transversal.

Le nombre de creusets est passé de 46 à 52 d'abord, puis à 54, toujours sur

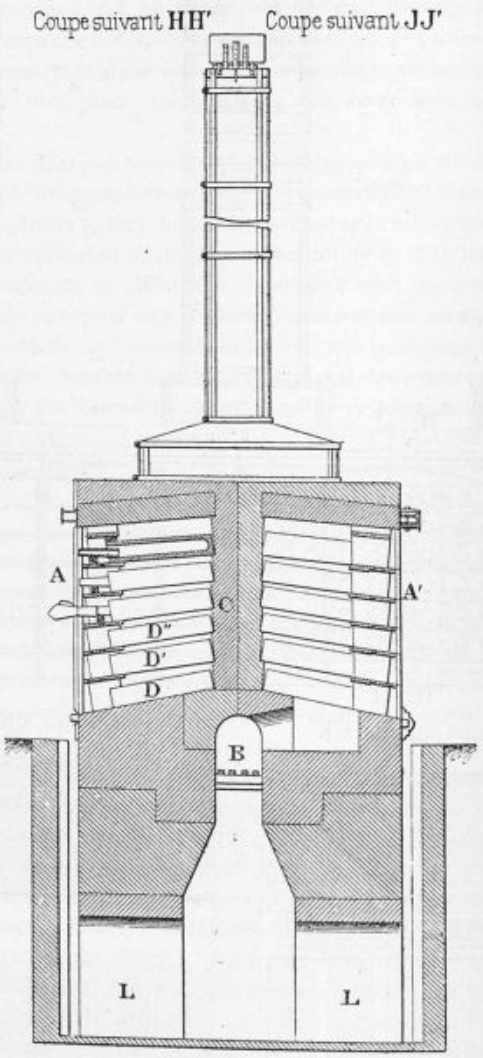


Fig. 109. — Ancien four d'Engis (coupe transversale). — Échelle approx. : 1/80.

six rangées ; cette variation de nombre provenait de l'addition d'un creuset par rangée et du changement de sens de la courbure des voûtes, changement qui a égalisé la longueur de toutes les rangées.

Anciennement les creusets étaient cylindriques, de 1m,05 de longueur inté-

©BIU Santé

rieure, avec un diamètre de 0m,16 intérieurement et de 0m,23 extérieurement. Les tubes avaient 0m,41 de long, un diamètre intérieur de 0m,12 à une extrémité et de 0m,06 à l'autre, et une épaisseur de 0m,15. Les étouffoirs présentaient une forme tronconique s'évasant vers l'extrémité extérieure (fig. 109).

En résumé, le four d'Engis, tel qu'il vient d'être décrit, donnait un chauffage régulier, mais peu intense; il présentait d'ailleurs, au point de vue de la durée des campagnes et de l'importance des frais d'entretien, des inconvénients assez sérieux pour qu'il n'y eût pas lieu d'en recommander l'emploi.

FABRICATION DES CREUSETS ET DES TUBES

Creusets. — Le creuset est l'élément caractéristique du four belge; il donne, pour ainsi dire, l'échelle de ses dimensions. C'est un récipient cylindrique allongé, soutenu seulement par ses deux extrémités et devant recevoir sur toute sa surface l'action de la flamme.

Pendant longtemps, toutes les usines belges ont donné aux creusets la forme d'un cylindre de révolution. Cette forme est peu avantageuse au point de vue du chauffage, puisque le cercle est la figure plane qui, pour une surface donnée, présente le minimum de périmètre; mais elle est d'une exécution

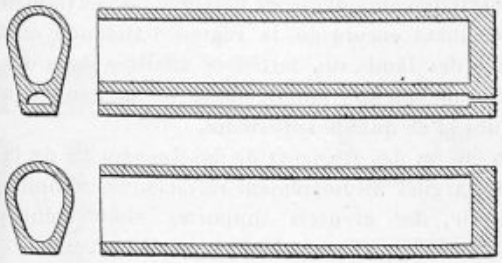


Fig. 110. — Creusets Borgnet. — Échelle : 1/24

relativement facile. C'est principalement cette dernière considération qui l'a fait adopter si longtemps d'une manière exclusive.

Depuis une trentaine d'années, les types de creusets à section surhaussée ont commencé à se répandre; M. Alfred Borgnet avait décrit, dans son brevet du 29 mars 1866, des creusets à section ovale, munis ou non à leur partie inférieure d'un canal permettant la circulation de l'air et son admission dans le four (fig. 110). Cette disposition avait, d'après son inventeur, l'avantage d'assurer aux creusets une plus longue durée en refroidissant leur partie inférieure, exposée spécialement à l'action de la flamme et à celle des scories corrosives; la chaleur ainsi enlevée au creuset était immédiatement restituée au four, puisque l'air, sortant du canal inférieur, rentrait dans celui-ci, près

©BIU Santé

du mur de fond, et venait contribuer à la combustion complète des gaz du foyer. Il ne semble pas que la supériorité des creusets à courant d'air, dits *canons*, ait été établie par la pratique; beaucoup plus difficiles à fabriquer que les autres, ces creusets ont été bientôt abandonnés.

L'idée de surélever la section transversale des creusets était cependant rationnelle ; elle permettait d'augmenter la capacité sans accroître en même temps les difficultés de transmission de la chaleur ; en outre, elle donnait au creuset un profil plus avantageux au point de vue de la résistance à la flexion. Aussi a-t-elle reçu de nombreuses applications à partir du moment où M. Dor eut résolu le problème de la fabrication mécanique des creusets et suppprimé ainsi les difficultés de l'exécution, à la main, de profils compliqués. Aujourd'hui les creusets reçoivent, dans la plupart des usines, un profil formé de deux demi-circonférences de cercle réunies par deux lignes droites ; avec la fabrication mécanique, on peut facilement obtenir ce profil et même donner un excès d'épaisseur à la région inférieure de la paroi, spécialement exposée à la corrosion. L'exposé de l'état actuel de la fabrication des produits réfractaires formera un chapitre spécial; nous nous bornerons donc actuellement à résumer les anciens procédés de fabrication à la main, presque disparus aujourd'hui.

Ces procédés étaient, en Belgique, assez analogues à ceux appliqués en Silésie à la même époque. Les seules matières premières employées étaient l'argile crue, l'argile cuite, les débris de creusets et le coke ; les additions quartzeuses, si fréquentes aujourd'hui, étaient alors inconnues.

Les terres réfractaires employées en Belgique dans l'industrie du zinc provenaient et proviennent encore de la région d'Andenne et de Namur; elles sont empruntées à des lambeaux tertiaires affaissés dans des dépressions de calcaires anciens; quelquefois alumineuses, le plus souvent siliceuses, elles sont très plastiques et de qualité supérieure.

Cette qualité a été un des éléments de développement de la méthode belge; fabriqués avec des argiles médiocrement réfractaires, comme celles employées autrefois en Silésie, des creusets supportés simplement par leurs deux extrémités n'auraient pas pu résister à l'action de la flamme.

La terre destinée à servir de ciment était ordinairement cuite telle qu'elle arrivait aux usines, c'est-à-dire sous forme de pains rectangulaires, de $0^m,50$ sur $0^m,30$ et $0^m,30$; elle était ensuite broyée, de même que la terre crue, qui avait été préalablement séchée soit sous des hangars, soit dans les fours mêmes servant à la cuisson ; en l'introduisant dans ces fours immédiatement après un défournement, on utilisait pour son séchage la chaleur qui restait emmagasinée dans les maçonneries.

Les débris de creusets étaient triés à la main, de manière à les débarrasser des scories adhérentes; en même temps on les concassait grossièrement au marteau.

L'emploi du coke dans la fabrication des creusets belges remonte déjà loin, car Piot et Murailhe signalent des essais faits dans ce sens à Angleur (*A. d. M.*, 4e série, t. V, p. 215); il améliore la qualité réfractaire de la pâte et la rend moins perméable aux gaz oxydants du foyer, en ce sens qu'il les transforme

©BIU Santé

en oxyde de carbone, mais il exige soit un vernissage extérieur, soit une compression très énergique de la pâte.

Les éléments de la pâte étaient broyés soit entre des cylindres, soit sous des meules roulantes; on procédait ensuite à un tamisage, de manière à obtenir un grain de 3 millimètres environ. On mélangeait ces divers éléments dans une proportion variable, suivant les usines, mais se rapprochant généralement d'un tiers (en volume) de terre crue pour deux tiers de ciment, celui-ci étant formé de terre cuite et de débris de creusets, parfois d'un peu de coke.

Le mélange était humecté sur une aire dallée, brassé à la pelle, puis soumis au marchage; pour atténuer les frais qu'entraînait cette dernière opération, on avait recours parfois au malaxage mécanique, tantôt employé exclusivement, tantôt combiné avec le marchage.

Le pourrissage des pâtes était autrefois d'un usage courant; cependant son utilité était mise en doute dès 1840, car à cette époque les usines de Corphalie, de Prayon et d'Andenne s'en dispensaient déjà.

La fabrication des creusets sans moule, au tour de potier, avait été pratiquée aux débuts de l'industrie du zinc en Belgique, d'après Hollunder, mais elle n'y persista pas longtemps. Dès 1840, elle était partout remplacée par la fabrication sur moule extérieur, dans des conditions analogues à celles usitées en Silésie.

Les moules étaient parfois en bois, avec armatures en fer, comme en Silésie, le plus souvent en fonte; ils se décomposaient en trois parties dans le sens de la longueur, chacune de ses parties étant formée elle-même de deux demi-cylindres (fig. 111) réunis par une frette en fer, assemblés à charnières

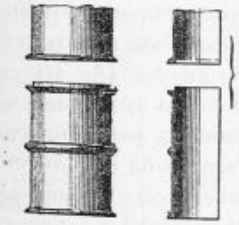


Fig. 111. — Moule en fonte pour creusets belges.

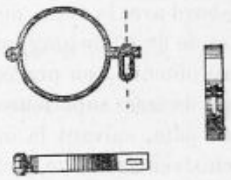


Fig. 112. — Frette pour assemblage des moules à creusets.

d'un côté et serrés du côté opposé au moyen d'une clavette (fig. 112). Les trois éléments longitudinaux s'emboîtaient les uns dans les autres.

On montait le creuset en trois assises distinctes correspondant aux trois segments; le procédé employé consistait le plus souvent, comme en Silésie, à superposer des boudins de pâte enroulés en hélice et soudés à la main le mieux possible.

Quelquefois le premier tiers des creusets se confectionnait par voie de refoulement : on prenait un bloc de pâte de 0m,30 de haut sur 0m,20 de large, qu'on saupoudrait extérieurement de ciment réfractaire et qu'on introduisait dans le premier segment de moule, dressé verticalement sur le sol de l'atelier.

©BIU Santé

Avec un tampon de bois, préalablement mouillé, on refoulait la masse d'argile jusqu'à la traverser ; on bouchait le trou ainsi obtenu en y projetant un bloc de pâte qui devait former le fond du creuset. Le calibrage exact de celui-ci était obtenu au moyen d'un alésoir consistant en une planche de 0m,02 d'épaisseur sur 0m,16 de large (diamètre intérieur du creuset, augmenté du retrait) et 0m,50 de long (fig. 113), cette planche était garnie sur les bords d'un feuillard de 0m,002 d'épaisseur et munie d'un manche horizontal de 0m,60.

D'autres fois, on commence par exécuter à la main la première partie du creuset avant de l'introduire dans le moule ; une galette de pâte sert à former le fond, autour duquel on ménage un bourrelet saillant, puis on monte les parois sur ce bourrelet, en enroulant en hélice des boudins de pâte, longs de

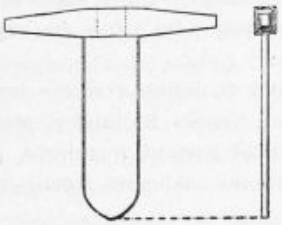


Fig. 113. — Alésoir pour creusets cylindriques.

Fig. 114. — Battoir cylindrique.

1 mètre à 1m,50. On dresse ainsi une paroi grossièrement cylindrique, d'environ 0m,40 de hauteur ; on la régularise à la main du côté de l'extérieur, puis on l'entoure de la première section du moule et on l'applique sur la surface intérieure de celle-ci d'abord avec la main, puis avec un battoir cylindrique en bois, de 0m,08 de diamètre et de 0m,25 de long, monté sur un manche de 0m,20 (fig. 114) ; une fois l'adhérence obtenue, on procède à l'alésage comme dans la première variante.

Les deux assises supérieures du creuset se montent par enroulement de boudins de pâte, suivant la méthode que nous venons de décrire ; en appliquant exclusivement cette méthode, on obtient une paroi plus homogène que lorsqu'on fabrique le fond du creuset par un procédé spécial.

Il faut remarquer que la confection d'un creuset une fois commencée, se poursuit sans interruption, à l'inverse de ce qui se pratique en Silésie pour la fabrication des moufles. Cette différence dans l'application de procédés, presque identiques à tous autres égards, tient à la dimension bien moindre des creusets belges.

Dès qu'un creuset est terminé, on le transporte dans un coin de l'atelier, en inclinant légèrement le moule et le faisant rouler sur sa circonférence de base ; on le démoule immédiatement et on laisse reposer huit à dix jours dans une position verticale. Pour éviter qu'il ne se déforme sous son propre poids, on le soutient latéralement au moyen de trois tiges en fer, piquées obliquement dans le plancher et terminées à leur partie supérieure par des branches en arc de cercle qui embrassent la paroi vers sa partie supérieure Quelquefois il se produit à ce moment une flexion dans un certain sens par

©BIU Santé

suite d'une inégalité dans le séchage; on peut généralement y remédier en changeant l'orientation du creuset qui se redresse de lui-même, par l'effet de l'action même qui l'avait infléchi.

Une fois que le creuset est assez sec pour pouvoir être manié facilement, on le polit extérieurement avec la main mouillée, puis avec une petite raclette. On inscrit sur son bord supérieur une marque indiquant le nom de l'ouvrier qui l'a fabriqué et la date de sa fabrication. On le transporte enfin dans un séchoir chauffé à la vapeur ou au moyen d'un calorifère et on le porte ainsi à une température de 35 degrés d'abord, de 50 degrés ensuite. On laisse les creusets au séchoir jusqu'à ce qu'ils soient bien secs, soit un mois et demi au moins, trois mois à l'ordinaire. Un ouvrier fabrique par jour 15 à 16 creusets ayant $0^m,23$ de diamètre extérieur et $1^m,08$ de longueur; ce nombre diminue naturellement quand les dimensions augmentent.

D'après des éléments tirés de la pratique de l'usine d'Engis et remontant à une trentaine d'années, on peut estimer à 725 kilogrammes le poids moyen de pâte réfractaire sèche que moule un ouvrier dans sa journée. Le prix de façon du creuset peut se déduire de ce chiffre de base, combiné avec la valeur de la journée d'ouvrier; il a augmenté naturellement avec celle-ci. Il était, par exemple, de 0 fr. 10 à Moresnet, en 1840 et de 0 fr. 195 à Engis, vers 1870, pour des creusets sensiblement identiques.

Le tableau ci-dessous résume les prix payés vers 1870 pour divers types de creusets :

	HAUTEUR	DIAMÈTRE extérieur	ÉPAISSEUR	POIDS moyen à l'état sec	PRIX de façon	PRIX par tonne de pâte sèche
Creuset ordinaire pour rangées supérieures.	$1^m,08$	$0^m,23$	$0^m,0365$	$42^k,00$	$0^f,195$	$4^f,64$
Creuset ordinaire pour rangées inférieures.	$1^m,115$	$0^m,24$	$0^m,0415$	$53^k,84$	$0^f,213$	$3^f,96$
Creuset long pour rangées supérieures . .	$1^m,235$	$0^m,23$	$0^m,0365$	$49^k,17$	$0^f,248$	$5^f,05$
Creuset long pour rangées inférieures. . .	$1^m,26$	$0^m,24$	$0^m,0415$	$60^k,50$	0^f1248	$4^f,10$

La fabrication des *canons* ovales, avec canal inférieur, était beaucoup plus compliquée. Elle comportait l'emploi de deux moules intérieurs, en bois, légèrement coniques, afin de permettre le démoulage : le premier, A, représentant le canal inférieur, était un demi-cylindre de $0^m,04$ de diamètre; le second, B, correspondant au vide du creuset, avait le profil intérieur de celui-ci et était revêtu de cuivre extérieurement. L'un et l'autre étaient munis de têtes en forte tôle, venant se repérer sur une plaque en tôle C qui donnait le gabarit extérieur (fig. 115).

La fabrication avait pour base l'emploi de plaques de pâte réfractaire réduites par battage à une épaisseur uniforme de $0^m,025$. Une première plaque était

©BIU Santé

repliée autour du mandrin inférieur, une deuxième autour du bas du mandrin supérieur; le fond du creuset était formé par une plaque analogue, mais de 0m,10 d'épaisseur, découpée à peu près exactement suivant le gabarit et appliquée contre une extrémité du système, consolidé lui-même par une tige de fer recourbée qui maintenait en place les bases des deux mandrins. On posait alors le dessus du creuset, formé par une plaque de terre de 0m,03 d'épaisseur, que l'on préparait à l'avance sur une toile; dans ces conditions, l'application de cette plaque sur le haut du mandrin supérieur se faisait assez facilement et on n'avait plus qu'à effectuer la soudure. Celle-ci s'obtenait comme les soudures précédentes, par battage, après grattage préalable au

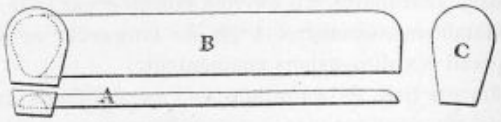


Fig. 115. — Mandrins pour la fabrication des canons Borgnet. — Vue perpective.

moyen d'une petite fourche à trois ou quatre dents. On finissait par un polissage extérieur à la raclette.

Pour pouvoir démouler, on consolidait le creuset au moyen de deux planches placées de chaque côté et reliées par un fer en **U**; puis on retirait les mandrins intérieurs, on enlevait une des deux planches latérales et on laissait le creuset, posé sur l'autre, sécher cinq à six jours sur le sol de l'atelier. Au bout de ce temps, on le redressait et on le laissait encore en place douze à quinze jours; on le portait alors au séchoir.

Ce procédé devait donner des produits assez peu résistants, à cause du grand nombre de soudures qu'il comportait; il était relativement dispendieux.

D'après M. G. Borgnet, les frais de fabrication auxquels il donnait lieu étaient les suivants vers 1876, pour les divers types de creusets employés à l'usine de Morriston, près Swansea :

	LONGUEUR		LARGEUR		HAUTEUR		POIDS à l'état sec	FRAIS de fabrication	PRIX par tonne de pâte sèche
	extér.	intér.	extér.	intér.	extér.	intér.			
Canons (grand modèle).	1m,27	1m,20	0m,200	0m,150	0m,325	0m,212	90k	0f,601	6f,78
— (petit modèle).	1m,00	0m,95	0m,180	0m,130	0m,287	0m,200	75k	0f,600	8f,00
Creusets ovales	1m,27	1m,20	0m,200	0m,150	0m,275	0m,237	72k	0f,361	6f,96
Creusets ronds (fabriqués par forage) . .	1m,00	0m,95	0m,223	0m,150	0m,225	0m,150	38k	0f,254	6f,69

Ces frais sont beaucoup plus élevés qu'à Engis; la différence tient en partie à l'élévation relative du prix de la main-d'œuvre en Angleterre, en partie à la complication de forme des *canons* Borgnet. Ce modèle spécial ne se prête pas

©BIU Santé

à la fabrication mécanique; aussi est-il totalement abandonné aujourd'hui.

La durée du séchage des creusets varie entre des limites assez écartées, suivant les besoins des fours de réduction. Elle est ordinairement de trois mois en moyenne; elle ne doit pas descendre au-dessous d'un mois et s'élève souvent à huit ou dix mois. Il ne faudrait cependant pas dépasser une certaine limite; des creusets séchés pendant une vingtaine de mois se fissurent parfois dans le séchoir même et se comportent moins bien dans les fours que ne le font des creusets moins secs.

Chaque jour, on charge dans le four de cuisson un nombre de creusets correspondant approximativement aux remplacements à opérer le lendemain dans les fours de distillation et on les laisse séjourner dans le premier four pendant quinze à dix-huit heures.

Fabrication des tubes. — Les allonges ou *tubes* servant à la condensation du zinc étaient primitivement de forme tronconique, en fonte.

L'emploi de cette matière présentait de sérieux inconvénients. La fonte s'attaquait rapidement et se dissolvait dans le zinc; la proportion de fer contenue dans ce dernier métal se trouvait en conséquence très sensiblement augmentée.

La substitution d'une pâte argileuse à la fonte, dans la confection des tubes, présentait donc le double avantage de réaliser une économie sensible et d'améliorer la qualité du métal produit. Elle commençait à être pratiquée dès 1840 (Piot et Murailhe, *A. d. M.*, 4e sér., t. V, p. 224), en même temps que l'on modifiait la forme des *tubes* en vue d'augmenter leur capacité.

Cette modification consistait à substituer à la forme tronconique simple un profil plus complexe, obtenu en prolongeant par une partie cylindrique la grande base du tronc de cône; elle comportait même parfois un renflement bien marqué, pratiqué après coup dans la région de raccordement du tronc de cône et du cylindre (Piot et Murailhe, *loc. cit.*, p. 225).

Elle présente un double avantage; non seulement elle augmente la capacité du tube et permet ainsi de réduire le nombre des tirages, mais encore elle diminue les risques de perte sur le zinc condensé. Avec la forme tronconique, en effet, le zinc vient se réunir à l'angle du creuset et du tube (fig. 116); l'étanchéité du réservoir ainsi obtenu, dépendant absolument de celle du joint

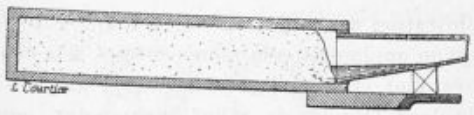


Fig. 116. — Coupe longitudinale d'un creuset cylindrique, avec tube conique. Échelle approx. : 0,04.

en terre réfractaire (*calage*), est toujours assez incertaine. De plus, une des parois de ce réservoir est formée par le mélange en cours de réduction, bourré à l'intérieur du creuset; le zinc liquide s'infiltre dans ce mélange, y dissout le fer réduit et en même temps tend à se volatiliser à nouveau au contact de la paroi du creuset, fortement chauffée.

©BIU Santé

L'allonge renflée constitue, au contraire, un réservoir indépendant, étanche, où le zinc condensé se trouve à l'abri de toutes les actions qui pourraient altérer sa pureté ou provoquer sa volatilisation à nouveau. Ce dernier inconvénient ne peut se manifester que si on laisse le métal s'accumuler en quantité trop considérable et, par suite, se déverser à l'intérieur du creuset. Un accident analogue se produit parfois du côté extérieur quand on tarde trop à opérer le tirage; le métal va alors se solidifier dans l'étouffoir, si celui-ci est en place; dans le cas contraire, il tombe sur le sol de l'usine et risque de brûler les ouvriers occupés au travail de tirage.

Lorsque le creuset est de forme cylindrique, le renflement du tube est souvent symétrique (v. fig. 106); avec les creusets elliptiques, en usage aujourd'hui dans la plupart des usines, le renflement présente parfois la même disposition, mais il est le plus souvent dissymétrique et placé du côté inférieur du *tube*. Ainsi disposé, il augmente la capacité utile de celui-ci et permet de l'adapter plus exactement à la gueule du creuset, réservant seulement vers la partie supérieure un intervalle d'un centimètre environ sur tout le pourtour. L'intervalle restant au-dessous du tube est assez considérable, il est vrai (fig. 117);

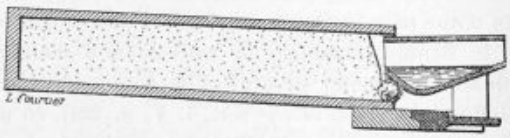


Fig. 117. — Coupe longitudinale d'un creuset elliptique avec tube renflé.
Échelle approx. : 0,04.

il devra être bourré avec de la terre de calage, mais ce bourrage n'aura pas besoin d'être aussi étanche qu'avec l'ancienne allonge tronconique.

La pâte argileuse servant à la confection des *tubes* était, à l'origine, la même que celle employée pour la fabrication des creusets. Elle n'a cependant pas besoin d'être aussi réfractaire, car la température à laquelle elle est soumise ne dépasse guère le rouge sombre; elle doit surtout être résistante aux changements de température et peu susceptible de se fissurer. On la confectionne le plus souvent avec des débris de creusets et de l'argile réfractaire de deuxième qualité (*crawe*).

Le mode de fabrication des *tubes* en terre était, à l'origine, tout à fait analogue à celui qu'on appliquait, à la même époque, à la confection des bottes silésiennes. D'après Piot et Muraille (*loc. cit.*, p. 225), on moulait sur une planche garnie de deux tringles en relief, divergentes, une plaque de pâte d'environ 0m,01 d'épaisseur, on enroulait cette plaque sur un mandrin conique et on soudait ses bords suivant une génératrice. Pour obtenir le profil cylindro-conique ou renflé, qui était, dès cette époque, généralement appliqué aux *tubes* en terre, on découpait, à partir de la grande base, une languette triangulaire, on rapprochait les bords de l'entaille et on les soudait.

Ce dernier détail de fabrication est encore en usage aujourd'hui, lorsqu'on veut fabriquer des allonges renflées, mais le mode de confection des ébauchés tronconiques est sensiblement différent.

©BIU Santé

Le système usité couramment à cet effet consiste à préparer d'abord un ballot de pâte ayant une forme tronconique très allongée, et à introduire ce ballot dans un moule de même forme, en fonte, muni d'une forte embase, par laquelle il repose sur une table en bois (fig. 118); plus rarement ce moule est en bois cerclé

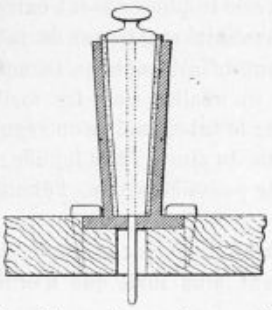


Fig. 118. — Moulage d'un tube conique en terre. — Échelle approx. : 0,05.

de fer. On l'a préalablement enduit intérieurement d'huile minérale, de manière à faciliter le démoulage. On enfonce dans la pâte, à coups de masse, un mandrin conique en bois, muni d'une tête en fonte ou en bronze qui se prolonge par une longue tige en fer traversant tout le mandrin et le dépassant d'une certaine longueur du côté opposé. Cette tige vient s'engager dans un orifice de diamètre un peu supérieur pratiqué à la partie inférieure du moule : elle guide l'enfoncement du mandrin, pendant sa dernière période, et assure ainsi l'uniformité de l'épaisseur des parois du tube.

Une fois le mandrin chassé à fond, on le retire par le haut; on coupe avec un fil de laiton la pâte qui a été refoulée au-dessus du bord supérieur du moule, puis on enlève le tube, on le couche dans une tôle repliée suivant le même profil tronconique et on le transporte ainsi au séchoir; le travail est terminé si la pièce doit conserver le profil tronconique simple obtenu par moulage.

Pour fabriquer les tubes renflés, on applique un procédé déjà indiqué par Piot et Murailhe. On commence par préparer, comme ci-dessus, un ébauché conique ayant, au retrait près, les dimensions à obtenir définitivement, en ce qui concerne la hauteur et le diamètre du petit orifice; la grande

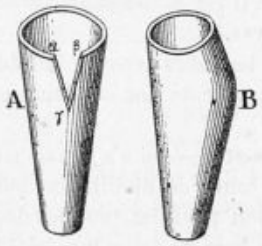


Fig. 119. — Fabrication des *tubes* renflés.

base doit au contraire avoir un diamètre sensiblement trop fort. On laisse sécher pendant deux ou trois jours le tube ébauché, puis on enlève sur sa

©BIU Santé

paroi, du côté de la grande base, un secteur triangulaire $\alpha\ \beta\ \gamma$ (fig. 119); on resserre la paroi à la main, en s'aidant d'un mandrin en bois introduit à l'intérieur du tube et on termine en soudant les bords de l'entaille, préalablement humectés.

La longueur des tubes varie le plus souvent entre $0^m,40$ et $0^m,50$; en principe, elle doit être telle que l'extrémité extérieure du tube mis en place dépasse très légèrement le plan antérieur de la devanture, l'étouffoir se trouvant entièrement à l'extérieur de celle-ci. On réalise ainsi les meilleures conditions au point de vue de la condensation; le tube, maintenu régulièrement au rouge sombre, réunit la plus grande partie du zinc à l'état liquide; les vapeurs non condensées vont se déposer, à l'état de poussières, dans l'étouffoir, refroidi beaucoup plus énergiquement.

Dans certaines usines, à Angleur, par exemple, les tubes ont $0^m,60$ de long; leur capacité, sensiblement plus forte que d'ordinaire, permet de réduire le nombre des tirages de zinc.

Le petit orifice (extérieur) du tube est de forme circulaire; son diamètre est ordinairement de $0^m,04$ à $0^m,05$; il doit être suffisant pour permettre l'introduction facile du disque du *grattoir*, disque circulaire et ayant environ $0^m,04$ de diamètre.

Le grand orifice du tube, circulaire dans le cas où le profil de ce récipient est tronconique, est souvent elliptique quand le profil longitudinal présente un renflement dissymétrique; dans ce cas, sa hauteur verticale a un ou deux centimètres de plus que son diamètre horizontal. D'autres fois, les deux dimensions sont égales; leur valeur dépend alors: 1° de la largeur intérieure de la gueule du creuset où l'extrémité du tube doit venir s'emboîter; 2° de la valeur (un centimètre environ) du jeu de cet emboîtement; 3° de l'épaisseur des paroisdu tube.

Ce dernier coefficient varie, suivant les usines, entre un et deux centimètres; le poids correspondant du tube, pour une longueur de $0^m,40$ à $0^m,45$, varie lui-même entre 4 et 7 kilogrammes.

La fabrication des tubes par le procédé décrit ci-dessus coûte, suivant les dimensions, de 10 à 15 francs le cent, dont 2 francs à 2 fr. 50 de main-d'œuvre. Les tubes sont séchés pendant une quinzaine de jours; ils sont ensuite soumis à la cuisson dans le même four que les creusets, mais dans la région la moins chaude; on les place, par exemple, dans la gueule des creusets lorsque le four est à tirage ascendant. S'il est à tirage renversé, on empile les tubes vers l'extrémité opposée au foyer.

On badigeonne souvent les tubes avec un lait de chaux, après cuisson, pour atténuer l'adhérence de l'oxyde de zinc sur leurs parois.

Cuisson des creusets. — On n'a jamais cherché, en Belgique, à utiliser les flammes perdues des fours de distillation pour cuire les creusets, comme on le fait encore aujourd'hui pour les moufles dans un grand nombre d'usines silésiennes. L'emploi d'un four de cuisson spécial remonte aux origines mêmes de la méthode belge; les détails donnés à ce sujet par Piot et Murailhe s'appliquent presque exactement aux appareils actuellement en service.

Ces appareils appartiennent le plus souvent au type à chauffage ascendant,

©BIU Santé

décrit sommairement à l'occasion de l'usine de Llansamlet (p. 266). Ils se composent d'une chambre rectangulaire, recouverte d'une voûte surbaissée et d'un foyer placé sous la sole de cette chambre. Les flammes de ce foyer traversent la sole par de nombreux ouvreaux, tantôt répartis uniformément, tantôt placés près des parois seulement; elles sortent de la chambre de cuisson par une ouverture carrée pratiquée dans la voûte, après avoir circulé autour des creusets, posés debout sur la sole, la gueule en haut. La cheminée qui assure

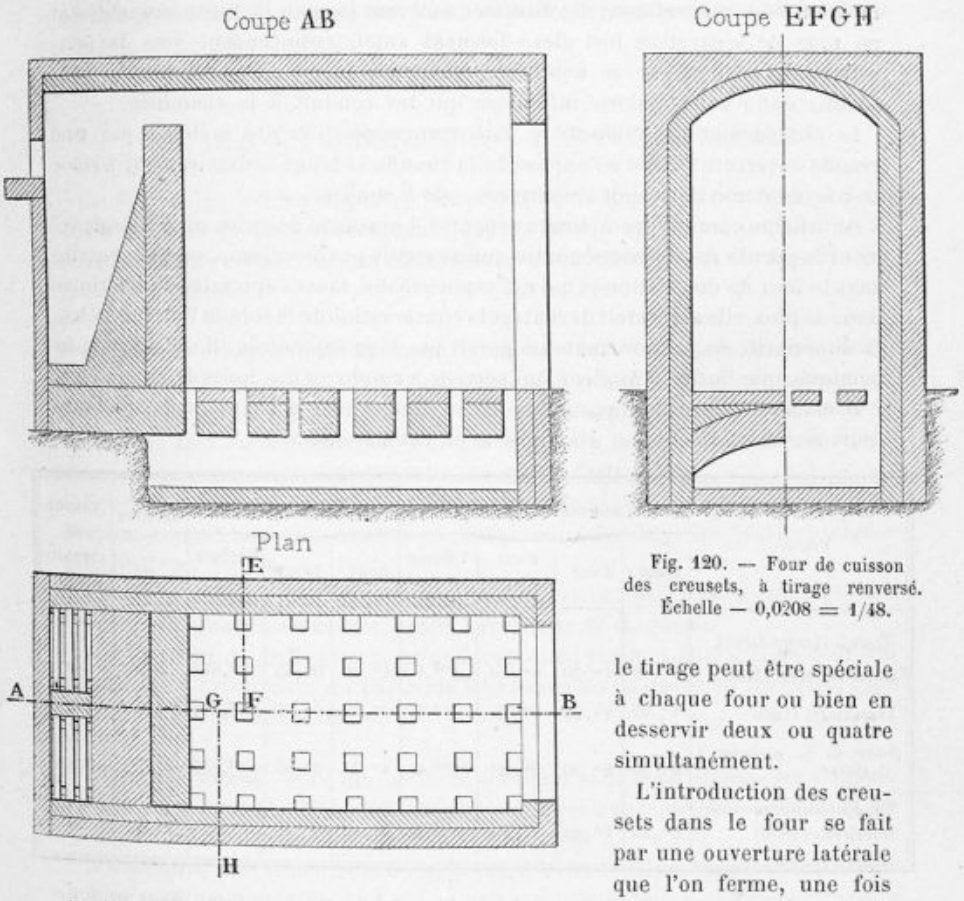


Fig. 120. — Four de cuisson des creusets, à tirage renversé. Échelle — 0,0208 = 1/48.

le tirage peut être spéciale à chaque four ou bien en desservir deux ou quatre simultanément.

L'introduction des creusets dans le four se fait par une ouverture latérale que l'on ferme, une fois le chargement terminé, au moyen d'une porte en fonte ou en tôle, parfois revêtue de briques réfractaires vers l'intérieur.

La planche X donne sur la construction d'un pareil four des détails assez complets pour qu'il reste peu de chose à y ajouter. Elle fait ressortir les grandes analogies qui existent entre l'appareil représenté, actuellement en service dans une usine belge, et celui figuré par Piot et Murailhe; sauf un certain agrandissement de dimensions dans le type le plus récent, il n'existe guère entre eux d'autre différence que le mode de répartition des ouvreaux, placés le

©BIU Santé

long des murs latéraux dans le four actuel, alors qu'autrefois ils étaient distribués sur toute l'étendue de la sole.

Le type de la planche X est le plus usité aujourd'hui; cependant on en rencontre parfois un autre où la circulation des flammes se fait en sens inverse, comme à Morriston (fig. 120). Les dimensions horizontales de la chambre destinée à recevoir les creusets présentent souvent alors une inégalité très marquée, tandis que dans l'autre système ces deux dimensions sont presque égales. La chauffe est placée sur un des petits côtés de la sole et au même niveau que celle-ci; les flammes s'élèvent jusqu'à la voûte, franchissent un mur de séparation fort élevé formant autel, redescendent vers la sole, traversent celle-ci par de nombreux ouvreaux qui y sont pratiqués et vont aboutir enfin à une galerie inférieure qui les conduit à la cheminée.

Le chargement des creusets se fait, comme dans l'autre système, par une grande ouverture placée à l'opposé de la chauffe et tenue ordinairement fermée au moyen d'une porte soit à charnière, soit à coulisse.

On attribue aux fours à tirage renversé l'avantage de cuire plus énergiquement la gueule des creusets, partie qui ne reçoit pas de cuisson supplémentaire dans le four de distillation et qui est exposée à des causes spéciales de détérioration; de plus, elle assurerait davantage la conservation de la sole du four lui-même. La supériorité de cette variante ne paraît pas bien démontrée; il n'y a guère, en Belgique, que l'usine d'Angleur qui persiste à employer des fours de ce système.

Il est intéressant de rapprocher ici les dimensions principales de quelques ours servant à la cuisson des creusets ou des moufles :

USINES	CHAMBRE DE CUISSON				GRILLE			RAPPORT $\frac{V}{s}$	NOMBRE de creusets chargés
	Long.	Larg.	Haut. sous clef	Volume V	Long.	Larg.	Surface s		
Type à tirage direct.									
Saint-Léonard (1840). .	$2^m,00$	$1^m,50$	$1^m,50$	$4^{m3},0$	$1^m,50$	$0^m,45$	$0^{m2},674$	5,9	42
Llansamlet (1860) . . .	$1^m,25$	$1^m,25$	$0^m,75$	$1^{m3},1$	$0^m,65$	$0^m,38$	$0^{m2},246$	4,4	?
Four de la planche X (1894)	$2^m,30$	$2^m,30$	$2^m,20$	$10^{m3},6$	$1^m,41$	$0^m,45$	$0^{m2},635$	16,7	»
Type à tirage renversé.									
Morriston (1876). . . .	$2^m,15$	$1^m,20$	$1^m,95$	$4^{m3},62$	$1^m,25$	$0^m,30$	$0^{m2},375$	12,3	35

Le nombre de creusets qu'on peut charger, posés sur leur fond, dans un four déterminé, dépend naturellement de la section transversale de ces creusets. La longueur de ceux-ci est d'ailleurs limitée par la hauteur de la voûte au-dessous de la sole.

Le travail de cuisson ne comporte que des variations insignifiantes d'une usine à l'autre. Chaque matin, le four doit être à peu près vide; quand on en a enlevé les creusets nécessaires pour assurer les remplacements dans les fours de distillation, on laisse tomber sa température de manière à ne pas risquer de faire fendre les creusets sortant du séchoir, au moment de leur

©BIU Santé

ntroduction dans la chambre de cuisson. Cette introduction se fait ordinairement vers trois ou quatre heures après midi, au moyen de ringards et de pinces; le nombre de creusets que l'on charge dépend de la consommation journalière des fours à zinc. Le chargement terminé, on referme la porte et l'on pousse le feu de manière à porter progressivement le four au rouge blanc; cette température doit être atteinte vers cinq heures du matin, au moment où l'on va enlever les creusets incandescents pour les placer dans les fours.

La consommation de combustible est, suivant les dimensions de l'appareil, de 350 à 500 kilogrammes par jour; elle ne dépend pas sensiblement du nombre de creusets chargés.

DÉTAILS DE CONSTRUCTION DES FOURS BELGES

Le four belge est un appareil plus compliqué et plus délicat que le four silésien; la durée de ses campagnes dépend beaucoup du soin apporté à la construction de certains de ses éléments, notamment du foyer, du mur de fond et de la devanture.

Foyer. — Les parois du foyer, soumises non seulement à une haute température, mais aussi à l'action corrosive, soit des mâchefers produits par le combustible, soit des scories coulant de temps à autre des creusets percés, se détruisent très rapidement; les violents coups de ringard qu'elles reçoivent au cours du décrassage contribuent à hâter leur destruction.

Pour ralentir celle-ci, on a essayé un grand nombre de formes spéciales de briques comportant des assises en surplomb (fig. 99), des joints obliques (fig. 104), etc.

On a renoncé à ces dispositions compliquées et l'on se borne à employer des briques de grandes dimensions, ayant environ $0^m,60$ de queue.

Les barreaux de grille étaient primitivement en fonte et analogues à ceux des chaudières à vapeur; on n'a pas tardé à préférer les barreaux en fer carré, plus résistants et plus maniables.

Mur de fond. — Le mur de fond porte les saillies sur lesquelles s'appuie l'arrière des creusets. Sa bonne conservation est une condition essentielle du fonctionnement régulier du four.

A cet égard, le système usité à Engis jusqu'à ces derniers temps et consistant à faire reposer le mur de fond sur la voûte du foyer laisse particulièrement à désirer, puisqu'il expose ce mur à des affaissements d'ensemble. En dehors de ce cas spécial, de pareils affaissements ne peuvent guère être causés que par l'emploi de briques mal cuites, qui se contractent sous l'action du feu et amènent ainsi une dénivellation des creusets vers le fond du four. Les accidents de ce genre étaient assez fréquents autrefois (Piot et Murailhe, *A. d. M.*, 4e sér., t. V, p. 267), ils ne se produisent plus guère aujourd'hui, parce que l'on a soin de cuire les briques, qui doivent entrer dans la construction des fours à zinc, à une température suffisamment élevée pour éviter toute contraction nouvelle.

©BIU Santé

Pour obtenir, sur le parement du mur de fond, les saillies destinées à recevoir l'arrière des creusets, on peut faire subir à ce parement des retraites successives égales chacune à la valeur de la saillie nécessaire, ce qui donne à l'ensemble une structure en gradins, ou bien conserver au parement du mur son aplomb vertical, mais obtenir les saillies au moyen de briques spéciales dépassant le parement.

Le premier système est rarement usité d'une manière exclusive; son inconvénient principal est de faire varier la longueur des creusets à chaque rangée.

On en rencontre parfois des applications partielles, à Corphalie, par exemple, où les deux saillies inférieures sont obtenues par retrait, les trois de la zone moyenne l'étant par l'emploi de briques saillantes, et les deux rangées supérieures des creusets s'engageant à l'arrière dans des cavités spéciales ménagées dans la paroi.

Le plus souvent, aujourd'hui, le parement du mur de fond est vertical, mais le mode de construction des assises saillantes présente quelques variantes.

Dès le début de l'industrie du zinc, on a pu en signaler deux principales ayant pour base, l'une, l'emploi de grosses briques, à raison d'une seule en hauteur par rangée, l'autre, l'emploi de briques de dimensions ordinaires.

La première, appliquée à Prayon vers 1840 (voir page 299), n'est plus guère usitée aujourd'hui. D'après M. G. Borgnet, on l'appliquait à Morriston, vers 1876, avec une hauteur d'assise variant de $0^m,45$ à $0^m,48$ suivant les rangées; une épaisseur de $0^m,25$ au corps de la brique, et de $0^m,38$ au cordon saillant (saillie relative — $0^m,13$); enfin une longueur de $0^m,61$ suivant l'arête du cordon (*Rev. univ.*, 2e sér., t. II, p. 590). Chaque brique représentait un volume de $0^{m3},075$ à $0^{m3},080$ et un poids de 140 à 150 kilogrammes; ces grandes dimensions rendaient la fabrication et la cuisson difficiles, le remplacement incommode. Pour faciliter ce remplacement en se donnant le moyen de l'effectuer par l'extérieur, on laissait les trois premières assises sans revêtement de maçonnerie ordinaire; il en résultait un refroidissement intense, puisque la paroi du four se trouvait réduite à $0^m,25$ d'épaisseur dans la région la plus chaude.

Cette disposition n'a pas donné de bons résultats; le souvenir de son insuccès à Prayon aurait dû empêcher de l'expérimenter à nouveau.

D'ordinaire, on exécute les cordons saillants au moyen de briques spéciales, d'une longueur assez grande dans le sens parallèle à la devanture, et l'on construit le reste de la paroi en petites briques d'un modèle uniforme. Tantôt on emploie pour cet usage les dimensions ordinaires, soit une hauteur de $0^m,055$ ou $0^m,060$, tantôt on préfère adopter un modèle à section carrée de $0^m,11$ à $0^m,12$ de côté, en le combinant au besoin avec le précédent.

Quant aux briques des cordons, on est obligé d'en avoir de plusieurs hauteurs lorsque l'on veut faire varier l'inclinaison des creusets d'une rangée à l'autre, cas assez fréquent. L'intervalle vertical des taques de la devanture ayant une valeur constante, on donne ordinairement à celui de la face supérieure des cordons une valeur plus forte; il en résulte que l'inclinaison des creusets augmente depuis le bas jusqu'au haut du four. Souvent, pour atténuer cette augmentation, on fait décroître, du bas au haut du four, la hauteur des cordons en laissant l'appareillage du reste du parement le même à chaque rangée :

©BIU Santé

on fait décroître en même temps la valeur des saillies, comme le montre l'exemple suivant, relatif à un four Dor à six rangées :

	INTERVALLE du dessus des taques	INTERVALLE du dessus des cordons	HAUTEUR des cordons	SAILLIE des cordons
6e rangée	0m,372	»	0m,085	0m,06
5e —	0m,372	0m,375	0m,085	0m,06
4e —	0m,372	0m,375	0m,11	0m,07
3e —	»	0m,405	0m,13	0m,085
2e —	»	0m,425	0m,14	0m,12
1re —	»	0m,435	»	0m,25

Cet exemple montre combien il est difficile de résumer, par des formules simples, les dispositions de détail des fours belges; ces dispositions varient non seulement d'une usine à l'autre, mais même d'un massif à l'autre d'une même usine. Les chiffres indiqués ci-dessus représentent à peu près les limites extrêmes entre lesquelles varient la hauteur et la saillie des cordons supportant l'arrière des creusets.

Il faut remarquer que la saillie de ces cordons peut correspondre exclusivement à la hauteur d'assise du cordon lui-même (fig. 103, 106) ou bien être obtenue en donnant un profil en crémaillère à tout le parement (fig. 109). Cette deuxième combinaison n'est pratique que si la saillie du cordon est faible et l'inclinaison du creuset considérable; aussi n'est-elle guère appliquée aujourd'hui qu'aux rangées supérieures.

Les cordons saillants se détruisent assez rapidement sous l'action du feu, et c'est souvent leur usure qui oblige à mettre les fours hors feu.

Pour obvier à cet inconvénient et augmenter par suite la durée des campagnes, M. Dor avait mis en usage, à l'usine d'Ampsin, une disposition fort

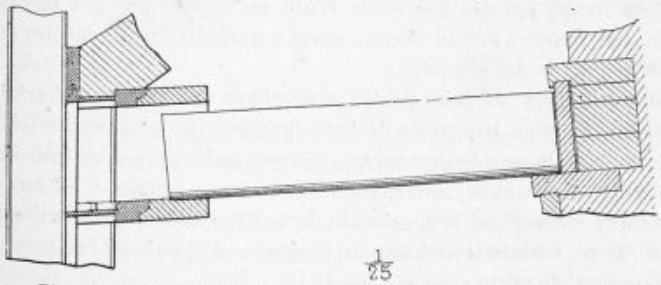


Fig. 121. — Rangée supérieure d'un four Dor. — Coupe verticale.

ingénieuse, consistant à constituer le parement du mur de fond, entre les cordons saillants, au moyen de briques verticales, séparées du véritable parement par un vide de 1 à 2 centimètres, et maintenues en place par l'insertion de leur extrémité supérieure dans une mortaise creusée dans les grandes briques de cordon (fig. 121).

©BIU Santé

Lorsque la saillie de ces briques était trop atténuée par l'usure pour supporter solidement le creuset, on arrachait celui-ci, puis on brisait la fausse paroi à coups de ringard et l'on en faisait tomber les débris dans le foyer; on enlevait ensuite ces débris au râble ou à la pince.

On obtenait ainsi un enfoncement de 0m,06 à 0m,07, qui permettait de faire tenir en place un creuset plus long que le précédent.

Cette disposition ingénieuse a eu un certain succès à Ampsin, où les ouvriers en tirent parti avec une grande habileté.

Dans d'autres usines on l'a abandonnée, après l'avoir expérimentée un certain temps; on lui reproche de faire casser un très grand nombre de creusets par introduction d'air froid, au moment du défoncement de la fausse paroi; les inconvénients qui résultent de ces avaries feraient plus que compenser les avantages d'une prolongation à la campagne.

A Engis, on donne aux briques spéciales des cordons une forme symétrique (fig. 122), de manière à pouvoir retourner ces briques et user la deuxième saillie après avoir usé la première. C'est une combinaison compliquée et dont les avantages ne compensent vraisemblablement pas les frais de façon supplémentaire, correspondant au profilage spécial des briques sur leurs deux faces. Au cours de la démolition du mur, on doit casser un assez grand nombre de ces briques qui ne peuvent plus être utilisées pour la reconstruction.

Fig. 122. — Coupe d'une brique spéciale de cordon. (Four d'Engis).

Tout compte fait, l'emploi combiné de briques courantes de petit échantillon pour former la plus grande partie du parement du mur de fond et de pièces spéciales, de forme très simple, pour les saillies destinées à recevoir le fond des creusets, paraît être le système le plus avantageux à tous égards.

Devanture. — La devanture des fours belges est un double quadrillage, constitué en avant par des pièces de fonte, en arrière par des pièces réfractaires; elle fonctionne à la fois comme paroi antérieure du laboratoire et comme support de la gueule des creusets.

On doit avoir soin de faire porter ceux-ci sur les taques réfractaires, car autrement une fraction trop forte de leur longueur se trouverait en dehors du four; l'étendue de la portée de contact varie suivant les types de four et parfois même, pour un four donné, suivant le numéro de la rangée. C'est aux rangées inférieures que correspond le maximum de portée; aux rangées supérieures, le minimum. Dans certaines usines, la longueur d'appui du creuset sur les taques varie ainsi de 0m,10 à 0m,03.

Ce système est assez rationnel, en ce sens qu'il permet d'exposer le plus complètement possible à l'action de la flamme les creusets supérieurs, moins énergiquement chauffés que les autres; mais il complique la construction du four. Aussi la plupart des usines préfèrent-elles adopter, pour la portée du creuset sur la taque, une valeur constante, 0m,10 à 0m,12 par exemple, excepté pour la rangée inférieure, soumise à des coups de feu plus violents,

©BIU Santé

et pour laquelle la portée est de 0m,25 à 0m,30 sur l'assise inférieure de la devanture.

En vue de réduire autant que possible la partie du creuset non exposée à l'action directe de la flamme, tout en assurant aux taques une portée d'appui suffisamment étendue sur les piliers, on donne souvent à ces taques un profil courbe du côté intérieur (fig. 123).

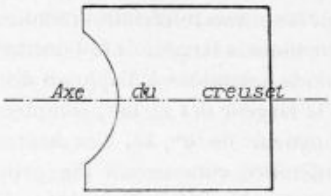


Fig. 123. — Plan d'une taque réfractaire à bord intérieur concave.

La structure générale de la devanture a beaucoup varié depuis l'origine des fours belges.

Dans ceux décrits par Hollunder et par Karsten, elle se composait exclusivement de pièces réfractaires dont il n'est guère possible de reconnaître exactement le mode d'assemblage d'après les dessins donnés par ces auteurs. Les taques paraissent avoir formé des plates-bandes continues avec joints à l'aplomb des piliers : c'est du moins ce qu'on peut conclure des indications de Piot et Murailhe sur le système usité, vers 1840, à Corphalie ; les taques et les piliers réfractaires avaient, dans cette usine, 0m,06 d'épaisseur. Un seul creuset était intercalé entre deux piliers.

A la même époque, plusieurs usines avaient substitué à ce mode de construction un système plus compliqué ayant pour base l'emploi de pièces réfractaires spéciales, dites *chapeaux de prêtre*.

Dans les usines de la Vieille-Montagne, le *chapeau de prêtre* (fig. 124) se composait d'un pilier de 0m,50 de long et 0m,10 d'épaisseur, portant de chaque côté une demi-voûte de 0m,20 d'ouverture et de 0m,04 d'épaisseur à la clef ; la réunion de deux demi-voûtes semblables formait un arceau de 0m,40 de portée, sur lequel s'appuyaient deux creusets.

Perpendiculairement à la devanture, l'arceau ne s'étendait que sur 0m,24 de

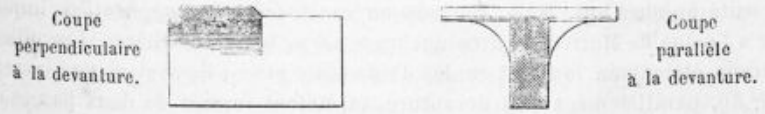


Fig. 124. — Pièce réfractaire spéciale, dite chapeau de prêtre (Vieille-Montagne, vers 1840.) — Échelle : 0,05.

profondeur ; sa face antérieure était formée par un biseau plongeant vers l'avant, sous le biseau inverse de la taque en fonte, épaisse de 0m,03. Celle-ci avait 0m,26 de largeur en dessus, 0m,24 en dessous ; elle reposait de ce côté sur la partie antérieure du chapeau de prêtre. C'étaient donc les éléments réfractaires qui jouaient le rôle de supports verticaux pour toute la devanture.

Quand on ne plaçait qu'un seul creuset entre deux piliers, ceux-ci avaient seulement 0m,08 d'épaisseur, avec un intervalle net de 0m,25 (Prayon).

La hauteur totale du chapeau de prêtre était égale à la hauteur d'assise de chaque rangée, c'est-à-dire de 0m,28 à l'arrière et de 0m,25 à l'avant.

©BIU Santé

Cette pièce réfractaire était d'une fabrication assez délicate ; elle ne présentait pas de bien grandes garanties de solidité et de durée ; aussi a-t-on renoncé d'assez bonne heure à son emploi pour revenir à celui d'un double système de pièces indépendantes.

Vers 1857, les taques en fonte et celles en terre reposaient les unes et les autres sur les piliers réfractaires ; seulement les premières s'étendaient sans interruption sur toute la largeur de la devanture, tandis que les secondes étaient formées d'éléments assemblés à l'aplomb des piliers et ayant par suite une longueur égale à la largeur des niches, comptée d'axe en axe des piliers. Ceux-ci avaient une longueur de 0m, 43, une hauteur de 0m,30 à l'avant, de 0m,27 à l'arrière, la différence compensant l'inégalité d'épaisseur des deux taques ; la largeur, de 0m,05 en bas, était de 0m,07 en haut (fig. 104).

La taque en terre avait 0m,06 d'épaisseur et 0m,26 de largeur en dessous, 0m,30 en dessus ; elle s'appuyait donc par une saillie de 0m,04 sur la taque en

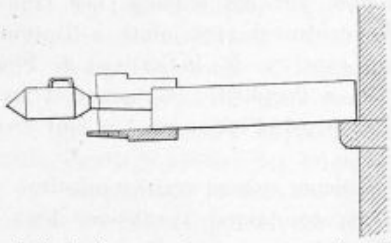


Fig. 125. — Vue latérale d'un creuset avec ses accessoires (Moresnet, 1857).

fonte, terminée en biseau de manière à s'engager sous cette saillie, épaisse de 0m,03 seulement. La figure 125 montre les dispositions d'assemblage.

Aujourd'hui, la devanture métallique forme toujours un réseau complet et indépendant, caractérisé tantôt par la prédominance des éléments verticaux, tantôt par celle des éléments horizontaux.

Le premier système, adopté à Corphalie, à l'origine de cette usine, est peu usité aujourd'hui. M. A. Borgnet en avait fait une application importante à l'usine de Morriston, avec quelques variantes particulières. Les piliers verticaux étaient en fonte et coulés d'une seule pièce ; ils avaient une largeur de 0m,10, parallèlement à la devanture, et étaient formés de deux parois de 0m,01 d'épaisseur, entre lesquelles venaient s'insérer les piliers réfractaires. Ces piliers formaient des cloisons continues, correspondant aux montants en fonte ; les taques réfractaires reposaient à leurs extrémités latérales sur des saillies placées à la partie supérieure de chaque pilier et reproduites dans le profil extérieur de la devanture en fonte (voir fig. 107 et 128). Elles s'appuyaient en outre, du côté antérieur, sur les taques en fonte, qui reposaient elles-mêmes sur des saillies latérales des montants verticaux ; la portée d'une pièce sur l'autre était de 0m,20, c'est-à-dire bien supérieur aux chiffres admis d'ordinaire. Une deuxième taque en fonte, placée sur l'avant de la taque réfractaire, contribuait à maintenir celle-ci en place, tout en la protégeant contre les chocs et autres actions mécaniques. Les creusets s'appuyaient uniformément de 0m,10 sur la taque réfractaire.

©BIU Santé

Ce mode de construction de la devanture ne semble pas avoir été employé en dehors de l'usine de Morriston.

La prédominance des éléments verticaux de la devanture métallique, même dégagée des complications indiquées ci-dessus, se rencontre rarement aujourd'hui. On la trouve, atténuée, il est vrai, dans les fours à gaz construits sur les plans de M. Loiseau ; dans ces fours, les rangées horizontales sont décomposées en groupes de trois creusets, séparés par des montants pleins en fonte, qui s'étendent du haut au bas de la devanture ; les taques en fonte reposent sur des saillies latérales de ces montants.

A Corphalie (fig. 126), chaque rangée de dix creusets est subdivisée en son milieu par un grand montant A en fonte, de 0m,06 d'épaisseur, portant

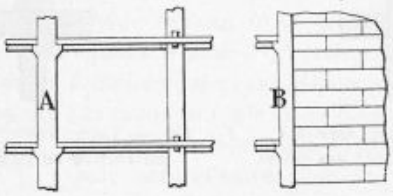


Fig. 126. — Assemblage de la devanture métallique d'un four de Corphalie. Vue de face. — 0,04.

de part et d'autre des saillies de 0m,02 qui reçoivent les extrémités des taques. Aux extrémités de la devanture se trouvent deux autres montants B, de 0m,05 d'épaisseur, munis de saillies d'un seul côté seulement.

Le système le plus répandu aujourd'hui consiste à donner aux taques horizontales une longueur égale à la largeur de la devanture du four, sauf à les soutenir soit à chaque intervalle de creusets, soit de deux en deux creusets, par des montants en fonte, correspondant chacun à un pilier réfractaire.

Les dispositions adoptées pour l'assemblage des piliers et des taques sont assez variées.

En ce qui concerne la partie réfractaire, on peut en distinguer trois principales. La plus ancienne et la plus usitée peut-être est celle qui consiste à assembler les taques réfractaires deux à deux sur le milieu des piliers (A fig. 127). Ceux-ci, épais de 0m,055 à 0m,07 dans leur partie moyenne, s'élargissent en haut jusqu'à une dimension de 0m,09 à 0m,10 ; souvent ils présentent en bas un élargissement analogue (B fig. 127). Ce profil augmente la stabilité, tout en s'adaptant convenablement à la forme elliptique des creusets généralement employés aujourd'hui.

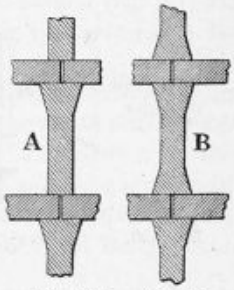


Fig. 127. — Taques assemblées sur le milieu des piliers.

L'inconvénient de la superposition des piliers aux joints des taques, est de rendre le remplacement de ces dernières pièces assez difficile.

Le deuxième système consiste à faire reposer les taques sur des rebords latéraux des piliers ; ceux-ci ont à leur partie inférieure, comme au milieu, une

©BIU Santé

largeur de 0m,055 à 0m,07, avec une largeur de 0m,09 à 0m,10 à la partie supérieure (fig. 128). Les taques portent donc de 0m,02 seulement sur la saillie des piliers ; elles ne sont pas maintenues très solidement et risquent de glisser vers l'intérieur du four lorsqu'on met un creuset en place.

Pour atténuer cet inconvénient, on a employé quelquefois une troisième

Fig. 128. — Taques appuyées sur des rebords latéraux des piliers.

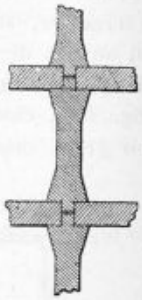


Fig. 129. — Taques insérées dans des rainures horizontales au joint des piliers.

combinaison (fig. 129), qui donne aux taques une stabilité suffisante, tout en permettant, en théorie du moins, de les remplacer plus facilement que dans le premier système. En fait, cet avantage est un peu illusoire, parce que toutes les pièces réfractaires de la devanture se soudent les unes aux autres au bout d'un certain temps et qu'on a, par suite, beaucoup de peine à faire glisser les taques dans la rainure horizontale réservée entre les piliers superposés.

Les piliers métalliques sont formés le plus souvent d'une âme en fonte, verticale et perpendiculaire à la devanture, et d'une nervure appliquée contre la face antérieure du pilier réfractaire; cette nervure présente le même profil que le pilier. L'épaisseur des diverses parties de la pièce est d'environ 0m,02.

En haut et bas, l'âme du pilier est engagée dans une rainure δ réservée dans une saillie rectangulaire de la taque : tout glissement en avant ou en arrière est empêché par une goupille horizontale, engagée dans une rainure

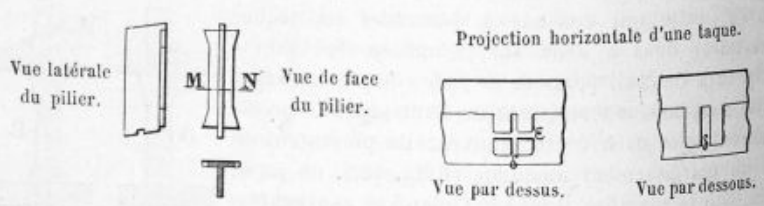


Fig. 130. — Détails de l'assemblage des piliers et des taques d'un four Dor. — 0,04.

ménagée perpendiculairement à la première dans la saillie située sur la face supérieure de chaque taque; cette goupille n'existe pas à la partie supérieure (fig. 130).

Dans certaines usines, la face inférieure des taques est lisse; les piliers portent alors à leur partie supérieure une semelle sur laquelle ces taques

©BIU Santé

s'appuient, sans qu'il y ait encastrement. La nervure qui s'appuie contre le pilier réfractaire n'existe alors qu'à la partie supérieure (fig. 131).

On rencontre également des piliers en fonte, de section rectangulaire, ayant par exemple 0m,06 (largeur du pilier réfractaire), sur 0m,08, avec une épaisseur d'environ 0m,01. Ils sont arrêtés en avant par une goupille engagée dans un trou de la taque en fonte, en arrière par le pilier réfractaire qui leur correspond (fig. 132).

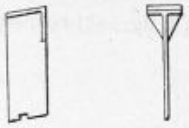


Fig. 131. — Piliers en fonte avec semelle supérieure. — 0,04.

Le profil longitudinal des piliers réfractaires est parfois un simple parallélogramme ; d'autres fois, il présente un ressaut brusque, soit à l'avant, soit à l'arrière. La première disposition peut être justifiée par la différence d'épaisseur entre les deux taques, celle en terre réfractaire ayant au minimum 0m,04, plus souvent 0m,06 ou 0m,07 d'épaisseur alors que celle en fonte n'a que 0m,02 ou tout au plus 0m,03. En fait, on ne l'emploie guère, car le plus souvent on donne précisément une surépaisseur à la taque en fonte dans l'étendue où elle porte sur les piliers réfractaires, de manière à ce qu'elle s'appuie naturellement sur les faces supérieures de ceux-ci (voir fig. 121).

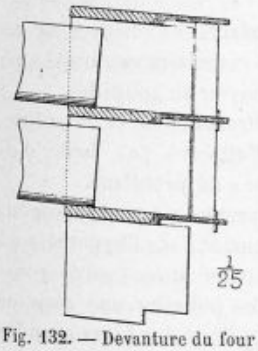


Fig. 132. — Devanture du four de Corphalie. Coupe verticale parallèle à l'axe des creusets.

Un ressaut en saillie à l'arrière, du côté de l'intérieur du four, s'impose au contraire quand on fait reposer les piliers réfractaires directement les uns sur les autres, sans interposition des taques (voir fig. 128 et 131).

La liaison entre la partie réfractaire et la partie métallique de la devanture est obtenue à la fois par l'engagement de l'extrémité antérieure des piliers réfractaires entre les taques en fonte et par la superposition bord à bord des deux catégories de taques.

Cette superposition se fait tantôt dans un sens, tantôt dans un autre ; le plus souvent, aujourd'hui, c'est la taque réfractaire qui s'appuie sur la taque en fonte (fig. 132), mais on rencontre cependant le système inverse (fig. 121) dans des fours très soigneusement établis, notamment dans le type créé par M. Dor, à Ampsin.

La liaison entre les deux parties de la devanture n'est pas tellement intime qu'il ne puisse quelquefois se produire une séparation, suivie du renversement de la partie réfractaire vers l'intérieur du four. On a cherché à obvier à cet inconvénient en maintenant cette dernière en place au moyen d'une saillie convenable de la voûte. Cette disposition s'impose quand le mode de construction du four laisse les deux parties de la devanture tout à fait indépendantes l'une de l'autre, dans le type Loiseau, par exemple.

Les dispositions de la devanture des fours belges, telles qu'elles viennent d'être décrites, supposent que les creusets sont répartis dans le four de manière à occuper les sommets d'un réseau rectangulaire. On en peut concevoir d'autres, ayant pour point de départ un réseau régulier différent.

C'est ainsi que M. Dähne a proposé de prendre pour élément initial du réseau

©BIU Santé

le triangle équilatéral. On arrive ainsi à placer un plus grand nombre de creusets dans un four de capacité donnée, mais la construction de la devanture devient beaucoup plus compliquée.

M. Dähne a proposé d'en composer la partie métallique au moyen de demi-prismes hexagonaux en fonte, s'emboîtant les uns dans les autres au moyen de tenons et de mortaises (A fig. 133) ou bien au moyen de pièces évidées (B, fig. 133) correspondant chacune à un des triangles formés par les centres de

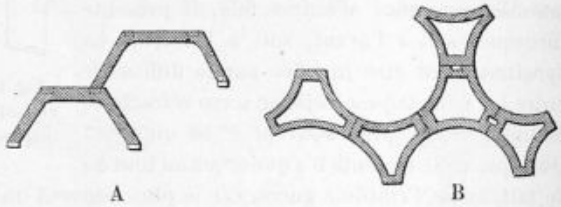


Fig. 133. — Types de devanture métallique proposés par M. Dähne.

trois creusets et occupant le vide qui sépare les surfaces extérieures de ces creusets; dans ce deuxième système, chaque alvéole circulaire est formée par la réunion de six pièces semblables, assemblées au moyen de goupilles.

En ce qui concerne la construction de la partie réfractaire de la devanture, M. Dähne n'a indiqué aucune solution; il n'est d'ailleurs pas facile d'en trouver une qui satisfasse complètement aux conditions du problème.

Il y a tout lieu de se demander si l'alternance des creusets dans le sens vertical présente de réels avantages. Elle en avait certainement dans l'hypothèse où s'était placé M. Dähne, celle du chauffage des fours à zinc au moyen de poussier de charbon, car elle permettait de faire subir à ce poussier une série de chutes successives assurant sa combustion complète. Pour des fours chauffés à la manière ordinaire, la situation serait toute différente. L'alternance des creusets provoquerait un brassage actif des gaz du foyer et hâterait leur combustion complète; elle ne servirait donc qu'à accentuer l'inégalité de chauffage des diverses rangées, alors qu'il y a intérêt, au contraire, à uniformiser autant que possible la température dans le four tout entier; il est donc préférable de conserver la disposition usuelle, en files verticales, avec un intervalle de $0^m,10$ à $0^m,12$, entre les surfaces extérieures des creusets.

Il vaudrait même mieux, à ce point de vue, disposer les niches en vue d'y placer un seul creuset. Dans ces conditions, tous les intervalles sont égaux, tandis qu'autrement ceux qui correspondent aux piliers ont une valeur notablement plus forte que les autres.

Cheminées. — Le plus souvent les cheminées des fours belges sont en briques, de forme carrée, avec une section d'environ $0^{m2},2$ par four et une hauteur de 6 à 8 mètres au-dessus de la voûte des fours.

Dans certaines usines, on construit les cheminées au moyen de boisseaux cylindriques en poterie réfractaire. A Corphalie, où cette disposition est en usage depuis plus de trente ans, le diamètre intérieur de la cheminée est

©BIU Santé

de 0m,40 et la longueur de chaque élément de 0m,60; dans d'autres usines, on a porté le diamètre à 0m,45 et la longueur des éléments à 1 mètre. L'épaisseur des parois est de 0m,05 à 0m,06; un cordon saillant, placé en haut, permet l'emboîtement de la base du boisseau supérieur.

La figure 134 représente un type analogue, de diamètre plus fort, qui était en usage à l'usine de Valentin-Cocq pour assurer le tirage des fours silésiens.

Ce type de cheminées est léger, peu coûteux et en outre d'un démontage facile; avantage important à cause des fréquents engorgements causés par les poussières zincifères.

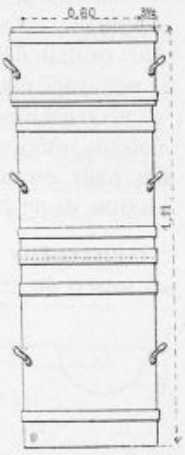


Fig. 134. — Cheminée en boisseau x de terre réfractaire.

Armatures. — Le manque de stabilité des fours belges a nécessité, dès l'origine, l'emploi de fortes armatures. Aujourd'hui on se sert à cet effet soit de rails, soit de poutrelles de 0m,20 de hauteur, appliquées verticalement et horizontalement, et reliées par de forts tirants. Le mode d'application de ces armatures varie naturellement avec les dispositions de fours.

OUTILLAGE DES FOURS BELGES

Étouffoirs. — Les étouffoirs servant à recueillir les poussières de zinc étaient autrefois des troncs de cône en tôle, très allongés, ouverts aux deux extrémités, ayant de 0m,60 à 0m,75 de long avec un diamètre de 0m,075 à la grande base et 0m,02 à la petite (fig. 135).

Depuis, la forme de l'appareil a subi de nombreuses modifications. Les deux principales variantes sont la forme en tronc de cône évasé (fig. 136), la forme

Fig. 135. — Étouffoir conique (coupe en long). — 0,05.

Fig. 136. — Étouffoir tronconique évasé (coupe en long). — 0,05.

cylindrique simple et la même, terminée par un tronc de cône (fig. 138). On a quelquefois muni les étouffoirs de cloisons intérieures disposées en spirale

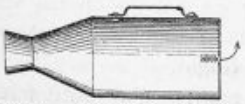


Fig. 137. — Étouffoir cylindrique (Coupe en long). — 0,05.

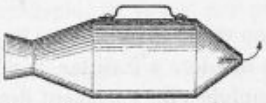


Fig. 138. — Étouffoir renflé (coupe en long). — 0,05.

ou bien parallèles et percées de trous alternés, suivant le système introduit par Pelouze et Audouin dans l'industrie du gaz; ces dispositions compliquées ont donné lieu à divers inconvénients. L'un des principaux était l'augmentation

©BIU Santé

de pression à l'intérieur du creuset par suite de l'obstruction intérieure de l'étouffoir; les vapeurs de zinc s'échappaient alors par tous les joints, et, en somme, la perte due à ces fuites accidentelles était supérieure au gain obtenu en marche normale. D'autres difficultés se présentaient lorsque le zinc coulait dans l'étouffoir et s'y solidifiait; facile avec la forme conique, le nettoyage était presque impossible avec les formes compliquées. Aujourd'hui on ne rencontre plus, dans les usines employant le four belge, d'étouffoirs à cloisons intérieures; beaucoup de ces usines ont même renoncé aux types renflés pour revenir à l'ancienne allonge conique, en lui donnant sa longueur maxima de 0m,75.

Grattoirs et poêlons de coulée. — Pour tirer le zinc des tubes, on se sert du grattoir, petit râble en fer, formé d'un disque d'environ 0m,04 de diamètre et 0m,007 d'épaisseur soudé à une tige lui servant de manche, d'une longueur de 0m,80. Cet appareil pèse un kilogramme environ.

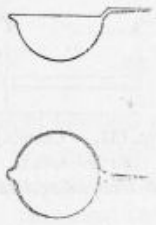


Fig 139. — Poêlon de coulée. — 0,05.

Les poêlons, dans lesquels on fait tomber le zinc au moyen du grattoir sont ordinairement en fer battu et ont une forme hémisphérique (fig. 139). Ils sont munis d'un manche en bois, emmanché soit sur une soie en fer, comme dans la figure, soit plutôt sur une douille venue de forge avec la pièce et portent du côté opposé, un bec servant à faciliter le travail de tirage du zinc et la coulée. Leur capacité est de 15 à 20 kilogrammes de métal, suivant le poids adopté pour les lingots bruts.

Lingotières. — Les lingotières qui servent à la coulée du zinc brut sont ordinairement en fonte, de forme rectangulaire; leur cavité intérieure a en plan 0m,45 à 0m,50 sur 0m,20 à 0m,25, avec une profondeur de 0m,025 à 0m,03; quelquefois on porte l'épaisseur du lingot à 0m,04 en réduisant les dimensions horizontales

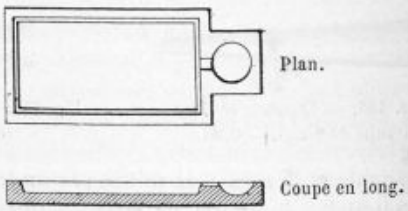


Fig. 140. — Lingotière avec petit bassin latéral. — 0,05.

à 0m,30 ou 0m,35 sur 0m,20 ou 0m,25. Les parois latérales sont légèrement inclinées, de manière à faciliter le démoulage du lingot.

On emploie plus rarement des lingotières munies d'un petit bassin latéral (fig. 140) dans lequel on verse le zinc sortant du poêlon. Les crasses restent dans ce petit bassin; les lingots sont donc un peu plus propres; mais la séparation du plomb, principal objet de cette disposition, ne semble pas devoir s'effectuer d'une manière bien efficace, étant donnée la rapidité du courant de remplissage. La disposition ordinaire donne d'ailleurs des résultats sen-

©BIU Santé

siblement équivalents au point de vue de la propreté des lingots si on a le soin de bien décrasser le zinc, dans le poêlon, avant de le couler.

Outils de chargement et de nettoyage des creusets. — Le service des creusets exige divers outils spéciaux.

Le chargement se fait au moyen d'une cuiller demi-cylindrique en tôle de 0m,002 d'épaisseur, de forme demi-cylindrique ou relativement un peu plus profonde, de 0m,10 à 0m,12 d'ouverture en haut et de 0m,40 à 0m,50 de long. Autrefois cette cuiller était ouverte à l'arrière; son manche, formé d'un fer rond de 0m,015 de diamètre, venait s'y fixer intérieurement par une partie aplatie et

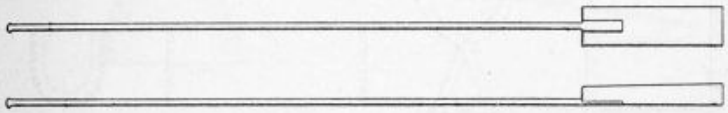


Fig. 141. — Ancienne cuiller de chargement (vers 1840). — 0,05.

rivée (fig. 141). Aujourd'hui on préfère généralement fermer l'arrière de la cuiller par un fond plat et replier deux fois à angle droit l'extrémité aplatie

Fig. 142. — Cuiller de chargement (forme actuelle). — 0,05.

du manche pour effectuer la rivure (fig. 142). Cette forme est plus commode pour bourrer la charge dans les creusets.

La cuiller de chargement a une longueur totale de 2 mètres et un poids de 5 à 6 kilogrammes.

Pour nettoyer le creuset, on emploie ordinairement un grand grattoir (A, fig. 143), formé d'un manche en fer, de 2m,50 de long, terminé à son extré-

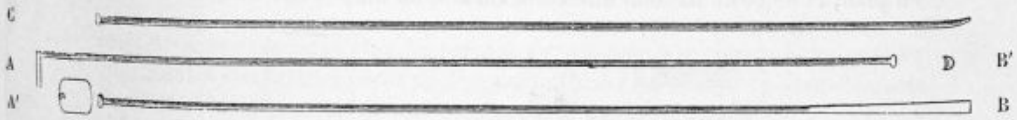


Fig. 143. — Outils servant au nettoyage des creusets. — 0,05.

mité par une palette en fer, en forme de rectangle, de 0m,08 sur 0m,10, à angles arrondis (A', fig. fig. 143). Cet outil pèse 7 à 8 kilogrammes.

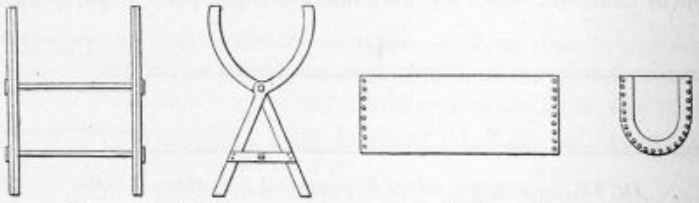
L'enlèvement des scories adhérentes se fait au moyen du *herpais*, ringard de 2m,50 de long, terminé à une extrémité par un tranchant soit plan, soit un peu relevé et courbé comme une gouge (B, B', fig. 143). Son poids est de 10 kilogrammes environ.

On emploie enfin un crochet ou ringard à extrémité recourbée (C, fig. 143), pour sonder les creusets et reconnaître les trous qui peuvent se former dans leurs parois.

©BIU Santé

Bâches de chargement. — Autrefois chaque four possédait une bâche à mélanges, grande caisse en bois appuyée contre un des murs extérieurs de la halle et servant aux ouvriers à préparer eux-mêmes leurs mélanges de minerai et de charbon. Aujourd'hui les mélanges arrivent le plus souvent tout préparés dans la halle de réduction et la bâche à mélanges est remplacée par deux tôles délimitant, avec le mur de la halle, une case où sont déposées les matières à traiter.

Au moment du chargement, le mélange est placé dans une bâche spéciale, dite de chargement, qui a la forme d'un demi-cylindre à bords surhaussés,



Support de la bâche. Bâche en tôle.

Fig. 144. — Bâche en tôle, avec support en fer, pour chargement des creusets.

muni d'un fond à une extrémité et garni simplement, à l'extrémité opposée, d'une cornière saillante qui réduit son ouverture, tout en la consolidant (fig. 144). La longueur de cette bâche est ordinairement de $1^m,40$, sa largeur de $0^m,50$; elle est faite en tôle de $0^m,002$ d'épaisseur et repose sur des supports en fer auxquels elle n'est pas fixée.

Bâches à crasses et à poussières. — Pour nettoyer les tubes, on les introduit dans un anneau en fer, leur petite ouverture tournée vers le bas, et l'on fait tomber les crasses zincifères, par cette ouverture, dans une bâche spéciale.

Autrefois l'anneau était fixé sur le côté d'une table en bois de $0^m,80$ sur $0^m,40$ en plan, et $0^m,60$ de hauteur au-dessus du sol, au moyen de boulons traversant

Vue latérale. Plan.

Fig. 145. — Anneau de décrassage des tubes, monté sur table en bois.

horizontalement cette table (fig. 145). On recevait les crasses dans une bâche en fonte, de forme basse et ouverte d'un côté. Aujourd'hui on emploie souvent une disposition plus simple qui consiste à fixer l'anneau, en fer ou en fonte, au haut d'un tronc de cône, en tôle, qui lui sert de support (fig. 146). La bâche à poussières, dans laquelle on vient secouer les étouffoirs, est une caisse cylindrique

©BIU Santé

en tôle de 0m,30 à 0m,40 de diamètre et de 0m,50 à 0m,60 de haut; un disque en tôle mince, de diamètre un peu inférieur, et fixé sur une tige comme un piston, sert à éteindre les inflammations accidentelles qui se produisent parfois dans cette bâche (A. d. M., 4e sér., t. V, pl. 7, fig. 106).

Pinces à tubes. — Pour enlever les tubes, on se sert de pinces (fig. 147)

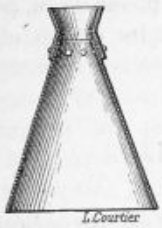


Fig. 146. — Anneau de décrassage des tubes, monté sur cône en tôle.

Fig. 147. — Pince à tubes. — 0,05.

en fer dont les bras ont 0m,50 de long. On emploie parfois à cet usage de simples tiges de bois, fourchues, qu'on enfonce dans le tube par son orifice extérieur.

Pinces et crocs à creusets. — Pour arracher les creusets détériorés, enlever les débris tombés dans le four ou faire des réparations à la devanture, on se sert de pinces analogues aux pinces à tubes, mais plus longues.

Le transport des creusets incandescents destinés au remplacement des creusets endommagés se fait sur un *croc* (fig. 148); c'est un fer rond, cintré vers sa partie moyenne suivant une demi-circonférence de rayon un peu supérieur à

Fig. 148. — Croc à creusets. — 0,05.

celui de la surface extérieure du creuset. On maintient le creuset horizontal en engageant à son intérieur soit un ringard ordinaire, de 0m,025 de diamètre, soit une *latte*, ringard aplati sur une grande partie de sa longueur.

Aujourd'hui on emploie souvent, à cet effet, un outil spécial, dit *fer à creuset* (fig. 149) : c'est un fer rond muni de deux portées saillantes, en fer, qui s'adaptent au profil intérieur des creusets elliptiques.

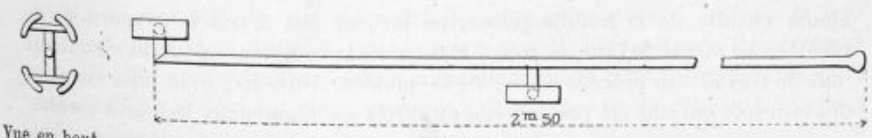


Fig. 149. — Fer à creusets. — 0,05.

Dans le service du foyer, on se sert de ringards à extrémité aplatie pour

©BIU Santé

briser les mâchefers et de *herses*, ou crochets à deux pointes, pour égaliser le charbon.

Outillage général. — L'outillage complet d'un four comprend en outre de petits ringards en fer pour déboucher les étouffoirs, de petits grattoirs en er, analogues à ceux servant au tirage du zinc, des burins et un marteau, pour le décrassage des tubes, une bâche en fonte, tenue pleine d'eau, pour refroidir les outils, une armoire où les ouvriers enferment les crasses et déchets de leur four, etc.

TRAVAIL DU FOUR BELGE

Mise en feu. — La mise en feu d'un four neuf est une opération délicate; conduite trop rapidement, elle risque d'amener la dislocation des maçonneries et de nécessiter des réparations dispendieuses Lorsqu'il s'agit simplement de remettre un vieux four en marche après une grande réparation, l'allumage peut se faire plus vite.

La mise en feu des fours belges se fait suivant deux systèmes différents qui semblent remonter l'un et l'autre aux origines de la méthode. Dans l'un, on chauffe le four vide jusqu'au rouge vif avant d'y placer les creusets portés à l'incandescence dans un foyer spécial. Dans l'autre, on met en place, dans le four froid, ces creusets, simplement séchés, avant de commencer l'allumage. Cette deuxième variante évite aux ouvriers le travail fort pénible que leur impose la première pour le transport et l'installation, dans un délai relativement court, d'un grand nombre de creusets incandescents. Elle était usitée à Stolberg dès 1818, d'après Hollunder; on y a renoncé plus tard pour y revenir généralement aujourd'hui.

Dans le premier système, il faut d'abord clore la devanture du four, dépourvue des creusets qui en ferment les ouvertures, au cours du travail normal : on se sert à cet effet de fonds de vieux creusets et de morceaux de briques assemblés au moyen de mortier réfractaire de seconde qualité. On allume alors sur la grille un feu très léger de fagots et de menu bois et l'on atténue le tirage en laissant ouverts les orifices de nettoyage réservés à la base des cheminées. Au bout de trente-six heures environ, on ferme ces orifices et l'on commence à charger sur le feu de bois des escarbilles et un peu de houille maigre; on y ajoute ensuite de la houille grasse, en forçant peu à peu la proportion, de manière à amener le four au rouge blanc vers le commencement du cinquième our de travail. On procède alors, de la manière suivante, à la mise en place des creusets qui ont été préalablement portés au blanc dans le four à recuire.

Le travail a été fait exclusivement jusque-là par le chef de poste ou brigadier; ses deux auxiliaires, désignés ordinairement sous les noms de grand manœuvre et de petit manœuvre, viennent se joindre à lui le matin du cinquième jour. Le grand manœuvre *décale* une des niches de la devanture, c'est-à-dire démolit la cloison provisoire qui la fermait : il commence par la rangée supérieure, si cette rangée a le nombre normal de creusets, ou, dans le

©BIU Santé

cas contraire, par la rangée immédiatement au-dessous. Pendant ce temps, le brigadier et le petit manœuvre vont chercher un creuset dans le four à recuire; une fois la porte de ce four ouverte, le brigadier engage un ringard dans l'intérieur d'un creuset incandescent et s'en sert pour rabattre ce creuset sur le *croc* (fig. 148) qu'il tient par une extrémité pendant que le petit manœuvre le supporte par l'autre. A eux deux, ils transportent le creuset appuyé, vers son milieu, sur la partie courbe du *croc* et maintenu dans une position sensiblement horizontale au moyen du ringard ou du fer à creuset; ils l'amènent devant le four et le soulèvent à la hauteur de la niche; à ce moment le brigadier fait glisser le creuset sur la taque et le refoule au moyen du ringard dans l'intérieur du four, jusqu'à ce qu'il s'appuie bien sur le cordon saillant du mur de fond. Avec les petits creusets en usage autrefois, cette manœuvre pouvait être exécutée par deux hommes de la manière indiquée ci-dessus, mais elle était déjà assez difficile; elle est presque inexécutable avec les creusets lourds usités aujourd'hui. Aussi préfère-t-on d'ordinaire emprunter un homme à une équipe voisine ou adjoindre un second manœuvre à celui du four pour supporter la deuxième extrémité du *croc;* le brigadier n'a alors qu'à maintenir le creuset horizontal pendant le transport et à le refouler dans la four une fois qu'il a été soulevé à une hauteur convenable.

Aussitôt un creuset mis en place, le grand manœuvre en *cale* le pourtour au moyen de boules de pâte réfractaire qu'il met en place par projection, puis il commence le *décalage* de l'emplacement du creuset voisin, pendant que le reste de l'équipe va chercher celui-ci au four à recuire.

Le remplacement des creusets, dans un four en marche régulière, s'effectue exactement comme leur mise en place dans un four neuf. Il est pénible pour les ouvriers lorsqu'il se répète seulement quatre ou cinq fois de suite, moyenne ordinaire en travail courant; une équipe unique n'aurait pu l'exécuter sans interruption pour la totalité des creusets d'un four. Il était donc nécessaire, lors de la mise en feu, d'organiser, avec le personnel de plusieurs fours voisins, des équipes multiples qui se relayaient; encore le travail était-il très pénible pour tout le personnel. D'autre part, l'opération avait pour conséquence un refroidissement très marqué du four qui tombait au rouge sombre et exigeait au moins vingt-quatre heures pour revenir au rouge vif.

Ces diverses raisons font préférer aujourd'hui le système qui consiste à garnir le four de ses creusets avant la mise en feu. Les creusets sont mis en place simplement séchés. On les prend généralement de qualité inférieure, parce qu'ils courent plus de risques de détérioration qu'en travail courant. Il faut remarquer qu'on ne peut pas employer, en pareille circonstance, des creusets dont la pâte contiendrait du coke; la combustion de cette substance, toujours assez rapide du côté extérieur, se produirait également du côté intérieur lors de la mise en feu, et les creusets, devenus poreux, laisseraient passer les vapeurs de zinc à travers leurs parois.

On doit aussi éviter de *caler* les creusets avec de la pâte réfractaire aussitôt après leur mise en place : l'humidité contenue dans cette pâte désagrégerait (*pourrirait*, suivant le terme employé par les ouvriers) la gueule des creusets simplement séchés.

©BIU Santé

Pour clore la devanture, on ferme chaque niche, en avant de la gueule des creusets, au moyen de plaques de tôle de dimensions convenables, puis on commence l'allumage comme précédemment. Aujourd'hui on le conduit généralement plus vite qu'autrefois; on amène le four au rouge vif en deux jours au lieu de quatre. Au bout de douze heures, les creusets sont assez chauds pour qu'on puisse les *caler* à la manière ordinaire, après avoir enlevé successivement les panneaux en tôle qui fermaient la devanture.

Pour éviter le refroidissement des creusets par circulation d'air à l'intérieur, on bouche leur ouverture au moyen d'un placage réfractaire; inversement, lorsque leur température a atteint le rouge, on accélère parfois leur échauffement en introduisant à leur intérieur, après enlèvement du placage, une petite quantité de menu maigre (dit *terre-houille* ou *terrouille*) dont la combustion s'effectue avec lenteur.

Quand on a amené le four, garni de ses creusets, à la température du rouge vif, la période initiale de mise en feu est terminée, et l'on entre dans une nouvelle période qu'on peut désigner sous le nom de mise en train.

La durée de cette période et la loi d'accroissement des charges pendant cette durée, varient beaucoup d'une usine à l'autre, suivant la rapidité avec laquelle on peut atteindre la température de marche régulière : tout dépend des proportions relatives de la chauffe et du four, ainsi que de la qualité du combustible employé. En fait, la mise en train dure de cinq à quatorze jours, suivant les usines; on peut adopter le chiffre de sept à huit jours comme moyenne.

En général, les premières charges ne représentent guère que le quart de la charge normale; encore sont-elles composées de minerais faciles à réduire et mélangés de crasses de fabrication. On y ajoute un poids égal ou supérieur de houille maigre, c'est-à-dire une proportion sensiblement plus forte que la proportion ordinaire.

Les *tubes* ont été mis en place un peu avant la première charge; dans ces conditions, leur température est assez élevée au moment où le zinc commence à s'y condenser.

A mesure que la température du four s'élève, on augmente le poids de minerai chargé, on introduit dans les rangées inférieures des minerais plus réfractaires et l'on diminue la proportion relative de charbon de mélange, de manière à réaliser, au bout d'une semaine environ, les conditions du travail courant.

A partir du moment où la distillation du zinc a commencé, les conditions de la surveillance se modifient sensiblement. Dans toutes les usines, on intéresse les ouvriers à la production en leur donnant une prime assez élevée par kilogramme de zinc obtenu au-dessus d'un certain chiffre fixé pour le traitement de chaque minerai : lorsqu'on n'applique ce système qu'une fois la période de mise en train terminée, les ouvriers, touchant un salaire fixe pendant cette période, ont une tendance naturelle à mettre à ce moment du zinc de côté pour l'ajouter ensuite à leur production en marche normale; augmentant ainsi le rendement apparent, ils accroissent par suite l'importance de leurs primes. Pour obvier à cet inconvénient, il faut ou bien exercer une surveillance très minu-

©BIU Santé

tieuse pendant la mise en train, ou appliquer le système des primes dès le début de celle-ci, ce qui exige une estimation approximative de l'écart probable pendant cette période. Le deuxième système, réalisable lorsqu'on traite un minerai déjà connu, est le plus satisfaisant des deux.

Les inconvénients des erreurs qu'on peut commettre en pareille circonstance tendent à s'atténuer singulièrement aujourd'hui par suite de l'augmentation de la durée des campagnes, durée qui s'est élevée progressivement de deux ou trois mois à deux ou trois ans. L'importance relative des périodes de mise en train se trouve en conséquence bien réduite.

Composition des charges. — La composition normale des charges dépend de celle des minerais disponibles et de la température qu'on peut obtenir dans le four.

Les premiers minerais employés dans les usines belges étaient ceux de Moresnet, particulièrement les variétés les plus pures et les plus riches. De même qu'en Silésie, on avait commencé par exploiter les calamines blanches, presque exemptes de fer; ce fut seulement au bout d'un certain temps qu'on se décida à traiter les calamines rouges, plus riches en zinc que les minerais analogues de Silésie, mais presque aussi chargées de fer. Les analyses suivantes indiquent la composition moyenne de ces deux catégories, vers 1840, d'après Piot et Murailhe :

	CALAMINE BLANCHE		CALAMINE ROUGE	
	crue	calcinée	crue	calcinée
Oxyde de zinc	58,3	70,0	42,0	53,0
— de fer	5,0	8,0	18,0	22,0
Silice et argile	14,0	20,0	20,0	23,0
Acide carbonique et eau	22,0	2,0	21,0	1,3
	99,3	100,0	100,0	99,3
Zinc métallique	46,6	56,0	33,6	42,4

Ces analyses, un peu sommaires, ne font pas ressortir le caractère essentiel des calamines de Moresnet, c'est-à-dire la forte proportion de zinc qui s'y trouve à l'état de silicate. Les analyses suivantes, faites vers 1860, donnent une idée plus précise de la composition de ces minerais (*Ann. des Trav. publ. de Belgique*, t. XVIII, p. 142) :

	CALAMINES CALCINÉES DE MORESNET		
	en roche		produits de laverie
	I	II	III
Oxyde de zinc libre { zinc	21,94	22,78	17,21
Oxyde de zinc libre { oxygène	5,39	5,60	4,23
— silicaté { zinc	29,50	30,50	20,00
— silicaté { oxygène	7,25	7,50	4,92
Oxydes de fer et de manganèse	7,16	7,18	11,10
Alumine	1,84	2,72	5,65
Chaux	0,78	0,50	0,56
Silice et argile	26,00	23,10	34,60
Oxyde de cuivre	traces	traces	»
— de plomb	traces	traces	0,12
Perte à la calcination	0,14	0,12	1,61
	100,00	100,00	100,00
Zinc métallique	51,44	53,28	37,21

©BIU Santé

Il résulte de ces chiffres que plus de la moitié du zinc se trouvait à l'état de silicate; aussi les minerais de Moresnet étaient-ils fort peu réductibles et donnaient-ils des pertes considérables au traitement. La teneur en fer était restée constante pour les calamines riches; elle s'était abaissée pour les produits du lavage.

Les autres gîtes calaminaires exploités en Belgique, à l'origine de la métallurgie du zinc dans ce pays, contenaient souvent une proportion importante de silicate, ainsi qu'il ressort des analyses suivantes de minerais calcinés, dues à Piot et Murailhe :

	VERVIERS	CORPHALIE
	—	—
Oxyde de zinc libre	23,5	40,0
— silicaté	25,5	10,0
Peroxyde de fer	37,0	3,4
Silice et argile	14,0	11,0
Perte par calcination	»	2,0
	100,0	97,0

Cette proportion est bien supérieure à celle qui caractérise les minerais silésiens; elle explique pourquoi on a cherché de bonne heure à obtenir dans les fours belges une température relativement élevée. A l'origine, cette température étant insuffisante, la plus grande partie du zinc contenu dans le minerai à l'état de silicate passait dans les résidus; c'est seulement à une époque relativement récente que les perfectionnements apportés au mode de chauffage des fours ont permis d'épuiser les minerais silicatés d'une manière à peu près complète.

Dans d'autres gîtes belges, le carbonate de zinc était prédominant par rapport au silicate, mais la proportion d'oxyde de fer était souvent élevée, comme le montrent les analyses suivantes faites dans la période qui s'étend de 1840 à 1860 :

	WELKENRÆDT	ENGIS	LE ROCHEUX	LE ROCHEUX	ANGLEUR	ANDENELLES
	—	—	—	—	—	—
Oxyde de zinc	44,8	52,6	58,84	45,30	61,62	57,30
Peroxyde de fer	24,0	14,0	2,12	15,60	1,61	5,03
Oxyde de plomb	»	»	0,50	»	»	»
Sulfure de plomb	»	»	»	»	0,72	»
Chaux	»	3,5	1,53	1,00	0,47	0,90
Magnésie	»	1,7	0,25	1,83	»	0,14
Silice et argile	1,3	1,7	0,81	3,60	2,56	1,70
Perte à la calcination	30,0	28,0	35,31	30,50	32,49	33,72
	100,1	101,5	99,36	98,03	99,47	98,79
Zinc métallique	36,0	42,3	47,22	36,50	49,45	45,98

La proportion de chaux et de magnésie est généralement très faible dans les minerais belges, aussi ces minerais sont-ils moins fusibles que les minerais silésiens et exercent-ils sur les creusets une corrosion moins énergique, pour peu qu'on les mélange avec une proportion de charbon suffisante.

Cette proportion semble avoir varié beaucoup au début de la méthode.

©BIU Santé

A Stolberg, en 1818, elle était de moins d'un dixième du poids du minerai, alors qu'à Liège, vers la même époque, elle était du tiers de ce poids et qu'en Silésie le charbon de mélange représentait les deux cinquièmes du minerai. Bientôt on augmenta la dose de charbon et on la porta à moitié, chiffre qui n'a pas été dépassé depuis, et qui s'abaisse parfois à 0,30.

La nature du charbon de mélange a varié plus d'une fois; au début, on employait du charbon de bois à Stolberg, du menu coke à Liège, de même qu'en Silésie; mais on ne tarda pas à faire usage partout en Belgique de charbons maigres, pulvérulents, dits *terre-houille* ou *terrouille*. Les charbons désignés sous ce nom étaient ordinairement des charbons anthraciteux, tenant seulement de 9 à 11 p. 100 de matières volatiles, avec peu de cendres, tels qu'on en trouve en abondance dans certaines régions du bassin de Liège et surtout dans le bassin de Charleroi ; ils convenaient alors parfaitement à la réduction des minerais de zinc. Il en était tout autrement pour les charbons terreux d'affleurement, confondus souvent avec les précédents, et qui présentaient l'inconvénient de donner des scories pâteuses engorgeant les creusets; on a bientôt appris à les reconnaitre et à éviter leur emploi.

La charge était introduite dans les creusets non pas sous forme de fragments assez volumineux, comme en Silésie, mais bien à l'état pulvérulent; les grains les plus gros devaient pouvoir traverser un tamis à mailles de $0^m,002$ à $0^m,003$ de côté, quelquefois de $0^m,001$ seulement quand il s'agissait d'un minerai très peu réductible. Au début le minerai et le charbon étaient broyés et tamisés à part, puis mélangés par les ouvriers du four; cette tradition s'est conservée dans certaines usines, tandis que d'autres livrent aux ouvriers des mélanges préparés à l'avance et rendus plus intimes par la trituration simultanée des deux éléments.

Dans les usines belges, on a cherché de bonne heure à multiplier les contacts entre le minerai et le charbon de réduction non seulement par un broyage préalable et un mélange intime, mais aussi par un bourrage énergique de la charge dans les creusets, bourrage que l'on rendait plus facile par une légère addition d'eau. On obtient ainsi une densité de chargement bien supérieure à celle réalisée autrefois en Silésie. Dans cette région, la densité de chargement n'a été pendant longtemps que de 0,29 en moyenne; en Belgique, dès 1840, elle était de 0,80, ce qui correspondait à 570 kilogrammes de minerai par mètre cube de capacité intérieure des creusets; dans les usines belges actuelles, la densité de chargement varie entre 0,85 et 0,95, sauf à Engis, où sa valeur a toujours été sensiblement plus faible. La charge de minerai au mètre cube de capacité varie entre des limites un peu plus écartées; elle dépend à la fois de la densité de chargement et du rapport entre les poids de minerai et de charbon de réduction, rapport qui oscille entre 0,3 et 0,5.

Autrefois, le chargement des fours belges était systématiquement inégal d'une rangée à l'autre, les charges les plus riches et les plus réfractaires étant placées dans les rangées inférieures; cela tenait à une variation très accentuée de la température dans le sens de la hauteur du four.

A Moresnet, vers 1840, on chargeait dans les trois rangées inférieures de la calamine blanche (à 56 p. 100 de zinc), dans les quatre suivantes de la calamine

©BIU Santé

rouge (à 42 p. 100 de zinc) et enfin dans la rangée supérieure les poussières et crasses de l'opération.

En 1857, dans la même usine, les quatre rangées inférieures étaient chargées de calamine tenant 52 à 53 p. 100, la cinquième de calamine de 48 à 50 p. 100, la sixième et la septième d'un mélange à 42 p. 100 environ, additionné de crasses d'écumage.

Dans certaines usines, on faisait varier à la fois la composition et le poids des charges, et cela d'une manière différente pour le jour et pour la nuit, en vue de tenir compte de la différence de température pendant ces deux périodes. Cette différence provenait, comme on le verra plus loin, du refroidissement provoqué par l'opération de remplacement des creusets, qui se fait une seule fois par vingt-quatre heures. A Engis, par exemple, vers 1870, on réduisait la proportion relative de calamine dans les charges de nuit, et l'on augmentait le poids de ces charges dans le rapport de 5 à 4, comme le montre le tableau suivant (*Rev. univ.*, 1re sér., t. XXIX, p. 327) :

	CHARGE DE JOUR		CHARGE DE NUIT	
	en kilog.	p. 100	en kilog.	p. 100
Blende à 45 p. 109 de zinc . .	175	43,8	225	45
Schlamms à 32 p. 100 de zinc.	150	37,6	200	40
Calamine à 48 p. 100 de zinc.	75	18,6	75	15
	400	100,0	500	100
Teneur moyenne en zinc.. . .	40,1 p. 100		40,3 p. 100	

La charge de charbon de mélange est égale à 166 kilogrammes. La répartition par creuset et par rangée est indiquée (en kilogrammes) dans le tableau suivant :

	CHARGE DE JOUR			CHARGE DE NUIT	
	Minerai	Crasses zincifères	Charbon	Minerai	Charbon
1re rangée (inférieure) .	11,0	»	3,00	12	3
2e — — .	10,0	»	2,75	12	3
3e — — .	10,0	»	2,75	12	3
4e — — .	7,6	3	3,60	10	4
5e — — .	7,6	3	3,60	10	4
6e — (supérieure).	5,0	4	5,00	9	5
Moyenne	8,54	1,67	3,45	10,83	3,67

Aujourd'hui les variations dans la composition des charges sont moins accentuées parce que la température des fours est plus uniforme qu'elle ne l'était autrefois. On en rencontre parfois de sens inverse, anomalie qui tient généralement à une différence de durée de la période de distillation : c'est ainsi qu'à Bleyberg on charge des minerais un peu plus riches dans les rangées supérieures des fours liégeois que dans les trois rangées inférieures, parce que la période de travail est de vingt-quatre heures dans les premières, de douze heures seulement dans les autres.

Le traitement des crasses et poussières se fait dans la partie supérieure du

©BIU Santé

four, mais pas toujours dans la dernière rangée de creusets. Ce traitement donne lieu en effet à des tirages plus fréquents que celui des minerais ordinaires, à cause de la plus forte teneur des charges. On évite donc de le pratiquer dans des creusets placés à une hauteur telle que les ouvriers soient forcés de monter sur une table pour tirer le zinc des tubes : les manœuvres nécessaires pour amener la table devant le four seraient pénibles pour eux si elles étaient trop fréquentes. C'est pourquoi on charge, par exemple, les crasses et poussières dans la rangée supérieure des fours à cinq rangées et seulement dans la quatrième des fours à six rangées de creusets.

Personnel. — Pendant longtemps le personnel des fours belges est resté invariablement composé d'un *brigadier* et d'un *grand manœuvre*, faisant l'un et l'autre des postes de vingt-quatre heures, et aidés par un petit manœuvre qui ne restait à l'usine que pendant la durée des périodes de chargement. Les changements de poste se faisaient à six heures du matin pour les deux ouvriers principaux ; arrivé à la même heure, le petit manœuvre quittait généralement l'usine entre dix et onze heures, pour y revenir de cinq à neuf heures du soir.

L'effectif du personnel restant invariable, le nombre de creusets par four augmentait peu à peu, ainsi que le poids total de la charge : il fallait donc demander aux ouvriers un effort toujours croissant. Au point de vue mécanique, le décrassage et le chargement des creusets nécessitent un travail proportionnel au poids de la charge et à l'élévation des rangées supérieures du four au-dessus du sol de l'usine ; mais le décalage, le décrassage et la remise en place des tubes et étouffoirs exigent un effort supplémentaire qui dépend plutôt du nombre de creusets que du poids de la charge contenue dans ces creusets.

La discussion des chiffres fournis par divers auteurs pour la période de 1840 à 1870 montre que pendant cette période le travail demandé à chaque ouvrier au moment du chargement se décomposait de la manière suivante :

1° Introduction dans les creusets d'un poids de matières variant entre 400 et 550 kilogrammes, avec un développement de travail dynamique compris entre 800 et 900 kilogrammètres, sans compter l'enlèvement des résidus ;

2° Au moment du chargement, exécution des manœuvres nécessaires pour le nettoyage de 15 à 23 creusets et de leurs accessoires ;

3° Pendant la période de distillation, soins à donner à un nombre de creusets variant entre 21 et 31.

A partir de 1860, on chercha à diminuer les frais de main-d'œuvre de même que la dépense de combustible, et l'on demanda aux ouvriers un travail de plus en plus considérable. Dans les fours d'Angleur, à 2 foyers et à 156 creusets, la charge moyenne par ouvrier était de 750 kilogrammes, répartie entre 25 creusets ; le travail à développer était de 1.100 kilogrammètres environ ; chaque ouvrier de l'équipe surveillant la distillation était chargé de la conduite de 50 creusets pendant cette période. Dans l'usine de Morriston, la charge moyenne individuelle atteignait de 950 à 1.030 kilogrammes ; le nombre de creusets que devait surveiller chaque ouvrier variait entre 50 et 60 pendant la période de distillation. Ces derniers chiffres paraissent réellement trop élevés si l'on tient compte du travail supplémentaire qu'exigeait la conduite du feu avec le type de four

©BIU Santé

employé dans cette usine. C'est seulement en employant le chauffage au gaz qu'on peut obtenir régulièrement des ouvriers un effort aussi considérable.

Sauf les petits manœuvres, qui ne restent à l'usine que pendant la période de nettoyage et de chargement, le personnel des fours belges fait des postes de vingt-quatre heures. Cette période de travail est rationnelle aujourd'hui, puisqu'elle coïncide avec celle de la distillation des minerais ; elle l'était moins autrefois, alors que le nettoyage et le chargement des creusets se renouvelaient de douze en douze heures. Cependant elle remonte aux origines de la méthode, sans que l'on semble avoir seulement essayé le système des postes de douze heures. Il est probable qu'en procédant de cette manière on aura voulu assurer l'égalité des primes entre les deux équipes ; cette égalité aurait été plus difficile à obtenir avec des postes de douze heures, parce que la variation de température des fours du jour à la nuit aurait donné lieu à des différences sensibles entre les productions et les rendements obtenus par deux postes consécutifs.

Le système des primes paraît être d'origine belge ; on n'en trouve aucune mention dans les plus anciennes descriptions de la méthode silésienne, tandis que le mémoire de Piot et Murailhe (*A. d. M.*, 4e sér., t. V. p. 261) décrit son fonctionnement à Moresnet et Saint-Léonard, comme s'il y était depuis longtemps en usage. Ce système consiste à fixer, pour une composition déterminée de la charge, un certain rendement minimum, tel qu'une équipe d'habileté moyenne puisse facilement l'obtenir. Ce rendement minimum, exigé des ouvriers, est toujours inférieur à la moyenne générale réellement obtenue dans l'usine ; la différence avec cette moyenne peut varier de deux à quatre unités, suivant les cas.

Pour chaque kilogramme de zinc obtenu en sus, l'équipe reçoit une prime dont le montant dépend à la fois des conditions générales du travail et de l'élévation plus ou moins grande du chiffre fixé pour le rendement minimum. Cette prime oscille entre 0f,06 et 0f,15, le plus souvent entre 0f,08 et 0f,11 par kilogramme. La répartition entre les ouvriers de l'équipe varie naturellement avec leur nombre, le brigadier en recevant au moins la moitié. Dans une équipe de trois hommes, cette répartition se fait, par exemple, proportionnellement aux nombres 7, 2, 1 ou 5, 3, 1 ; dans les équipes de deux hommes, elle se fera proportionnellement aux nombres 4 et 1.

Le fonctionnement du système des primes comporte, d'ordinaire, la réciprocité ; un rendement inférieur au chiffre de base donne lieu à l'application d'une retenue égale à la prime accordée par kilogramme en cas d'excédent. Il est bien rare qu'il y ait lieu à retenue, étant donné l'écart assez fort qui existe toujours entre le rendement de base et le rendement moyen.

Les primes représentent en Belgique une fraction importante du salaire, allant parfois jusqu'à la moitié de la partie fixe de celui-ci. Un moitié de ces primes est payée à la fin du mois, en même temps que le salaire fixe ; l'autre moitié l'est en bloc à la fin d'une période annuelle. Le renvoi d'un ouvrier ou son départ sans motifs sérieux lui font perdre tout droit à cette fraction des primes retenue ainsi en garantie de l'exécution de son engagement. Les usines de Swansea, qui avaient commencé par appliquer cette retenue à leurs

©BIU Santé

ouvriers, ont dû y renoncer par la suite à cause des dispositions législatives en vigueur en Angleterre sur la matière.

On a vu plus haut que l'absence de la fixation d'un rendement minimum pendant la période de mise en feu peut donner lieu à quelques abus auxquels on obvierait par une surveillance convenable.

Le système des primes s'est introduit aujourd'hui en Silésie, où il est appliqué un peu autrement qu'en Belgique; la prime porte sur la totalité du zinc produit, mais, en compensation, sa valeur est beaucoup plus faible; elle est de 0ᶠ,025, par exemple, au lieu de 0ᶠ,10 par kilogramme obtenu.

Travail courant des fours belges. — La conduite du travail des fours belges comporte de nombreuses variantes, appropriées aux divers types de fours et aux conditions spéciales à chaque usine.

Ces variantes se groupent autour de deux types principaux, caractérisés par la durée de la période de travail. A l'origine de la méthode, les charges ne séjournaient que douze heures dans les creusets; le chauffage de leur partie centrale n'était pas suffisant et la teneur des résidus restait assez élevée, surtout pour les rangées supérieures des creusets, toujours moins chauffées que les rangées inférieures. On ne s'était guère préoccupé de cet inconvénient tant qu'on s'était borné à traiter des minerais exploités sur place, peu coûteux par suite : à mesure que ces minerais devinrent plus rares et qu'on dut employer une proportion croissante de minerais étrangers, d'un prix élevé, on se préoccupa de plus en plus de réduire la perte sur le métal. On commença par laisser séjourner la charge pendant vingt-quatre heures dans les rangées supérieures; puis, sous l'influence simultanée de l'accroissement progressif de la capacité des creusets, on étendit cette mesure aux rangées inférieures.

Aujourd'hui, dans presque toutes les usines belges, la période de travail est de vingt-quatre heures comme elle l'a toujours été dans les usines silésiennes; le travail par douze heures, qui était la règle autrefois en Belgique, y est devenu une exception.

Quelle que soit la période adoptée, le travail complet d'une charge peut se subdiviser en deux phases bien distinctes, correspondant l'une au décrassage et au chargement des creusets, l'autre à la distillation.

L'équipe d'ouvriers qui va prendre le service arrive de cinq à six heures du matin, suivant les usines; celle qui a terminé son travail s'en va immédiatement, à moins que son intervention ne soit nécessaire pour le remplacement des creusets détériorés.

Ce remplacement ne s'effectue qu'une seule fois par vingt-quatre heures, alors même que l'on travaillerait par périodes de douze heures. D'après Piot et Murailhe, on l'effectuait autrefois au début de la deuxième charge, c'est-à-dire vers six heures du soir; il est plus rationnel d'y procéder le matin. En retirant à ce moment les creusets du four de cuisson, on peut les y laisser séjourner toute la nuit, tout en les y introduisant pendant la période de jour. Dans l'autre système, il faut opérer de nuit le chargement des creusets dans le four à recuire, ce qui est peu commode.

Aujourd'hui le remplacement des creusets se fait partout le matin, au chan-

©BIU Santé

gement de poste, avant le chargement et non pas après, comme en Silésie. Il est exécuté sur les indications de l'équipe descendante et avec son aide, si le personnel du four est trop peu nombreux et se réduit, par exemple, à deux ouvriers.

Certaines avaries des creusets ne se reconnaissent avec certitude qu'au cours du décrassage; en procédant au remplacement avant cette période, on peut être amené à laisser en place des creusets trop endommagés pour recevoir une nouvelle charge. En réalité, c'est là un cas très rare aujourd'hui : d'ordinaire, les creusets ne se percent pas complètement dans l'intervalle d'un chargement à un autre; les corrosions internes que l'on y constate au cours du décrassage comportent presque toujours des réparations sommaires qui permettent de faire encore une charge avant le remplacement du creuset. Les avaries par fêlure ne sont pas réparables, en général, mais c'est au cours de la distillation et non du chargement qu'on peut les constater. Les creusets qui en sont atteints ne donnent pas de flamme appréciable à l'extrémité de leurs tubes ou de leurs étouffoirs; il semble même parfois, si la fêlure est importante, que l'air, appelé par le tirage du four, entre dans le tube. Lorsqu'on observe ces symptômes au début du travail, alors que la distillation est peu avancée, on prend souvent le parti de tirer toute la charge hors du creuset pour la repasser à l'opération suivante; on ferme alors la gueule du creuset au moyen d'un placage réfractaire, de manière à éviter les rentrées d'air qui refroidiraient le four.

Un refroidissement de même nature tend à se produire, avec une intensité beaucoup plus grande, au moment du remplacement d'un creuset; aussi exécute-t-on cette opération avec des précautions spéciales, destinées à réduire au minimum le temps pendant lequel la niche restera ouverte. Pendant que deux ouvriers, le brigadier et le petit manœuvre pour les équipes à trois, les brigadiers des deux équipes pour les équipes à deux, vont chercher le creuset au four à recuire et l'apportent sur le *croc*, un autre ouvrier *décale* le vieux creuset, le détache de la taque et du cordon du mur de fond en tirant dessus au moyen d'une pince et finalement amène ainsi son milieu à la hauteur de la devanture : c'est seulement au moment où le creuset neuf est arrivé près du four qu'il fait tomber le vieux sur le sol de l'usine et en projette les débris dans la cave, par l'ouverture située au pied de la devanture. On met de suite le nouveau creuset en place et on le cale; la niche ne reste donc ouverte que pendant fort peu de temps. Le refroidissement dû à cette opération, bien qu'atténué par les précautions prises, est néanmoins fort sensible, et dérangerait une distillation en cours; c'est pour ce motif qu'on préfère, en Belgique, remplacer les creusets au commencement du chargement plutôt qu'à la fin, comme on le fait en Silésie.

Le remplacement d'un creuset exige de six à huit minutes.

Si l'équipe descendante est restée pour aider l'équipe montante à exécuter cette série de manœuvres, elle se retire une fois les remplacements effectués. Elle a dû préparer le mélange destiné à la charge qui va commencer.

Le brigadier du nouveau poste vérifie si ce mélange est bien homogène; il y fait au besoin les additions qu'il juge convenables. Il va ensuite donner au feu les

©BIU Santé

soins nécessaires pour éviter un refroidissement exagéré du four et pour préparer le grand décrassage de la grille qui aura lieu une fois le chargement terminé; puis il remonte pour prendre la direction de cette dernière opération.

La répartition du travail varie un peu suivant les usines; en général, le brigadier s'occupe du nettoyage des tubes et de l'entretien du feu pendant que les deux manœuvres enlèvent les résidus des creusets; il fait ensuite le chargement, concurremment avec le grand manœuvre. Si l'équipe ne se compose que de deux ouvriers, le travail que ferait le petit manœuvre dans une équipe à trois doit être réparti convenablement entre le brigadier et le grand manœuvre.

On ne procède pas partout de la même manière au nettoyage et au chargement des creusets. Quelquefois on nettoie tous les creusets avant de commencer le chargement; cette méthode atténue les différences d'avancement de la distillation d'une rangée à l'autre, mais elle donne lieu à un rayonnement intense, émanant des parois des creusets vides, qui gêne beaucoup le travail de chargement. On peut atténuer ce rayonnement en remettant en place les tubes aussitôt après le nettoyage pour les enlever à nouveau au moment ou l'on va charger chaque creuset; mais c'est là une manœuvre inutile au point de vue du travail de distillation. Malgré cet inconvénient, relativement peu important, on pratique le nettoyage de tous les creusets, avant chargement, dans les usines où l'on traite des minerais fusibles. Les résidus de la distillation de pareils minerais ne peuvent se détacher des creusets que si la température du four est suffisamment élevée: le refroidissement, inévitable au cours du travail de chargement, ferait adhérer ces résidus aux parois des creusets et rendrait le nettoyage impossible à exécuter, même à grands coups de *herpais*.

Avec des minerais peu fusibles, on préfère décomposer l'opération en périodes indépendantes correspondant chacune à une rangée : chacune de ces périodes comprend d'abord le nettoyage complet des creusets et des tubes de la rangée, puis le chargement des creusets et la remise des tubes en place. L'ordre dans lequel on attaque les rangées varie avec les usines; il peut être ou ascendant ou descendant.

Les deux systèmes se justifient par des considérations différentes : l'ordre ascendant atténue les inconvénients résultant du rayonnement des creusets, puisque les rangées inférieures sont refroidies par la charge nouvelle au moment où l'on travaille dans les rangées supérieures; celles-ci gênent relativement peu lorsqu'on charge le bas du four.

Inversement l'ordre descendant évite aux ouvriers les inconvénients des dégagements gazeux émanant des rangées inférieures, dégagements qui deviennent souvent sensibles avant que la charge ne soit terminée.

Les deux systèmes ont été et sont encore en usage; mais le second paraît prédominer aujourd'hui. Le premier était en usage autrefois à Moresnet et l'est encore aujourd'hui à Engis; le second est appliqué à Ampsin, Bleyberg (fours à une seule charge), etc.

L'enlèvement complet des résidus avant chargement, pratiqué autrefois à Morriston (*Rev. univ.*, 2e sér., t. II, p. 619), ne semble plus guère l'être aujourd'hui qu'à Angleur (devanture antérieure des fours à gaz).

©BIU Santé

Au moment où se fait le changement de poste, les étouffoirs sont ordinairement enlevés ; ils n'ont pas été remis en place après le dernier tirage, effectué une heure au plus auparavant. Les tubes doivent être vides ; néanmoins, l'équipe qui arrive procède souvent à un tirage de contrôle (*reploquetage*) pour enlever le peu de métal qu'ils peuvent contenir. Cela fait, les manœuvres enlèvent les tubes de la rangée supérieure ou de la rangée inférieure, suivant les cas ; ils se servent à cet effet ou de pinces ou simplement d'un bâton fourchu en bois qu'ils enfilent dans le tube pour apporter celui-ci au brigadier. Cet ouvrier engage les tubes, la petite extrémité en bas, dans l'anneau à décrasser; il les nettoie le mieux possible avec un petit grattoir, analogue à celui qui sert pour le tirage du zinc, puis il détache, avec un burin et un marteau, les croûtes cristallines d'oxyde de zinc qui adhèrent aux parois. Pendant ce temps, les deux manœuvres (ou le manœuvre) nettoient les creusets de la rangée dont ils ont enlevé les tubes. Le plus souvent les résidus sont restés pulvérulents ou du moins ne sont devenus pâteux qu'au voisinage des parois ; on peut alors en enlever la plus grande partie avec le grand grattoir, ou même avec la cuiller de chargement, et n'employer le herpais (B, B', fig. 142) que pour détacher la croûte adhérente au creuset. S'ils sont entièrement pâteux, il faut se servir immédiatement du herpais pour les détacher et les tirer ensuite au grand grattoir.

L'emploi du herpais pour nettoyer le creuset n'est pas aussi dangereux pour la conservation de celui-ci qu'on pourrait le croire à première vue : il exige seulement que la température soit assez élevée pour que les scories restent pâteuses et que la pâte réfractaire ne soit pas trop fragile. Dans ces conditions les creusets peuvent supporter des coups de herpais qui les briseraient s'ils étaient froids.

Les résidus sont projetés directement dans le sous-sol par l'orifice rectangulaire qui s'étend devant toute la longueur de la devanture. On les laisse refroidir pendant un temps suffisant, puis on les enlève sur des wagonnets.

Le nettoyage une fois terminé, on inspecte l'intérieur de chaque creuset et l'on sonde au crochet les cavités qu'on peut apercevoir sur ses parois. Si elles ne sont pas trop grandes, on les remplit de pâte réfractaire qu'on met en place au moyen du herpais.

Le nettoyage d'une rangée une fois terminé, on en commence le chargement; ce travail est fait, suivant les cas, soit par le brigadier seul, soit par le brigadier et le grand manœuvre, commençant, l'un par l'extrémité, l'autre par le milieu de la rangée.

Pour charger un creuset, on remplit la cuiller (fig. 142) en l'enfonçant dans le bac (fig. 144) que le petit manœuvre a amené près de la devanture du four et où il a soin de renouveler le mélange de temps en temps : cette cuiller une fois remplie, on l'engage jusqu'au fond du creuset et on la retourne, en l'appuyant sur la matière qu'on vient de déposer, de manière à tasser celle-ci. Pour remplir la partie du creuset voisine de la gueule, on remplace souvent cette manœuvre, analogue à celle usitée dans la méthode silésienne, par un simple lancement du contenu de la cuiller, comme si l'on chargeait à la pelle. On finit par un bourrage pratiqué avec la cuiller et par un épinglage pratiqué en

©BIU Santé

enfonçant un petit ringard spécial près de la génératrice supérieure du creuset, jusqu'au fond de celui-ci. En réservant de cette manière aux gaz et aux vapeurs de zinc un canal de dégagement, on diminue la résistance opposée à leur écoulement et on atténue les chances de filtration du métal à travers les parois du creuset.

Quelquefois on ne bourre pas la charge, et on supprime l'épinglage ; la densité de chargement obtenue dans ces conditions n'est que de 0,6 environ, au lieu d'atteindre ou de dépasser 0,9, chiffre ordinaire dans les usines belges.

Souvent on met le tube en place aussitôt le chargement effectué ; le petit manœuvre l'engage de $0^m,02$ à $0^m,03$ dans la gueule du creuset, l'appuie vers l'avant sur un morceau de brique reposant sur la taque en fonte et le lute (le *cale*) par projection de boules d'argile maigre, mélangée souvent d'un peu de poussier de charbon. D'autres fois, on ne pose les tubes qu'une fois la rangée complètement chargée. On met en place les étouffoirs seulement au moment où le zinc commence à distiller; dans ce cas, pour éviter les rentrées d'air et par suite la formation de crasses oxydées, très adhérentes aux parois des tubes, on obstrue partiellement l'orifice extérieur de ceux-ci avec un peu de poussier de charbon.

Une fois la première rangée terminée, on effectue le nettoyage et le chargement des rangées suivantes de la même manière. Pour les rangées les plus élevées, il faut souvent monter sur une table roulante qu'on amène près de la devanture. La gêne qui en résulte pour le travail est une des raisons qui ont contribué à amener une diminution de hauteur des fours. Dans les types modernes, comportant cinq rangées seulement, l'axe des creusets les plus élevés n'est qu'à deux mètres du sol d'usine, ce qui permet à la rigueur d'effectuer la charge sans échafaudage.

On peut estimer que le nettoyage et le chargement d'un creuset durent de cinq à six minutes en moyenne. Avec les faibles charges usitées autrefois, lorsque la distillation se faisait par périodes de douze heures, le travail était terminé vers neuf heures du matin; il ne l'est guère aujourd'hui avant onze heures, bien que l'heure du changement de poste soit généralement fixée à cinq heures.

Une fois le chargement fini, le petit manœuvre (ou le manœuvre unique) vérifie le calage des tubes et de la devanture; il le complète au besoin, puis il va chercher les éléments de la charge suivante qu'il dépose en face du four, près du mur de la halle. Il quitte alors l'usine pour y revenir le soir, un peu avant six heures, si l'on fait deux charges par jour, le lendemain matin seulement, si l'on n'en fait qu'une.

Pendant la période de chargement, la température du four s'est considérablement abaissée : on ne cherche pas à la relever prématurément, car une distillation trop rapide gênerait l'achèvement de la charge; de plus elle donnerait lieu à des pertes par condensation incomplète, les étouffoirs ne pouvant être mis en place qu'une fois le chargement terminé.

Le brigadier, chargé spécialement de la conduite du feu, se contente d'entretenir celui-ci, pendant la période de chargement, juste autant qu'il faut

©BIU Santé

pour ne pas trop laisser refroidir son four. Une fois cette période terminée, il décrasse bien la grille soit par-dessus, soit par-dessous, au moyen d'un ringard qu'il appuie sur des barreaux ou sur des étriers en fer placés à une certaine distance au-dessous de la grille elle-même, puis il charge fortement et ouvre en grand les clapets ou les registres de tirage. La température s'élève rapidement; au bout de peu de temps on voit se dégager de chaque tube une flamme, de couleur variable suivant la rangée.

Le premier effet de l'échauffement de la charge est de faire dégager des fumées dues à la distillation de l'eau hygrométrique et de l'eau de constitution du charbon de mélange; plus tard apparaît une flamme rougeâtre, correspondant à la combustion des hydrocarbures. Peu à peu, cette flamme devient plus éclairante et passe au bleu verdâtre; cette coloration indique que la distillation du zinc commence et qu'il faut mettre les étouffoirs en place. On les engage sur l'extrémité de l'allonge et on les appuie vers leur milieu sur des barres de fer placées horizontalement à une certaine distance de la devanture, parallèlement à celle-ci. La flamme, qui avait disparu un instant lors de la pose de l'étouffoir, reparaît bientôt à l'extrémité de celui-ci; sa longueur et son éclat permettent de contrôler la marche de la distillation. Si elle disparaissait momentanément, on devrait en conclure que l'étouffoir ou le tube sont obstrués par des dépôts de poussières ou de crasses : on les dégagerait en y introduisant un petit ringard en fer.

Quelquefois, si le calage a été mal fait, la moindre résistance à l'écoulement des gaz y provoque des fuites; le creuset *flambe au zinc*. On doit alors renforcer le calage, tout en dégageant au ringard le tube et l'étouffoir.

D'autres fois, la flamme acquiert un développement anormal; cela tient à une distillation trop active, pouvant donner lieu à des pertes par défaut de condensation. Si cet inconvénient se manifeste sur toute une rangée ou même sur plusieurs rangées de creusets, c'est que l'allure du four est trop chaude; on y remédie en laissant tomber le feu. Quand il se produit sur certains creusets seulement, c'est que la circulation de la flamme ne se fait pas uniformément dans toute la section horizontale du four. Pour obvier à cet inconvénient, on peut modifier la position des briques de réglage placées sur les ouvreaux de la voûte, mais on préfère ne pas recourir trop souvent à ce moyen. On se contente alors de refroidir le creuset surchauffé en pratiquant près de sa gueule, dans le calage de la devanture, quelques trous de 3 à 4 centimètres de diamètre. Il faut remarquer que cette manière de procéder suppose que le four marche en dépression et qu'elle ne serait pas compatible avec le soufflage de la chauffe; elle a l'inconvénient de refroidir les rangées supérieures de creusets, dont la température est déjà à peine suffisante.

Lorsqu'il s'est condensé dans le tube une quantité de zinc suffisante pour remplir toute sa capacité utile, il faut enlever sans retard le métal liquide; autrement il se déverserait dans l'étouffoir, d'où il serait assez difficile de l'extraire, surtout si cet appareil était de forme renflée. De plus, les déversements accidentels de zinc liquide risqueraient de brûler les ouvriers qui travaillent près de la devanture; c'est là une raison pour ne pas trop espacer les

©BIU Santé

tirages et pour les commencer par les rangées supérieures. Cette manière de procéder concorde avec le système consistant à opérer le chargement dans l'ordre descendant, elle est justifiée en outre par l'habitude de charger des crasses et des poussières de zinc dans les rangées supérieures, puisque la haute teneur de ces charges donne lieu à un remplissage relativement rapide des tubes.

L'extraction du zinc (*tirage*) des tubes du four belge peut être faite à la rigueur par un seul ouvrier; elle l'est ordinairement par deux hommes, soit par le brigadier et le grand manœuvre, soit par les brigadiers de deux fours voisins, lorsque les ouvriers de cette catégorie restent seuls à l'usine pendant la journée.

On enlève les étouffoirs de deux files verticales contiguës, en commençant par une extrémité du four, et on les secoue dans le bac à poussières; si une inflammation se produit, on l'arrête immédiatement en mettant le couvercle en place. Quelquefois on enlève également les étouffoirs voisins des trois rangées supérieures, pour éviter tout accident par suite de coulées imprévues de zinc pendant le travail. Un des deux ouvriers prend le poêlon et l'appuie par son bec sur la taque en fonte, au-dessous du tube extrême d'une rangée; l'autre introduit le grattoir à l'intérieur de ce tube et le retire par un mouvement assez brusque pour faire tomber le zinc dans le poêlon. Ce mouvement demande une certaine dextérité pour éviter de refouler dans le creuset du zinc qui se volatiliserait de nouveau, subissant par ce fait un déchet très sensible, et pour arriver à extraire complètement à chaque fois le métal accumulé dans le tube. Un seul homme peut à la rigueur exécuter cette opération, en tenant le poêlon de la main gauche et le grattoir de la main droite, mais il lui faut beaucoup de force et d'adresse pour y réussir. Le tirage terminé pour un creuset, on le commence pour un autre, jusqu'à ce qu'on ait réuni dans le poêlon une quantité de métal suffisante pour couler un lingot; on a d'ailleurs soin de mélanger toujours le zinc de poussières avec une forte proportion de zinc de minerai. La capacité adoptée pour le poêlon dépend du poids des lingots, poids ordinairement compris entre 15 et 20 kilogrammes, mais atteignant quelquefois 25 kilogrammes. Pour obtenir des lingots de faible poids, on coule le contenu d'un seul poêlon dans la lingotière; pour obtenir des lingots de 25 kilogrammes ou même davantage, on remplit d'abord un poêlon, puis on le pose près de la lingotière et on va en remplir un autre pour faire la coulée avec les deux simultanément.

Avant de couler, on écume le métal au moyen d'une palette en tôle et on jette les écumes dans un bac spécial; puis on le coule dans les lingotières, bien sèches et bien débarrassées de poussières; pendant la coulée, on a soin d'arrêter au moyen de la palette les crasses qui autrement pourraient venir flotter à la surface du lingot.

Quand on a effectué le tirage sur deux files verticales, on remet en place les étouffoirs et on enlève ceux des deux files voisines; on continue ainsi jusqu'à l'extrémité de la devanture. Le brigadier va ensuite s'occuper du foyer, qu'il décrasse et recharge de manière à élever progressivement la température du four et surtout celle des rangées supérieures, toujours moins chaudes que les

©BIU Santé

autres. Le problème de l'égalisation de la température entre les diverses rangées n'a pu être résolue d'une manière à peu près satisfaisante que par l'emploi de chauffes profondes ; encore ne peut-il l'être d'une manière simultanée pour les diverses rangées.

L'espacement des tirages de zinc dépend du rendement du minerai, de la rapidité de sa réduction et de la capacité des tubes. On cherche en général à faire trois ou quatre tirages seulement pendant la durée du traitement d'une charge, que cette durée soit de douze ou de vingt-quatre heures. Il y a intérêt, en effet, à ne pas trop multiplier les tirages; on diminue ainsi la fatigue des ouvriers, ainsi que les occasions de perte et de réoxydation du zinc. L'enlèvement momentané des étouffoirs cause un certain déchet sur les poussières, qui se dispersent dans l'atmosphère quand ces appareils ne sont pas en place. De plus, chaque manœuvre du grattoir introduit de l'air dans le tube et y provoque, aux dépens du zinc liquide, la formation de crasses zincifères adhérentes.

Si l'on traitait des minerais purs, il serait avantageux d'employer des tubes assez volumineux pour permettre de ne faire qu'un seul tirage par jour; mais en pratique, les minerais traités sont presque toujours plombeux, assez souvent cadmifères; leurs impuretés justifient la pratique des tirages multiples. Le cadmium se concentre dans les produits du premier tirage, le plomb dans ceux des derniers; les produits intermédiaires, plus purs, constituent un métal de qualité supérieure, pouvant se vendre à un prix relativement élevé.

Le chauffage du four doit être conduit de telle manière que la distillation soit terminée dans toutes les rangées une heure environ avant le changement de poste : on fait alors un dernier tirage à la suite duquel on ne remet pas les étouffoirs. Si le travail a été bien conduit, les rangées inférieures ne donnent plus à ce moment aucune flamme appréciable; la coloration bleu verdâtre, indice de la distillation du zinc, doit être à peine sensible dans les rangées supérieures et dans celles-là seulement. Le travail de nettoyage et de chargement recommence alors, dans les conditions décrites précédemment, si la période de traitement est de vingt-quatre heures; si cette période est de douze heures, il n'y a d'autre différence entre les deux opérations que la suppression du remplacement des creusets à la charge du soir. De cette suppression résulte, comme on l'a vu, une allure sensiblement plus chaude du four pendant la période de nuit.

Accidents de travail. — Les accidents en cours de travail sont dus principalement à la fêlure ou à la corrosion des creusets. Dans le premier cas, les vapeurs de zinc, appelées par le tirage du four, se dégagent à son intérieur; l'accident est signalé par l'apparition de fumées blanches au haut de la cheminée et par la disparition de la flamme qui se dégage ordinairement des étouffoirs. On peut contrôler ces indices en faisant un trou dans le calage de manière à observer directement le dégagement de fumées zincifères dans le four.

Si la distillation est déjà avancée, il n'y a qu'à attendre le commencement de la période suivante pour remplacer le creuset ; dans le cas contraire, on

©BIU Santé

vide immédiatement le creuset et on le bouche pour éviter les rentrées d'air froid.

Le percement de la paroi par corrosion cause des pertes en zinc comme les simples fissures, mais il a de plus le grave inconvénient de détériorer, par la coulée de scories fluides à laquelle il donne lieu, les creusets inférieurs qui se percent à leur tour ou même se brisent complètement et tombent en débris dans le foyer.

En dehors des creusets, les parties d'un four belge les plus sujettes aux avaries sont les cordons saillants du mur de fond et les pièces réfractaires diverses de la devanture. Il est assez difficile de remédier à la destruction des saillies du mur de fond; l'artifice ingénieux de la fausse paroi, employé à Ampsin, dans les conditions décrites plus haut, ne peut réussir qu'avec un personnel très expérimenté; encore ses avantages sont-ils, même dans ce cas, assez contestables. Il en est de même du remplacement des briques de cordon dans un four en feu, opération très difficile à réussir.

Le remplacement des pièces réfractaires de la devanture se fait au contraire sans difficulté. Il est assez fréquent parce que ces pièces reçoivent souvent des coulées de scories, amenées sur elles par l'inclinaison même des creusets vers l'avant. On l'exécute au commencement du poste, en même temps que le remplacement des creusets détériorés.

Durée des campagnes. — Dans les anciens types de fours belges, où le foyer était recouvert d'une voûte, la destruction de cette voûte limitait beaucoup la durée des campagnes, qui ne dépassait guère deux mois vers 1840. A Engis, les fours à deux devantures, avec mur de séparation posé sur une voûte recouvrant le foyer, n'ont fait pendant longtemps que des campagnes de cinq à six mois; ce chiffre a été élevé à huit ou neuf mois par la transformation de la chauffe et l'emploi de grandes briques spéciales pour la construction de la voûte.

La suppression de la voûte permit des campagnes de plus longue durée. Dès 1857, les fours de Moresnet marchaient de douze à seize mois sans grandes réparations. D'après M. G. Borgnet, les fours de Morriston faisaient vers 1875 des campagnes de plus de trois ans; il est vrai que ce résultat n'avait été obtenu que grâce à l'emploi de dispositions peu satisfaisantes au point de vue de l'économie de combustible. Aujourd'hui, les campagnes des fours à chauffes gazogènes durent vingt à vingt-deux mois au moins, trente-cinq à trente-six quelquefois, sans donner lieu à des consommations de combustible exagérées, comme autrefois à Morriston.

Mise hors feu. — La longue durée des campagnes est un avantage au point de vue économique, car elle répartit sur une période plus longue les frais de mise en feu et de grandes réparations du four. Mais il ne faudrait cependant pas tout sacrifier à ces considérations et conserver en marche un four trop endommagé ou bien entreprendre sur ce four, laissé en feu, des réparations difficiles et incertaines.

Lorsque la mise hors feu est imposée par un accident imprévu, on enlève des

©BIU Santé

creusets les charges dont la réduction n'est pas trop avancée et on les répartit entre les autres fours de l'usine; on fait de même pour les tubes et pour les creusets en bon état; puis on laisse tomber le feu. Dès que le four est suffisamment refroidi, on démolit toute la partie réfractaire de la devanture, puis on pénètre à l'intérieur du four pour retailler les parties détériorées et ménager le logement des briques neuves destinées à remplacer les anciennes. L'intérieur ainsi réparé, on reconstruit la devanture et on sèche le four de manière à pouvoir le mettre rapidement en feu au moment opportun.

Traitement des poussières. — Aujourd'hui, les poussières condensées dans les étouffoirs sont presque partout repassées dans une des rangées supérieures du four; on a vu quelles sont les raisons qui influent sur le choix de la rangée. Quelquefois on traite ces poussières dans un appareil spécial, le four Montefiore, qui sera décrit plus loin; autrefois, on les réduisait souvent dans une campagne spéciale, précédant immédiatement la mise hors feu des fours.

Il y a intérêt à ne pas laisser trop longtemps les poussières en magasin avant de les traiter; avec le temps, l'oxydation du zinc fait des progrès, le traitement devient plus difficile, et le rendement moindre. D'un autre côté, il n'y a pas besoin de chauffer bien énergiquement pour réduire les poussières. C'était cette dernière raison qui motivait le traitement des poussières dans des fours déjà usés, incapables de donner une température suffisante pour le traitement des minerais.

Lorsqu'un four réduisait des poussières, on n'y faisait qu'une seule charge par vingt-quatre heures et on laissait refroidir au rouge sombre avant de commencer le chargement, afin d'éviter une distillation trop brusque, qui donnerait des pertes importantes. La proportion de charbon ajoutée était relativement faible, un tiers en volume vers 1840 (Piot et Murailhe, *loc. cit.*), un tiers en poids vers 1870 (Massart, *loc. cit.*). Souvent on n'employait pas d'étouffoirs et on se bornait à fermer partiellement l'orifice du tube au moyen d'un bourrelet d'argile. Cette manière de procéder permettait de suivre plus facilement la marche de la distillation, mais elle risquait d'exagérer les pertes.

On devait élever progressivement la température du four jusqu'à la fin de l'opération, en y apportant beaucoup de précaution; on réglait le chauffage d'après la longueur de la flamme sortant des tubes. Les tirages étaient relativement fréquents à cause du rendement élevé de la charge. Ce rendement était à Engis, vers 1870, de 77 unités pour une teneur de 81; l'écart se réduisait donc à 0,05 environ du zinc contenu, alors qu'il était, dans les mêmes fours et à la même époque, de 0,28 pour des minerais tenant 40 p. 100 de zinc.

Le métal provenant du traitement des poussières est dur et cassant; ces propriétés sont dues, soit à une proportion relativement élevée de cadmium, soit à la présence d'une certaine quantité d'oxyde dissous dans le métal. Elles expliquent pourquoi on cherche aujourd'hui à répartir le zinc de poussières aussi uniformément que possible dans la masse de la production, supprimant ainsi le traitement spécial qu'on pratiquait autrefois.

©BIU Santé

RÉSULTATS ÉCONOMIQUES DE LA MÉTHODE BELGE

Les éléments caractéristiques du travail des anciens fours belges, munis de grilles ordinaires, pendant la période qui s'étend depuis les origines de la méthode jusque vers 1875, sont résumés dans un tableau ci-joint. Les unités employées sont le mètre et le kilogramme.

Observations. — Les chiffres contenus dans ce tableau ne présentent pas tous les mêmes garanties d'exactitude ; quelques-uns d'entre eux ont été obtenus par estimation, en prenant pour base des données concernant d'autres appareils contemporains. Il convient de faire à ce sujet les observations suivantes :

1° **Four de Stolberg — 1818.** — Les éléments contenus dans cette colonne proviennent du journal de voyage de Hollunder. Les consommations par tonne ne sont pas indiquées par cet auteur, sauf en ce qui concerne le combustible; la teneur du minerai ne l'est pas davantage, mais on peut adopter pour cette teneur le chiffre donné par Rivot vingt-cinq ans plus tard pour des minerais de même origine.

2° **Four de Moresnet — 1840.** — Chiffres très complets fournis par Piot et Murailhe (*A. d. M.*, 4e série, t. V, p. 273).

3° **Four de Moresnet — 1857.** — Chiffres assez détaillés, mais moins concordants que les précédents, publiés par Thum (*B. u. H. Ztg.*, 1860). Les dimensions exactes des creusets ne sont pas indiquées dans ce travail.

4° **Four de Saint-Léonard** (Liège) — **1860.** — Sauf en ce qui concerne l'absence d'indications sur les dimensions des creusets, ces éléments sont à la fois complets et authentiques. Ils sont extraits du rapport d'une commission spéciale chargée d'étudier un système adopté par la Société de la Vieille-Montagne à l'usine de Saint-Léonard, pour condenser les fumées des fours à zinc (*Ann. des Tr. publ. de Belgique*, t. XVIII, p. 129 à 167).

6° **Engis — 1870.** — Documents très complets publiés par M. Massart en 1871 (*Rev. univ.*, 2e série, t. XXIX, p. 313 à 349).

5° **Corphalie — 1860.** — Données extraites d'un mémoire rédigé en 1861, par M. Duporcq, comme élève ingénieur des Mines, et complétées au moyen d'indications fournies par M. Wesmaël, directeur actuel de l'usine.

7° **Morriston — 1875 à 1876.** — Éléments provenant de la description détaillée des usines de Morriston par M. G. Borgnet (*Rev. univ.*, 2e série, t. II, p. 567 à 635).

©BIU Santé

	STOLBERG 1818	MORESNET 1840
Nombre de creusets par four	22	46
— de rangées de creusets (utiles)	6	8
Diamètre intérieur d'un creuset	0,12	0,15
Longueur intérieure d'un creuset	0,90	1,03
Section transversale (intérieure)	0,0113	0,0177
Rapport de cette section au périmètre	0,03	0,037
Capacité intérieure d'un creuset	0,0102	0,0183
— de l'ensemble des creusets (v)	0,224	0,84
Hauteur intérieure du four	1,60	2,60
Longueur — —	1,25	1,87
Profondeur intérieure du four (perpendiculaire à la devanture)	0,85	0,70
Volume intérieur (chauffe non comprise) (V)	1,53	3,01
Valeur du rapport $\frac{V}{v}$	6,9	3,6
Longueur de la grille	1,25	1,65
Largeur —	0,85	0,40
Surface — (s)	1,06	0,66
Valeur du rapport $\frac{V}{s}$	1,46	4,56
Profondeur de la chauffe	0,45	0,60
Durée d'une période de travail (en heures)	12	12
Charge de minerai par four	191	500
— — par creuset	8,7	10,9
— — par mètre cube de capacité des creusets	855	595
Rapport (en poids) du charbon de mélange au minerai	0,08	0,50
Charge totale par four	206	750
— par creuset	9,4	16,3
— par mètre cube de capacité de creuset	920	895
Production de zinc par charge	40	157,5
— — par 24 heures	80	315
Teneur du minerai (calciné ou grillé)	0,35 (?)	0,482
Rendement du minerai (calciné ou grillé)	0,21	0,308
Ecart. — Par rapport au poids du minerai	0,14	0,174
— — du zinc contenu	0,40	0,36
Rendement servant de base au calcul des primes	»	»
Durée moyenne d'un creuset (en jours)	?	10
Consommations.		
Par four et par charge. — Charbon de mélange	70	250
— de chauffe	865	675
— total	935	925
Nombre de creusets	»	2,27
— de journées d'ouvrier	»	5,40
Par tonne de minerai calciné ou grillé. — Charbon de mélange	80	500
— de chauffe	4.500	1.350
— total	4.580	1.850
Nombre de creusets	»	4,54
— de journées d'ouvrier	»	5,20
Par tonne de zinc produit. — Charbon de mélange	»	1.620
— de chauffe	»	4.380
— total	»	6.000
Nombre de creusets	»	14,75
— de journées d'ouvrier	»	16,9

©BIU Santé

MORESNET 1857	SAINT-LÉONARD (Liège) 1830	CORPHALIE 1860	ENGIS 1870	MORRISTON (près Swansea) 1876
61	56	42	46	120
8	7	6	6	6
0,15	0,15	0,16	0,16	0,15/0,22
1,10	1,10	1,10	1,045	1,20
0,0177	0,0177	0,0201	0,0201	0,0234
0,037	0,037	0,04	0,04	0,038
0,0195	0,0195	0,0221	0,021	0,0283
1,19	1,09	0,927	0,965	3,40
3,20	2,95	2,70	1,90	3,00
2,45	1,98	2,40	2,55	6,20
0,95	0,95	1,00	0,92	1,12
7,05	5,15	6,20	4,35	21
5,95	4,72	6,7	4,51	6,2
1,40	1,40	1,40	2,50	0,61
0,60	0,40	0,40	$0,40 \times \frac{1}{2}$	$5 \times 0,17$
0,56	0,56	0,56	0,50	0,52
12,6	9,2	11,1	8,7	40
0,95	»	»	0,50	0,90
12	12	12	12	24
600	504	402	450	2.100
9,85	8,0	9,6	9,8	17,5
505	410	435	466	620
0,54	0,50	0,63	0,46	0,5
924	757	655	656	3.240
15,1	12,04	15,6	14,4	26,2
775	620	702	685	932
234	165	117,5	130,5	850
468	370	237	261	850
0,50	0,478	0,411	0,403	0,509
0,39	0,367	0,295	0,290	0,404
0,11	0,111	0,116	0,113	0,105
0,22	0,232	0,283	0,28	0,206
»	»	»	0,25	0,38—0,39
15,6	17	8,4	16	30
320	252	253	210	1.050
860	700	575	645	4.675
1.180	952	828	855	5.725
2,2	1,65	2,5	1,77	4,0
2,9	2,5	2,25	2,63	5,0
530	500	630	470	500
1.430	1.390	1.430	1.430	2.225
1.960	1.890	2.060	1.900	2.725
3,67	3,28	6,24	3,94	1,9
4,85	4,96	5,53	5,83	2,38
1.360	1.530	2.140	1.165	980
3.670	4.240	4.850	3.550	4.380
5.030	5.770	6.990	4.715	5.360
9,4	10,0	21,1	9,77	2,74
12,4	15,1	18,7	14,5	4,68

©BIU Santé

Dimensions des creusets et des fours. — Ces chiffres mettent en évidence l'agrandissement progressif des fours belges; agrandissement dont les étapes successives ont été exposées plus haut.

Teneur des minerais. — La teneur des minerais traités en Belgique a toujours été élevée; elle était de 50 p. 100 au moins à Saint-Léonard, à l'origine de la méthode et n'est guère descendue au-dessous de 40 p. 100 par la suite. C'est une différence essentielle avec la Silésie, où la teneur du minerai calciné s'est abaissée constamment : de 45 p. 100 à l'origine, elle est descendue aujourd'hui à une moyenne de 25 à 30 p. 100.

Densité de chargement. — La densité de chargement des creusets belges a été forte dès l'origine, sauf à Engis, où l'on semble avoir évité systématiquement le bourrage énergique pratiqué dans les autres usines. Le coefficient exceptionnel relatif aux fours primitifs de Stolberg doit être attribué à la faible proportion de charbon de mélange.

Rendement. — Dans les anciens fours belges, *l'écart* était fort élevé. Celui de 40 p. 100, calculé pour Stolberg en 1818, est hypothétique, puisque la teneur initiale du minerai a été simplement estimée; mais celui de 36 p. 100, calculé pour Moresnet en 1840, doit s'écarter peu de la réalité. Sa valeur élevée doit être principalement attribuée à l'état de combinaison d'une partie de l'oxyde de zinc avec la silice.

Malgré le soin de plus en plus grand apporté dans la conduite du travail et l'intensité toujours croissante du chauffage, l'écart n'était guère descendu au-dessous d'un cinquième de la teneur jusqu'au moment où l'on a substitué les grilles gazogènes aux grilles ordinaires. Ce résultat était inférieur à celui obtenu en Silésie à la même époque, si l'on tient compte de la différence de teneur des minerais traités.

Consommation de combustible. — Il convient de mettre à part le four primitif de Stolberg et les fours de Morriston, munis de chauffes trop étroites et soumis à un refroidissement énergique par leur face d'arrière. Ces deux cas éliminés, la consommation moyenne de charbon de chauffage par tonne de minerai n'était guère, dans les usines belges, que la moitié de ce qu'elle était dans les usines silésiennes. La consommation de charbon de mélange était en proportion inverse.

Durée moyenne des creusets. — A l'opposé de ce qui s'est passé en Silésie, la durée des creusets a constamment augmenté depuis les débuts de la méthode. Très faible en 1818 à Stolberg, où les creusets cassaient quelquefois à peine introduits dans le four, elle était de dix jours à Moresnet en 1840, de seize à dix-sept jours vingt à trente ans plus tard, dans la même usine, et d'un mois à Morriston en 1876. Ce dernier chiffre représente à peu près la moyenne obtenue dans les usines actuelles.

L'amélioration réalisée à cet égard doit être attribuée au perfectionnement

©BIU Santé

de la fabrication des creusets et à la régularisation plus parfaite de la distribution de la flamme dans le four.

FRAIS DE PREMIER ÉTABLISSEMENT DES FOURS BELGES

Le tableau ci-dessous indique les frais de construction de divers types de fours belges, la quantité correspondante de minerai traitée par an, en admettant trois cent trente jours de travail moyen, réparations déduites, et le capital nécessaire pour le traitement d'une tonne par an.

	MORESNET (1840)	ENGIS (1870)	MORRISTON (1876)
Nombre de creusets contenus dans un massif	184	184	120
Quantité de minerai traitée par an (en tonnes)	1.320	1.188	693
Frais de construction (en francs)	8.877	8.258	11.269
Frais rapportés à une t. de minerai traitée annuellement.	6f,72	6f,96	16f,27

Les deux premiers devis ont été établis en partant de prix de matériaux comparables, un peu plus avantageux cependant pour le second ; le troisième a été calculé au contraire en prenant pour base des prix élémentaires relativement élevés.

Ces chiffres ne comprennent pas les frais de construction de la halle qui recouvre le four; ils ne sont donc pas tout à fait comparables avec ceux que nous avons donnés en décrivant les anciens fours silésiens. Il ressort de ceux-ci que, vers 1858, les frais de premier établissement des fours seuls représentaient, en Silésie, 8f,39 par tonne de calciné traitée par an; même en en déduisant la dépense afférente aux soles servant à la calcination de la calamine et à la cuisson des moufles, ce chiffre est au moins équivalent à celui qui vient d'être indiqué pour les fours belges.

FRAIS DE TRAITEMENT DU MINERAI ET PRIX DE REVIENT DU ZINC

Nous avons fait observer, à l'occasion de la méthode silésienne, que ce sont les frais de traitement par tonne de minerai qui constituent la caractéristique principale de la valeur d'un procédé ; nous y joindrons cependant, dans la mesure du possible, l'indication du prix de revient de la tonne de zinc.

©BIU Santé

Moresnet — 1840.

	PRIX DE BASE	FRAIS PAR TONNE DE MINERAI		PRIX DE REVIENT DE LA TONNE DE ZINC	
		Quantités	Valeurs	Quantités	Valeurs
Calamine	10f,76 la tonne	»	»	3t,265	35f,23
Houille	22f,70 —	1t,845	41f,78	6t,0302	136f,79
Creusets.	2f,00 la pièce	4cr,54	9f,09	14cr,75	29f,71
Briques réfractaires.	50f,00 la tonne	0t,0185	0f,92	0t,0602	3f,01
Terre réfractaire . .	25f,00 —	0t,020	0f,46	0t,0656	1f,51
Fonte	230f,00 —	0t,0192	4f,50	0t,0626	14f,71
Fer et acier.	»	»	0f,72	»	2f,35
Main-d'œuvre. . . .	4f,30 la journée	3,13	13f,43	10,2	43f,82
Frais divers.			1f,03		3f,38
			71f,93		270f,51
Frais généraux . . .			9f,19		30f,00
	Total.		81f,12		300f,51

Moresnet — 1857. — Les chiffres relatifs à cette usine sont extraits du mémoire de Thum (*B. u. H. Ztg.*, 1860, p. 6 et 49); ceux qui résultent de la combinaison de la consommation et des prix de base fournis par l'auteur (I) ne concordent pas exactement avec ceux (II) que l'on peut déduire du prix de fabrication de la tonne de zinc, tel qu'il l'indique explicitement (p. 49). Il est probable que ces derniers chiffres comprennent certaines consommations de main-d'œuvre et de combustible qui ne figurent pas dans la première évaluation.

	FRAIS PAR TONNE DE MINERAI		FRAIS PAR TONNE DE ZINC	
	(I)	(II)	(I)	(II)
Houille. . 1t,960 à 9f,60	18f,82	20f,46	50k,25 = 48f,25	52f,50
Creusets { 3cr,67 à 2f,10 représentant 0t,140 de pâte réfractaire à 55f,05. . . . . }	7f,71	8f,90	9k,41 = 19f,77	22f,80
Tubes. . . 5k,95 à 0f,15	0f,89	1f,68	15k,25 = 2f,28	4f,30
Matières réfractaires diverses	0f,31	0f,31	» 0f,80	0f,80
Fer, fonte, etc.	0f,23	0f,23	» 0f,60	0f,60
Main-d'œuvre. 3j,35 à 4f,10	13f,49	17f,55	11k,15 = 34f,59	43f,00
	41f,45	49f,13	106f,29	126f,00

Corphalie — 1860. — Les chiffres relatifs à cette usine sont extraits du mémoire de M. Duporcq, déjà cité.

NATURE DES FRAIS	PAR FOUR ET PAR JOUR	PAR TONNE DE MINERAI	PAR TONNE DE ZINC
Houille de chauffage. .	15f,71	19f,40	66f,50
— de réduction. .	2f,76	3f,41	11f,60
Creusets.	10f,97	13f,52	46f,00
Tubes	0f,77	0f,85	2f,90
Etouffoirs	0f,07	0f,09	0f,30
Outils	0f,40	0f,50	1f,70
Réparations et divers .	1f,66	1f,98	6f,70
Main-d'œuvre	13f,22	16f,45	55f,90
Surveillance.	0f,40	0f,50	1f,70
	46f,04	56f,70	193f,59

©BIU Santé

Engis — 1870. — D'après Massart (*loc. cit.*).

	PRIX DE L'UNITÉ	FRAIS PAR TONNE DE MINERAI		PRIX DE REVIENT DE LA TONNE DE ZINC	
		Quantités	Valeurs	Quantités	Produits
	—	—	—	—	—
Minerai	71f,00 la tonne	»	»	3t,44	247f,00
Charbon de grille	11f,77 —	1t,430	16f,8	4t,91	57f,80
— de réduction	10f,00 —	0t,435	4f,44	1t,495	14f,96
Creusets	1f,57 la pièce	3cr,94	6f,19	13cr,6	21f,30
Tubes	0f,274 —	5tu,83	1f,60	20tu,0	5f,52
Briques réfractaires	38f,00 la tonne	0t,044	1f,69	0t,153	5f,81
Terre réfractaire	20f,00 —	0t,007	0f,42	0t,025	1f,45
Argile ordinaire	»	»	0f,31	»	1f,06
Fer	18f,80	0t,004	0f,74	0t,013	2f,54
Main-d'œuvre des fours	»	3t,2	9f,14	11t,0	31f,50
Main-d'œuvre de transport	»	»	2f,10	»	7f,25
Main-d'œuvre de réparations	»	»	0f,55	»	1f,88
Frais divers	»	»	0f,42	»	1f,46
			44f,30		397f,00

Morriston — 1876. — D'après G. Borgnet (*loc. cit.*).

	PRIX DE L'UNITÉ	FRAIS PAR TONNE DE MINERAI		PRIX DE REVIENT DE LA TONNE DE ZINC	
		Quantités	Valeurs	Quantités	Valeurs
	—	—	—	—	—
Charbon de grille	6f,10 la tonne	2t,21	13f,59	»	33f,63
— de réduction	5f,00 —	0t,538	2f,69	»	6f,66
Manutention des charbons	»	»	1f,12	»	2f,77
Creusets	5f,03 la pièce	1t,9	9f,56	»	23f,65
Tubes	0f,11 —	6t,81	0f,76	»	1f,87
Réparations Fours	»	»	8f,38	»	20f,73
Réparations Outillage	»	»	2f,65	»	6f,56
Réparations Bâtiments	»	»	3f,57	»	8f,83
Matériaux divers	»	»	0f,54	»	1f,33
Main-d'œuvre Fours	»	»	17f,15	»	42f,43
Main-d'œuvre Surveillance	»	»	1f,93	»	4f,80
Main-d'œuvre Divers	»	»	2f,00	»	3f,94
Frais généraux	»	»	7f,34	»	18f,17
Impôts et redevances	»	»	1f,25	»	3f,09
			72f,53		178f,46
Minerai			»		290f,67
Déchargement et transport du minerai			3j,21		8f,00
			75f,74		469f,13
Frais de production du métal brut.					
Transport du métal, commissions de vente, etc.			»		25f,00

©BIU Santé

COMPARAISON DES MÉTHODES BELGE ET SILÉSIENNE

On a recommencé bien des fois, au double point de vue technique et économique, la comparaison des deux méthodes principales de la métallurgie du zinc sans aboutir à aucune conclusion précise, faute d'avoir pris soin de rapprocher des éléments réellement comparables. Le groupement, dans les tableaux des pages 282 et 360, des éléments caractéristiques d'un certain nombre de fours des deux types, donne la possibilité de conclure avec plus de certitude.

Au point de vue technique, la différence principale entre les deux méthodes est un écart considérable en ce qui concerne la densité de chargement; pour les creusets belges, cette densité est sensiblement double de ce qu'elle est pour les moufles silésiens. En compensation, le rapport entre la capacité totale des récipients et celle du laboratoire du four est plus élevé dans les fours silésiens que dans les fours belges (1), mais dans une proportion trop faible pour égaliser, dans les deux cas, l'utilisation de l'espace chauffé.

Le rapport de la capacité du laboratoire à la surface de grille est un autre élément caractéristique, différenciant les divers fours; il représente la hauteur d'une cuve à parois verticales, ayant même surface que la grille du four considéré avec un volume égal à celui de ce four. La *hauteur réduite* du laboratoire, ainsi définie, varie entre 8 et 11 mètres, tant pour les fours belges que pour les fours silésiens. Les deux systèmes diffèrent donc peu à ce point de vue; mais, à égalité de volume, le laboratoire du four silésien comporte un chauffage moins efficace que celui du four belge, parce que les flammes y tendent à suivre la voûte, au lieu de circuler au contact des creusets.

Les fours Borgnet, expérimentés à Morriston, avaient une hauteur réduite quadruple environ de la moyenne. Cette proportion anormale provient de l'étroitesse exagérée des grilles, étroitesse dont l'effet n'est pas suffisamment compensé par la multiplicité de celle-ci. Elle constitue une des défectuosités de ce type mal combiné.

La comparaison des formules silésienne et belge, dans leur état primitif, a été obscurcie par les différences considérables de prix existant entre les matériaux, les combustibles, la main-d'œuvre, etc., dans les localités où l'on appliquait ces formules. En ce qui concerne les frais de traitement, les éléments d'un rapprochement rationnel ne se trouvent guère que dans les fours de Valentin Cocq et de Moresnet, qui travaillaient dans des conditions économiques sensiblement identiques.

Teneur et rendement des minerais. — Les minerais traités en Silésie ont toujours eu une teneur moindre que ceux traités en Belgique. A l'origine, la différence était peu marquée; encore était-elle atténuée en fait par

(1) Les évaluations de ce rapport données autrefois par M. Havrez (*Rev. univ.*, 1re série, t. XI, p. 411), sont beaucoup trop faibles, surtout en ce qui concerne les fours belges; il en est de même des chiffres fournis par cet auteur, pour le rapport du volume du laboratoire à la surface de grille.

©BIU Santé

la proportion considérable d'oxyde de zinc contenue à l'état de silicate dans les minerais de Moresnet. Mais cette différence, faible au début, a constamment augmenté depuis; aujourd'hui, en Belgique, la teneur moyenne des minerais traités n'est pas de beaucoup inférieure à 50 p. 100, tandis qu'elle tombe souvent au-dessous de 25 p. 100 en Silésie. Une inégalité aussi marquée exerce une influence inévitable sur le rendement; elle constitue un désavantage apparent au préjudice de la méthode silésienne. Cependant la comparaison des résultats obtenus autrefois à Valentin Cocq et à Moresnet, avec des minerais de même teneur, ne fait ressortir que des différences de rendement très faibles, de même ordre que celles qui se produisent d'une année à l'autre dans une même usine. Il est vrai que les fours silésiens installés en Belgique y ont toujours été conduits à une allure plus chaude qu'en Silésie; dans ce dernier district, la nécessité de ménager les produits médiocrement réfractaires dont disposent les usines amène celles-ci à limiter la température de leurs fours et par suite à accepter un écart de rendement relativement élevé.

Combustible. — Dans les usines silésiennes, la consommation totale de houille, par tonne de minerai calciné, était d'environ 3t,5; elle était de 2 tonnes seulement dans les usines belges. Cette différence tient en partie aux méthodes elles-mêmes, en partie à la qualité de la houille employée. Si l'on prend pour point de comparaison les fours silésiens chauffés avec des houilles grasses, on trouve encore des résultats assez divergents, 3 tonnes par exemple, à Stolberg et 4 à Llansamlet; l'élévation du chiffre relatif à cette dernière usine, paraît tenir à l'insuffisance de la profondeur de la chauffe. A Valentin Cocq, on était arrivé à abaisser la consommation à 2t,6 et même 2t,34 par tonne de minerai, l'écart par rapport à la méthode belge se trouvait donc sensiblement réduit.

La houille a toujours été employée dans les usines belges sous forme de tout-venant ou de menu, tandis que les usines silésiennes ne consommaient, à l'origine, que du gros charbon; les houilles sèches de la Haute-Silésie ont trop de tendance à tamiser, sous forme d'escarbilles, pour qu'on puisse les brûler à l'état de menu sur des grilles à barreaux droits. Il y avait cependant un intérêt considérable, au point de vue économique, à substituer le menu au gros charbon; aussi est-ce surtout en vue d'arriver à cette substitution qu'on a fait subir au four silésien des modifications importantes.

Produits réfractaires. — La rareté des indications fournies à cet égard par les auteurs rend la comparaison difficile; on peut estimer que la consommation totale de pâte réfractaire sèche, par tonne de minerai, était d'environ 100 kilogrammes dans la méthode silésienne et 200 dans la méthode belge. Cette différence tient en partie à l'intensité moindre du chauffage dans les fours silésiens, en partie au mode d'application de ce chauffage qui, pour les moufles, porte surtout sur la voûte, c'est-à-dire sur une paroi sans contact intime avec la charge, tandis que dans le four belge le coup de feu agit sur le dessous des creusets, c'est-à-dire sur une région exposée naturellement à l'action corrosive des scories. Les terres réfractaires employées en Silésie,

©BIU Santé

inférieures comme qualité à celles qui alimentent les usines belges, n'auraient probablement pas résisté à cette double influence. Depuis les essais faits à Lydogniahütte au commencement de ce siècle, on n'a jamais employé en Silésie de récipients distillatoires supportés simplement par leurs deux extrémités et soumis à l'action de la flamme sur toute leur surface extérieure.

Main-d'œuvre. — Le nombre de journées de travail nécessaires pour le traitement d'une tonne de minerai ressort, à première vue, comme un peu plus élevé dans la méthode silésienne que dans la méthode belge, même en négligeant les chiffres anormaux de Morriston. Si l'on tient compte de la différence d'effet utile entre le travail de l'ouvrier silésien et de l'ouvrier belge, l'écart disparaît ou change de sens. A Stolberg, en 1846, à Valentin Cocq, en 1857, le traitement d'une tonne de minerai au four silésien n'exigeait pas plus de journées d'ouvrier qu'au four belge, à la même époque et dans des conditions comparables. Tout compte fait, l'avantage serait plutôt, à cet égard, du côté du four silésien. Le rayonnement du four, atténué par la clôture des embrasures en dehors de la période de décrassage et de chargement, est bien moins pénible pour les ouvriers; le chargement y est plus facile; la période de travail, plus courte, n'exige pas l'adoption des postes de vingt-quatre heures, toujours pénibles pour le personnel. On peut donc employer au service des fours silésiens une main-d'œuvre moins expérimentée et moins chère que celle qu'exige le four belge.

Frais de premier établissement. — Les frais de premier établissement, pour une production déterminée, étaient peu différents dans les deux méthodes. Dans les anciennes usines silésiennes, ces frais, par tonne de minerai (calciné) traitée annuellement, étaient d'environ 8 francs pour le four lui-même et de 10 à 11 francs pour la portion correspondante des bâtiments; en Belgique, ils étaient de 7 francs environ pour le four seul. Ces chiffres se sont élevés progressivement par la suite, à mesure que la construction des appareils se perfectionnait.

Durée des campagnes. — A ce point de vue, les fours silésiens avaient primitivement un avantage très marqué sur les fours belges; les campagnes des premiers duraient un an au moins, celles des seconds trois mois au plus. Les progrès réalisés dans la construction des fours belges et l'accroissement de l'intensité du chauffage dans les fours silésiens ont tendu constamment à atténuer cette inégalité primordiale.

Résumé. — 1° La perte relative sur la teneur en métal diffère peu d'une méthode à l'autre, à richesse égale des minerais traités.

2° La consommation de combustible est sensiblement plus élevée dans la méthode silésienne; l'infériorité de cette méthode, au point de vue économique, se trouvait d'ailleurs aggravée, en Silésie, par la nécessité de ne brûler que du gros charbon.

3° La consommation de produits réfractaires était sensiblement double dans la méthode belge, la qualité de ces produits devant d'ailleurs y être meilleure que dans la méthode silésienne.

©BIU Santé

4° La consommation de main-d'œuvre, comptée en journées d'ouvrier, était peu différente, mais la méthode belge exigeait un personnel plus expérimenté.

5° Les frais de premier établissement, rapportés à la tonne de minerai traité, étaient un peu moindres en Silésie.

6° La durée des campagnes y était beaucoup plus longue.

TRANSFORMATION DES ANCIENNES MÉTHODES

Les deux méthodes principales de la métallurgie du zinc devaient logiquement évoluer dans des directions différentes. En Silésie, la préoccupation dominante allait être de diminuer la consommation de combustible et surtout de substituer à l'emploi du gros charbon celui du menu, beaucoup moins coûteux. Les usines belges, au contraire, devaient prendre pour objectif principal une régularisation plus parfaite du chauffage en vue d'obtenir une durée plus longue pour les creusets.

La différence considérable existant entre les usines belges et les usines silésiennes, au point de vue de l'approvisionnement en minerais, devait aussi exercer une influence spéciale sur la transformation des fours employés de part et d'autre.

En Silésie, les usines sont alimentées par des mines peu éloignées, leur appartenant le plus souvent en propre; le minerai y est donc compté, sinon au prix de revient, du moins à un taux peu différent. Elles peuvent utiliser ce minerai jusqu'à une très basse teneur (20 à 25 p. 100 en calciné), puisqu'elle n'ont guère à se préoccuper de la perte au traitement. Leur objectif est d'abaisser les frais directs plutôt que de réduire les pertes.

En Belgique, au contraire, les usines ne consomment guère que des minerais importés, achetés sur la base de leur teneur en zinc, avec déduction d'un écart déterminé et de frais de traitement réglés à forfait; les conditions des contrats sont ordinairement telles que le fondeur ait plus à gagner sur l'écart au rendement que sur la réduction des frais de traitement. L'atténuation des pertes en métal est, par suite, la préoccupation constante des usines belges, qui ont obtenu à cet égard des résultats remarquables.

Ces résultats doivent être attribués, pour une partie, à l'habileté croissante des ouvriers; mais ils tiennent surtout aux améliorations introduites dans la fabrication des creusets et dans le chauffage des fours. Le mode de condensation des vapeurs de zinc n'y a contribué en rien, car les usines belges n'ont pas modifié sensiblement celui qu'elles employaient à l'origine. Les progrès réalisés dans la fabrication des creusets seront exposés dans un chapitre spécial. Ceux obtenus dans le mode de chauffage ont eu pour objet l'obtention d'une température à la fois élevée et régulière plutôt qu'une économie sur la consommation de combusible. Une légère réduction sur la quantité de charbon employée a en effet moins d'importance, au point de vue économique, qu'un épuisement plus complet des résidus et une augmentation dans la durée des creusets.

©BIU Santé

En Silésie, on a réussi également, dans une certaine mesure, à diminuer les pertes au traitement. Le mode de fabrication des moufles n'a eu aucune part dans ce progrès, puisqu'il n'a subi aucune modification appréciable. On s'est borné à augmenter les dimensions et spécialement la longueur des récipients employés. Les principaux progrès réalisés ont consisté dans le perfectionnement du mode de chauffage et du système de condensation des vapeurs de zinc.

Les usines silésiennes ont renoncé, à partir de 1860, à l'emploi de l'ancienne botte coudée, pour y substituer celui d'allonges en terre réfractaire, condensant le zinc à l'état liquide, et suivies d'étouffoirs en tôle servant à recueillir les poussières. Ce système, dérivé du *tube* belge, avait été appliqué dès 1850 aux fours de Valentin Cocq et de Flône; de ces usines, il s'est propagé peu à peu jusqu'en Silésie.

Dans la région rhénane, la condensation des vapeurs de zinc s'effectue dans des allonges renflées, en terre réfractaire, suivies d'étouffoirs en tôle, comme dans le système belge; la seule différence est que les allonges sont plus grandes que les tubes belges et peuvent emmagasiner tout le zinc produit pendant une période de vingt-quatre heures. Le tirage s'effectue au grattoir, comme en Belgique.

En Silésie, au contraire, on emploie des allonges sans renflement, inclinées vers l'extérieur et fermées de ce côté par une plaque en terre réfractaire ou en fonte enduite d'argile. On coule le zinc en perçant un trou ménagé à la partie inférieure de cette plaque.

Le chauffage des fours à zinc s'effectue aujourd'hui suivant différents systèmes qui ont pour base commune la gazéification du combustible dans une chauffe profonde; ces systèmes diffèrent d'ailleurs en ce qui concerne les détails d'application de ce principe et le mode de réchauffage de l'air secondaire, effectué soit par circulation dans les parois du gazogène ou du four lui-même, soit par récupération de la chaleur emportée par les flammes perdues.

Le premier système semble, à première vue, médiocrement rationnel. La circulation de l'air dans les parois du gazogène refroidit celui-ci et diminue sa puissance de gazéification, car il augmente la valeur du rapport $\frac{CO^2}{CO}$ dans les gaz produits; appliqué au four lui-même, il a l'apparence d'un contre-sens. Il a cependant été appliqué, avec un certain succès, dans un grand nombre d'usines.

Cette contradiction apparente s'explique par la nécessité de refroidir systématiquement les parois, soit du gazogène, soit du four, pour assurer leur conservation. Cette nécessité une fois admise, il est évidemment préférable de restituer au four, par l'intermédiaire de l'air secondaire, la chaleur soustraite à ses parois. D'autre part, il peut y avoir avantage à enlever une certaine quantité de chaleur aux zones du four trop chaudes et à la transporter, par l'intermédiaire de l'air secondaire, dans les régions primitivement trop froides.

La combinaison, ainsi comprise, est avantageuse au point de vue de la régularisation des températures dans l'ensemble du four; mais elle n'améliore pas

©BIU Santé

l'utilisation totale de la chaleur. Cette utilisation est défectueuse dans tous les appareils où la température de sortie des flammes est nécessairement élevée, notamment dans les fours à zinc, où cette température est généralement supérieure à 1.300 degrés. On peut estimer que, dans ces conditions, les flammes perdues emportent environ les deux tiers de la chaleur dégagée.

Il semblerait donc, *a priori*, que toutes les usines à zinc eussent dû appliquer, sous une forme ou sous une autre, le principe de la récupération. Il n'en est rien cependant; un grand nombre de ces usines ont été arrêtées dans cette voie par les difficultés d'application de ce système, difficultés qui tiennent surtout à l'obstruction fréquente des appareils de récupération soit par les débris de creusets et par les scories, soit par des dépôts d'oxyde de zinc. En ce qui concerne spécialement les fours belges, les tentatives faites, soit en Europe, soit en Amérique, pour appliquer à ces appareils le principe de la récupération ont généralement abouti à un résultat négatif.

Ce principe a été au contraire appliqué avec succès, sous diverses formes, aux fours silésiens, soit du type primitif, soit du type transformé, comportant deux ou trois rangées de creusets. La différence des résultats obtenus s'explique non seulement par une inégalité sensible dans les risques d'obstruction des récupérateurs, mais aussi par les conditions de la répartition de la chaleur à l'intérieur du laboratoire. Les dispositions adoptées en vue d'appliquer le système Siemens aux fours belges comportaient, pour la flamme un parcours tel qu'une inégalité sensible de chauffage entre les diverses rangées de creusets était inévitable.

Les difficultés pratiques rencontrées dans l'emploi de la récupération, sous ses formes diverses, expliquent la diffusion, dans l'industrie du zinc, de diverses variantes du four silésien ou du four belge comportant simplement l'emploi de chauffes gazogènes, avec réchauffage de l'air secondaire par circulation dans les parois du gazogène ou du four. Il se peut en effet que l'économie d'installation et la simplicité de maniement, qui caractérisent les appareils de ce type, compensent largement les économies que la récupération permettrait de réaliser sur le combustible, surtout lorsque celui-ci est à bas prix.

Le système consistant à réchauffer l'air secondaire par circulation dans les parois du gazogène est désigné d'ordinaire sous le nom de système Boétius. Cette désignation est assez mal justifiée; le brevet Boétius remonte seulement au 22 mai 1865 et se trouve par suite postérieur d'une vingtaine d'années à l'application faite par Mentzel, à un four silésien de Lydogniahütte (Silésie), d'un système de chauffage fondé identiquement sur les mêmes principes. Les droits de priorité de Mentzel étant incontestables, il convient de les consacrer par la substitution ou au moins l'adjonction de son nom à celui de Boétius, dans la désignation du système.

Une variante particulière de ce système est caractérisée par la circulation de l'air de combustion dans les parois du four lui-même, et non dans celles du gazogène; elle est désignée souvent sous le nom de chauffe Bicheroux. En ce qui concerne l'industrie du zinc, cette désignation devrait disparaître, car la circulation de l'air secondaire dans les parois du four, indiquée

©BIU Santé

implicitement par Mentzel dès 1846, avait été appliquée couramment à l'usine d'Ampsin avant l'année 1870; or, c'est seulement le 12 août 1876 que M. Bicheroux a fait breveter l'application de cette disposition aux fours à puddler.

Considérés non plus au point de vue du mode de chauffage, mais bien à celui des dispositions des récipients distillatoires, les fours à zinc actuellement en usage peuvent se rattacher aux trois types suivants : 1° Fours silésiens, recevant une seule rangée de grands moufles; 2° Fours belges, comportant cinq rangées au moins de creusets; 3° Fours mixtes conservant la forme générale du four silésien, mais recevant deux ou trois rangées superposées de moufles ou de creusets. Chacun de ces types a acquis ses caractères définitifs dans une région spéciale, où il est resté d'un usage courant. Le four silésien, à une seule rangée de grands moufles, est employé, à l'exclusion de tout autre, dans la Haute-Silésie et dans les districts voisins de Pologne et d'Autriche; les diverses variantes du four belge prédominent en Belgique, en Angleterre et aux États-Unis. En France, ce four est employé concurremment avec le type mixte.

Ce dernier type, combinant les dispositions générales du four silésien avec l'emploi de récipients distillatoires de faible section transversale, analogues à ceux du four belge, paraît destiné à se répandre de plus en plus dans l'industrie du zinc; il a en effet le double avantage de se prêter facilement à l'application de la récupération et de permettre l'emploi d'une main-d'œuvre relativement peu exercée. Son origine première est peut-être française, mais c'est dans la région rhénane qu'il a acquis sa forme définitive et ses derniers perfectionnemments; nous proposerons donc de le désigner sous le nom de four rhénan.

TYPES PERFECTIONNÉS DE FOURS SILESIENS

FOURS SILÉSIENS A CHAUFFES GAZOGÈNES

Essais de Mentzel. — L'idée première de l'application de chauffes gazogènes aux fours silésiens est due à Mentzel, inspecteur de l'usine royale de Lydognia (Königshütte), qui la mit en pratique dans cette usine, de 1846 à 1850, en y adjoignant le chauffage préalable de l'air de combustion par voie de circulation dans les parois du gazogène.

Mentzel a décrit (*Karst. Arch.*, t. XXII, p. 616, et t. XXIII, p. 729), les deux combinaisons qu'il a adoptées successivement. La première conservait les dispositions ordinaires de la chauffe des fours silésiens, en y adjoignant simplement une admission d'air chaud, effectuée par des ouvreaux placés un peu au-dessus de la surface du combustible et ayant pour effet de rendre la combustion plus complète; la seconde comportait, au contraire, l'emploi d'un véritable gazogène.

Le type primitif de Mentzel, datant de 1846 environ, était (fig. 150 et 151) un four silésien à vingt moufles, ayant intérieurement 3m,60 de longueur,

©BIU Santé

2m,25 de largeur entre piédroits, 3m,30 entre les ouvertures des moufles et une hauteur de voûte de 0m,90 au-dessus de la sole (*Karst. Arch.*, t. XXII, pl. 14 et 15). La chauffe avait une profondeur de 0m,85, comptée de la sole à la grille; la longueur de celle-ci était de 1m,40, sa largeur de 0m,38; sa surface totale était de 0m²,531 et sa section nette, barreaux déduits, de 0m²,158. Les dimensions du tisard étaient seulement 0m,15 sur 0m,10, c'est-à-dire celles strictement nécessaires pour permettre l'introduction du charbon, alors qu'auparavant elles étaient de 0m,30 sur 0m,30. Non seulement cet orifice était plus étroit dans le four Mentzel que dans les autres fours silésiens contemporains, mais encore il devait être tenu fermé, en dehors des périodes de chargement et de nettoyage du feu. Dans les anciens fours, au contraire, on laissait le tisard constamment ouvert, de manière à introduire dans le laboratoire une certaine

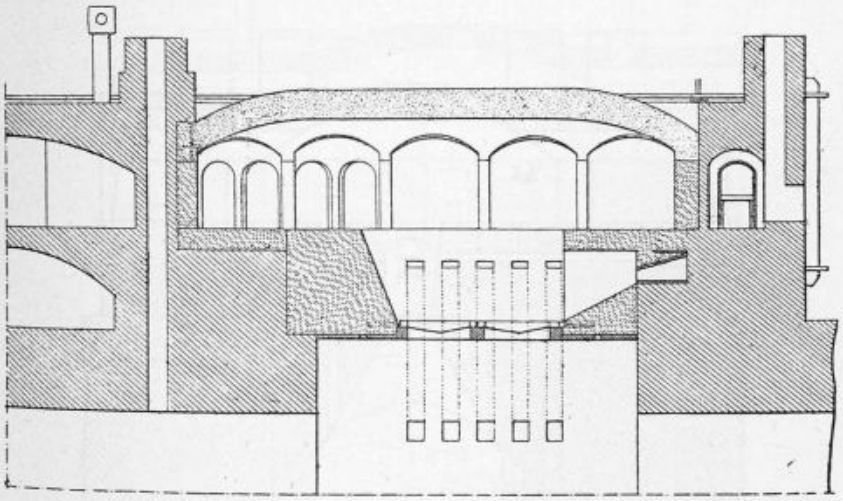


Fig. 150. — Premier four de Mentzel. — Coupe longitudinale. — Échelle 1/64 = 0,0159

quantité d'air qui servait à brûler les gaz combustibles dégagés de la grille. Mentzel considérait avec raison ce système comme peu satisfaisant au point de vue de l'obtention d'une température uniforme; il y avait substitué l'emploi de dix canaux ménagés dans les parois de la chauffe, à raison de cinq de chaque côté, prenant l'air dans la galerie inférieure qui servait de cendrier pour les grilles et l'amenant à des ouvertures placées à une quinzaine de centimètres au-dessous de la sole (fig. 151). Pour éviter que ces ouvertures ne fussent bouchées par les scories ou les mâchefers, on avait réservé en face d'elles, dans la maçonnerie qui supportait la sole, des canaux horizontaux qui s'ouvraient extérieurement dans les niches de réception du zinc distillé. Ordinairement cette extrémité extérieure était tenue fermée : on ne l'ouvrait que pour y introduire un long ringard en biseau, servant à déboucher les ouvreaux. L'air destiné à compléter la combustion circulait dans les canaux, autour de la chauffe, sous l'influence du tirage développé par une hauteur verticale de 1m,20 environ; il débouchait dans la chauffe sous une inclinaison de 50° à

©BIU Santé

55°. La section totale des ouvreaux de sortie était de 0m²,05 environ, c'est-à-dire d'un peu moins du tiers de l'ouverture nette de la grille; celle des dix ouvreaux de tirage pratiqués dans la voûte était égale à cette dernière ouverture; encore était-elle réduite de moitié, dans la pratique, par la fermeture partielle de ces ouvreaux, en vue d'obliger les produits de la combustion à circuler à travers les chambres latérales servant à la calcination de la calamine et à la cuisson des moufles. On aurait pu éviter les inconvénients de cette réduction de section en assurant le tirage au moyen de cheminées d'une certaine hauteur, mais on n'osait, à cette époque, employer ce système, par suite de préjugés plus ou moins fondés; l'activité de la combustion dans le four se trouvait donc singulièrement limitée.

Pour régler cette combustion, on avait essayé sans succès d'adapter des

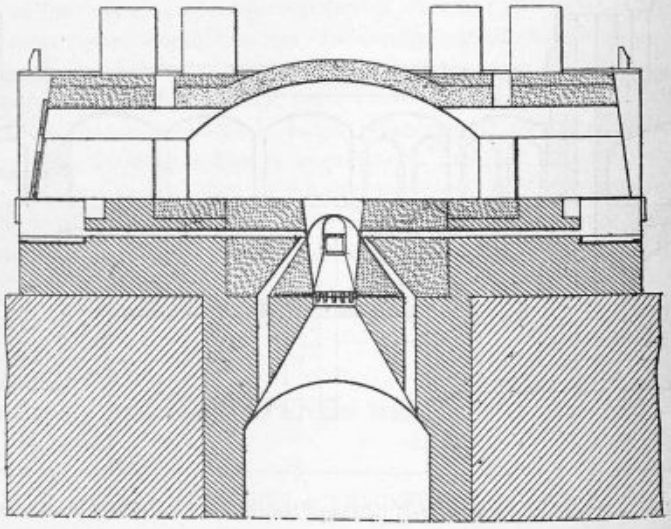


Fig. 151. — Premier four de Mentzel. — Coupe transversale.
Échelle 1/64 = 0,0156.

registres à coulisse à l'extrémité inférieure des canaux d'admission d'air; on se contentait de fermer plus ou moins complètement certains de ces canaux au moyen de tampons d'argile.

Malgré ses imperfections, cet appareil avait permis de réaliser une économie d'un dixième sur la consommation primitive de combustible. L'inventeur pensa obtenir un résultat beaucoup plus satisfaisant en substituant un véritable gazogène à la chauffe peu profonde qu'il employait au début, chauffe où d'après ses indications, l'épaisseur effective de combustible ne dépassait pas 0m,15 à 0m,20.

Il entreprit, à cet effet, une nouvelle série d'expériences dont il a publié la description en 1850 (*Karst. Arch.*, t. XXIII, p. 729). Sans modifier les dispositions générales des fours de Lydogniahütte, il substitua à la chauffe un gazogène profond, en forme de cuve, rectangulaire en plan et s'éva-

©BIU Santé

sant légèrement par le bas : des canaux ménagés, comme précédemment, dans les parois latérales de ce gazogène, servaient à l'introduduction de l'air secondaire.

Dans les premiers essais faits avec cet appareil, Mentzel employa un ventilateur pour assurer la circulation de l'air soit dans le gazogène lui-même, soit dans les canaux réservés à l'intérieur de ses parois. Le ventilateur employé semble avoir été insuffisant au double point de vue du débit et de la pression développée; cette pression n'était en effet que de deux à trois centimètres d'eau. Au lieu de chercher à améliorer les conditions du soufflage, Mentzel y renonça purement et simplement pour revenir au tirage naturel.

Son gazogène (fig. 152) était rectangulaire en plan; sa section horizontale était

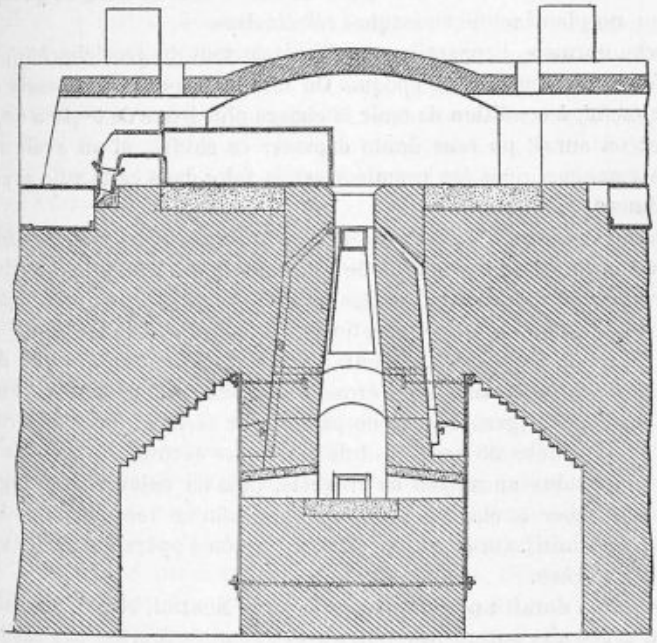


Fig. 152. — Deuxième four Mentzel. — Coupe transversale.
Échelle 1/64 = 0,0156.

de 1m,72 sur 0m,36 au niveau de la sole du four, 1m,10 sur 0m,36 à 1m,10 de profondeur, et 1m,25 sur 0m,58 à sa partie inférieure, formée d'une sole plane, à 2m,50 au-dessous de celle du four. Sur une hauteur de 1m,40 environ, correspondant à celle occupée normalement par le combustible, les parois s'écartaient légèrement vers le bas, de manière à faciliter la descente des charges. En pratique, cette descente se faisait assez régulièrement; il eût pu en être autrement avec une houille moins sèche que celle consommée à Lydogniahütte.

A la partie inférieure du gazogène se trouvaient six ouvreaux d'admission d'air, deux sur chacun des longs côtés, un sur chacun des petits; à l'extérieur,

©BIU Santé

ces ouvreaux avaient une section carrée de 0m,15 de côté et s'élargissaient vers l'intérieur. Ils étaient munis de registres à coulisse.

Les canaux servant au réchauffage de l'air étaient au nombre de neuf; quatre sur chaque long côté du gazogène, un sur le petit côté opposé au tisard. A leur partie inférieure, ils étaient presque verticaux; à leur partie supérieure, ils s'inclinaient à 45° pour aboutir à des ouvreaux ayant 0m,13 horizontalement sur 0m,04 verticalement et placés à 0m,25 environ au-dessous de la sole du four.

Le tisard était un peu plus grand que dans le premier type de Mentzel; il avait 0m,21 sur 0m,21. Il est probable que la pratique avait fait constater de sérieuses difficultés de chargement avec une section aussi faible que la section primitive. Le charbon descendait du tisard vers la cuve de gazogène en glissant sur un plan incliné en briques réfractaires.

En marche normale, l'appareil consommait surtout du gros charbon, comme tous les fours silésiens à cette époque. On arrivait cependant à passer un cinquième de menu, à condition de tenir la charge plus basse de 0m,40 à 0m,45 qu'à l'ordinaire; on aurait pu sans doute dépasser ce chiffre, si on avait réussi à souffler le gazogène, mais les premiers essais faits dans cette voie avaient été prématurément arrêtés

Les ouvreaux servant à l'entrée de l'air primaire avaient une tendance très marquée à s'obstruer de cendres et de mâchefers : on les nettoyait fréquemment au ringard et on procédait toutes les semaines à un grand décrassage du gazogène. Pour faciliter cette opération, les deux petites faces de celui-ci étaient divisées en deux par une voûte; la partie située au-dessous de cette voûte était construite de manière à être d'une démolition facile. On l'enfonçait d'abord d'un côté du gazogène, et on passait une série de forts ringards plats au-dessus de la couche de cendres et de mâchefers accumulés sur la sole : on arrachait ces résidus au moyen de crochets, puis on enlevait les ringards et on laissait retomber le charbon incandescent; enfin on reconstruisait la paroi dans son état primitif. On effectuait ensuite la même opération sur l'extrémité opposée du gazogène.

Cette opération durait une demi-heure; d'après Mentzel, elle s'exécutait assez facilement, grâce à la nature peu collante des cendres fournie par les houilles silésiennes. Avec d'autres charbons, elle aurait pu devenir fort difficile ou même impossible; dans tous les cas, elle aurait été plus pénible que le piquage d'une grille ordinaire.

En dehors des avantages hypothétiques que Mentzel attribuait à son appareil en ce qui concerne le décrassage, on aurait obtenu une économie de 25 p. 100 sur la consommation de combustible en même temps qu'une augmentation sensible dans le rendement en zinc et dans la durée des moufles. Le seul inconvénient signalé par l'inventeur était la difficulté qu'on éprouvait à entretenir les parois de la chauffe au voisinage des ouvreaux d'admission d'air secondaire. Au lieu de se boucher, comme on le craignait à l'origine, ces ouvreaux s'élargissaient rapidement par corrosion.

On peut se demander si c'était là le seul point faible des fours Mentzel et si leur gazogène n'était pas sujet à de fréquents dérangements. Ce qui le ferait

©BIU Santé

supposer, c'est que les fours Mentzel, installés en assez grand nombre à Lydogniahütte, non seulement ne se propagèrent pas dans les autres usines de la Haute-Silésie, mais encore disparurent bientôt de l'usine même où ils avaient été créés; il n'en subsistait certainement aucun en 1857, car le mémoire de M. Julien (*A. d. M.*, 5e sér., t. XVI) n'en fait pas mention.

La transformation des fours ordinaires en fours à gaz ne devait cependant pas tarder à s'effectuer; commencée vers 1865, elle était déjà fort avancée en 1877. A cette époque, sur vingt-neuf usines en activité dans la Haute-Silésie, onze seulement employaient encore les fours à chauffe ordinaire (Georgi, *B. u. H. Ztg.*, 1873, p. 73); parmi elles, une seule, celle de Bobreck, se servait encore de l'ancienne *botte*, remplacée dans toutes les autres par des allonges dérivées du tube belge.

En 1888, il ne restait plus en activité de fours de l'ancien modèle que dans une seule usine, la Clarahütte, près Schwientochlowitz; ces fours ont probablement disparu aujourd'hui.

Cette transformation de la métallurgie silésienne ne s'est pas effectuée précisément dans la direction que semblaient indiquer les essais de Mentzel. Ce sont aujourd'hui les fours à gazogènes indépendants qui dominent en Silésie; le système Mentzel-Boétius n'a reçu dans ce district qu'un petit nombre d'applications. Encore ces applications comportent-elles d'ordinaire, le chauffage d'une partie de l'air secondaire sous la sole du four ou même au voisinage des carneaux de fumées, cette dernière variante formant transition avec les types à récupérateurs.

Fours de Dombrowa (1881). — Un pareil système était appliqué en 1881, dans l'usine à zinc de Dombrowa (Pologne Russe), à des fours recevant vingt-quatre moufles seulement. Ces fours avaient intérieurement 3m,60 de long, 3m,25 de large et 0m,90 de hauteur médiane; au milieu se trouvait une chauffe à grille horizontale, de 2m,10 sur 0m,48. Le tirage était renversé; les flammes se réunissaient dans des canaux situés en avant des piédroits d'embrasures et sortaient par quatre petites cheminées situées aux extrémités du massif. Au-dessous des canaux où circulait la flamme s'en trouvaient d'autres servant à l'admission de l'air secondaire; cet air passait ensuite par des conduits étroits, ménagés sous la sole et venait déboucher, à 0m,50 au-dessus de la grille, par six ouvreaux carrés, de 0m,08 de côté, sur chaque face latérale de la chauffe.

Ces dispositions exigeaient l'emploi à peu près exclusif de gros charbon dans la proportion de 1.400 kilogrammes par tonne de minerai traité. Les types de fours permettant l'emploi du charbon menu sont préférables de beaucoup au point de vue économique.

Fours Mentzel-Boétius. — Un type de four, se rattachant au type Mentzel-Boétius, a été décrit en 1883 par M. Föhr (*B. u. H. Ztg.*, 1883, p. 4). Le laboratoire de ce four, à quarante moufles, a intérieurement 6m,15 sur 3m,40 en plan; il est chauffé par deux gazogènes Mentzel, placés au-dessous de la sole, aux deux extrémités de celle-ci. L'air secondaire s'échauffe en partie sous la sole,

©BIU Santé

en partie dans les parois du gazogène; les ouvreaux *b* (fig. 153) qui servent à l'introduire dans le four sont placés pour la plupart sur les parois latérales des brûleurs, situés eux-mêmes au-dessus des gazogènes; quelques-uns cependant sont ménagés dans la sole elle-même, sur l'axe longitudinal du four, de manière à régulariser la température de celui-ci.

Les flammes sont introduites dans le laboratoire par deux brûleurs carrés, de 0m,40 de côté, situés au-dessus des gazogènes; et les en sortent : 1° par un grand ouvreau central de 0m,75 sur 0m,75, subdivisé par une cloison médiane; 2° par de petits ouvreaux pratiqués dans la sole en face du milieu

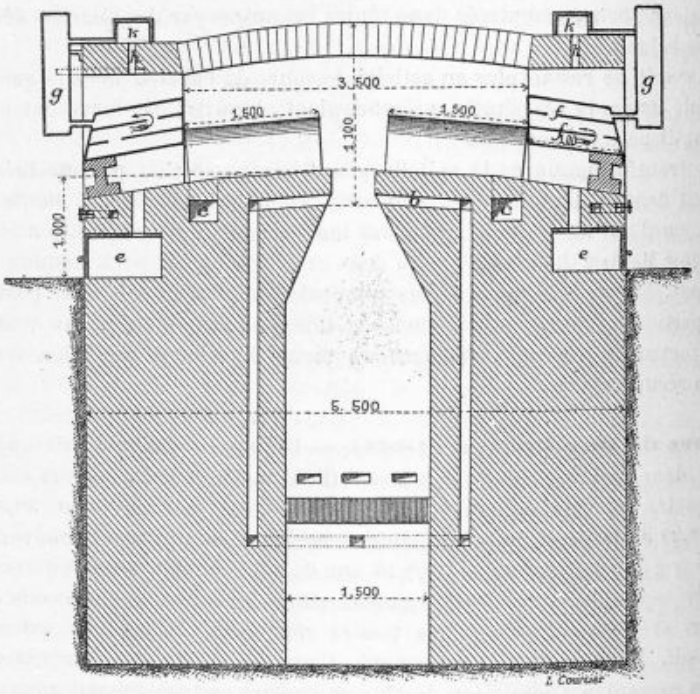


Fig 153. — Four silésien, à chauffe Mentzel-Boétius.
Coupe transversale. — Échelle 1/75 = 0,0133.

de chaque embrasure, entre les deux moufles qui l'occupent, et aboutissant à un collecteur *c*. La description de M. Föhr est un peu sommaire en ce qui concerne les détails d'application du système Mentzel-Boétius aux fours silésiens; elle sera complétée par les indications fournies plus loin sur le four rhénan de Brixlegg, à double rangée de moufles.

Le four figuré par M. Föhr présente des dispositions de condensation spéciales, comprenant une triple allonge Dagner *f*, des étouffoirs verticaux *g* et un collecteur de fumée *k*.

D'autre part, pour pouvoir loger commodément, dans le massif inférieur du four, les gazogènes ainsi que les carneaux servant au réchauffage de l'air et à

©BIU Santé

la sortie des fumées, on a supprimé les canaux inclinés servant ordinairement à l'évacuation des résidus dans le sous-sol; ces résidus tombent dans des niches *e*, situées au-dessous des embrasures, à la place de celles qui, dans l'ancienne méthode silésienne, recevaient le zinc condensé. Cette modification est loin d'être un progrès, car elle oblige à enlever les résidus, encore incandescents, à travers la halle elle-même; elle complique donc le service et rend le travail plus incommode pour les ouvriers. On aurait pu l'éviter en employant diverses combinaisons de couloirs inclinés qui seront décrites à l'occasion des fours Siemens.

Fours à vent soufflé (Unterwindöfen). — Le deuxième type de Mentzel et celui décrit par M. Föhr fonctionnent par tirage naturel. Dans ces conditions, l'emploi de charbon en gros morceaux ou tout au moins débarrassé de poussier restait indispensable; pour consommer du tout-venant ou, mieux encore, du menu, il fallait recourir au soufflage.

Ce moyen avait été essayé par Mentzel et abandonné par lui sans raisons bien concluantes; expérimenté de nouveau dans diverses usines silésiennes à partir de 1860, il donna lieu à de sérieuses difficultés jusqu'au moment où l'on se décida à abandonner l'ancienne grille horizontale à barreaux droits.

On pouvait, il est vrai, chercher la solution de ces difficultés dans l'emploi du système connu sous le nom de grille à mâchefer, système dans lequel le combustible menu est supporté par une couche de mâchefer assez épaisse pour éviter le tamisage et reposant elle-même sur un petit nombre de barreaux relativement espacés les uns des autres. La réduction du nombre des barreaux à quatre, au lieu de six ou sept était chose facile; ce qui l'était beaucoup moins, c'était de donner au résidu de la combustion des houilles silésiennes des qualités d'agglomération telles qu'il pût former une couche épaisse, suffisamment résistante, sans cependant arriver à une fusibilité exagérée qui l'aurait fait couler à travers les barreaux de la grille. D'après Wabner (*B. u. H. Ztg.*, 1867, p. 314), on serait arrivé à ce résultat en mélangeant au charbon, au moment de son chargement dans le foyer, une certaine quantité de gros fragments de scories siliceuses.

Après avoir résolu par cet artifice, d'une manière plus ou moins satisfaisante, le problème de la combustion du charbon menu sur une grille horizontale, la Compagnie Silésienne construisit d'abord des fours à vingt-quatre moufles, où le soufflage de la chauffe était obtenu au moyen d'une conduite souterraine placée dans l'axe de la halle, au-dessous de l'ancienne galerie de décrassage, et alimentant de vent, par un branchement spécial, chaque section de cette galerie, isolée de manière à former cendrier au-dessous de la grille de chaque four. Les fours fonctionnaient à tirage renversé; ils ne comportaient aucune disposition spéciale, ni pour l'introduction de l'air secondaire, ni pour la récupération de la chaleur (*B. u. H. Ztg.*, 1866, p. 278).

On ne tarda pas à s'apercevoir que, dans ces conditions, l'action de l'air traversant la grille ne suffisait pas, d'ordinaire, pour rendre la combustion complète et qu'il fallait introduire dans le four de l'air secondaire, soufflé comme l'air primaire, pour arriver à des résultats réguliers et satisfaisants;

©BIU Santé

en même temps on essayait de récupérer, au moyen d'un appareil tubulaire, à circulation continue, une partie de la chaleur emportée par les flammes perdues. En dehors du four servant à Tarnowitz à opérer la distillation réductrice d'oxydes de zinc plombeux provenant du travail de désargentation, c'est, à notre connaissance, le seul exemple, en Silésie, de l'emploi d'un récupérateur tubulaire. Cette installation, décrite par Wabner (*B. u. H. Ztg.*, 1867 p. 340), semble remonter au moins à l'année 1866; elle a fonctionné pendant quelque temps à l'usine de Lipine (Haute-Silésie).

Les fours employés (fig. 154 et 155) étaient à chauffe soufflée et à flamme renversée; ils contenaient vingt-huit moufles, d'une section intérieure de 0m,183

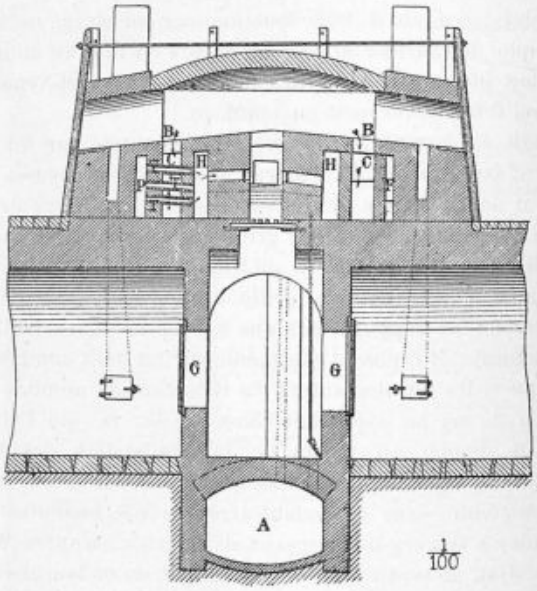


Fig. 154. — Four Wabner, à récupérateurs tubulaires.
Coupe transversale. — Échelle 0,01.

sur 0m,55; la longueur intérieure de ces moufles était de 1m,52 pour huit d'entre eux et de 1m,20 pour les vingt autres (1m,31 en moyenne). L'épaisseur des parois augmentait progressivement de 0m,026 à la gueule jusqu'à 0m,052 au fond.

La grille, formée de quatre barreaux, avait 2m,20 de long sur 0m,47 de large, soit une surface de 1m²,03; elle se trouvait à 1m,10 au-dessous de la sole. L'inclinaison de celle-ci était de 5 degrés, c'est-à-dire sensiblement supérieure au chiffre adopté ordinairement en Silésie; ses dimensions en plan étaient de 4m,45 sur 3 mètres, correspondant à une surface de 13m²,33. La voûte, cintrée dans tous les sens, avait 0m,90 de hauteur au milieu.

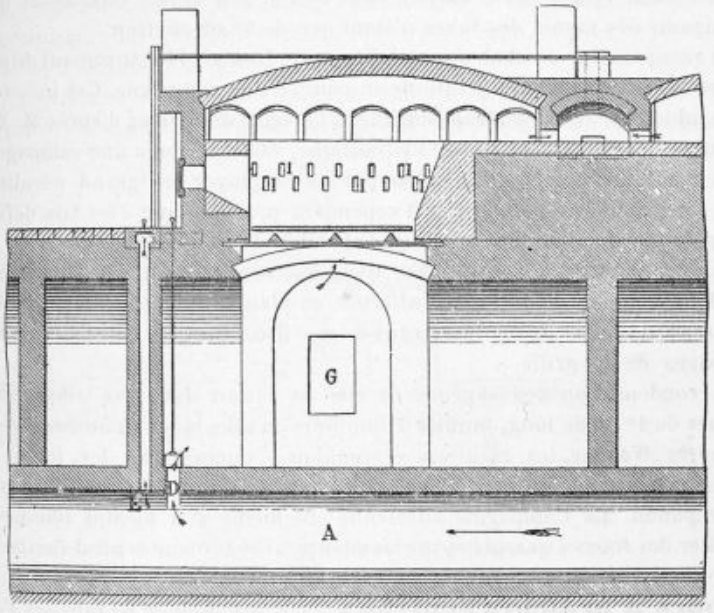
Le tirage s'effectuait par des ouvreaux B, de 0m,10 sur 0m,25, pratiqués dans la sole à l'origine des piédroits; ces ouvreaux débouchaient dans des carneaux C de 0m,25 de large et de 0m,90 de haut, placés sous la sole et aboutissant chacun une petite cheminée placée vers un angle extérieur du massif. C'est dans ces

©BIU Santé

carneaux horizontaux que se trouvaient les tubes en terre réfractaire T, T, qui jouaient le rôle de récupérateurs de la chaleur.

Les flammes perdues, incomplètement refroidies par leur passage à travers trois rangées de pareils tubes, servaient encore à effectuer la calcination de la calamine sur deux soles ayant $0^{m2},94$ de surface chacune et à chauffer un four Montefiore pour le traitement des poussières de zinc.

Les fours étaient alimentés d'air, sous une pression de $0^{m},010$ à $0^{m},013$ d'eau,



$\frac{1}{100}$

Fig. 155. — Four Wabner, à récupérateurs tubulaires. Coupe longitudinale. Échelle 0.01.

par un groupe de trois ventilateurs, d'un diamètre extérieur de $4^{m},08$ et d'une longueur de $1^{m},10$ suivant l'axe. Chacun de ces ventilateurs était commandé par une machine de huit chevaux; deux d'entre eux suffisaient pour desservir un nombre moyen de cinquante-sept fours en feu, sur les soixante que comprenait l'usine Silesia III en 1867 (R. Wabner, *B. u. H. Ztg.*, 1867, p. 339).

Le vent fourni par les ventilateurs circulait dans un canal A placé dans l'une des halles, à la base des fondations du four : des orifices D et E, ménagés dans la voûte de ce canal, assuraient séparément, pour chaque four, le soufflage de la grille et l'injection d'air au-dessus de celle-ci.

Le soufflage de la grille avait nécessité la clôture du cendrier; deux portes G, G, ménagées dans les parois parallèles aux devantures du four, permettaient d'enlever les escarbilles et de piquer le feu par dessous, après interruption du courant d'air par abaissement de la soupape D (fig. 155).

L'autre branche du courant gazeux remontait par le canal vertical E, puis se

©BIU Santé

répartissait dans les canaux F, situés sous la sole du four. De là, le vent passait dans d'autres canaux parallèles H en traversant les tubes T, chauffés extérieurement par les flammes perdues. Ces tubes formaient trois rangées horizontales et étaient au nombre de trente-cinq ou trente-six par rangée; à raison de 0m,06 de diamètre intérieur et de 0m,25 de longueur utile, ils représentaient environ 10 mètres carrés de surface de chauffe par four. Pour une consommation de houille s'élevant à 2.915 kilogrammes par jour, cette surface était relativement faible, mais son action devait être assez efficace, l'épaisseur des parois des tubes n'étant que de 0m,02 environ.

Un récupérateur de chaleur ainsi disposé présentait l'inconvénient de ne comporter ni nettoyages ni réparations au cours d'une campagne. Cet inconvénient ne semble pas avoir été trop sensible, à l'origine du moins; d'après M. Wabner les tubes, fabriqués à la presse hydraulique, étaient, après une campagne d'un an, en assez bon état pour qu'on pût en employer un grand nombre dans la reconstruction du four. Il est cependant probable que c'est aux défauts du récupérateur que l'on doit attribuer l'abandon du système.

L'air, réchauffé par son passage dans les tubes, débouchait dans la chauffe par deux rangées d'ouvreaux I, alternés en plan, ayant chacun 0m,15 de haut sur 0m,08 de large; la moins élevée de ces deux rangées commençait à 0m,50 au-dessus de la grille.

La condensation des vapeurs de zinc se faisait dans les allonges cylindriques de 1m,10 de long, munies d'étouffoirs en tôle, longs eux-mêmes de 0m,80.

D'après Wabner, les résultats économiques donnés par les fours décrits ci-dessus auraient été satisfaisants; cependant l'emploi de ces fours ne s'est pas répandu. La Compagnie silésienne elle-même y a bientôt renoncé pour installer des fours à gazogènes indépendants, avec brûleur central (*heizschacht-feuerung*).

Fours à brûleurs centraux. — Il est difficile de préciser l'époque à laquelle le type à gazogènes indépendants et à brûleurs centraux s'est introduit dans les usines de la Haute-Silésie; il semble que ce soit entre les années 1865 et 1870. En tout cas, ce type y était assez répandu dès l'année 1875.

Dans les fours de ce système, la production du gaz combustible s'effectue au moyen de gazogènes indépendants, situés en dehors de la halle : ces gazogènes sont ordinairement munis d'une grille à gradins et soufflés sous une faible pression. L'introduction de l'air secondaire dans les fours s'effectue également par insufflation; elle doit être réglée de manière à assurer la combustion complète du gaz. Pour tenir compte de la petitesse de la section des canaux servant à la circulation de l'air secondaire, il conviendrait de donner à cet air un excès de pression par rapport à l'air primaire, ce qui exigerait l'emploi de deux ventilateurs distincts.

Dans la plupart des usines, on substitue aujourd'hui, pour cet usage, des injecteurs à vapeur aux ventilateurs que l'on employait de préférence à l'origine. L'emploi de ces injecteurs pour le soufflage des gazogènes, rationnel quand il s'agit de gazéifier des houilles anthraciteuses, ne l'est pas précisément dans le cas des houilles de la Haute-Silésie, très riches en matières volatiles et donnant beaucoup d'eau à la distillation. Il est défectueux en ce

©BIU Santé

qui concerne l'insufflation de l'air secondaire, car l'introduction d'une quantité supplémentaire de vapeur d'eau dans une flamme qui en contient déjà trop ne fait qu'abaisser bien inutilement la température de combustion. La simplicité relative de l'installation des injecteurs et le peu d'entretien qu'ils exigent ne constituent pas des avantages suffisants pour compenser les inconvénients de leur emploi au point de vue thermique; les ventilateurs, employés dans les usines rhénanes, sont certainement bien préférables.

Dans quelques usines silésiennes, l'insufflation n'est pratiquée que pour l'air secondaire; les gazogènes fonctionnent par tirage naturel, ce qui exige l'emploi de charbon plus gros.

L'air secondaire, avant d'être introduit dans le four, circule parfois autour du carneau principal par lequel s'échappent les produits de la combustion;

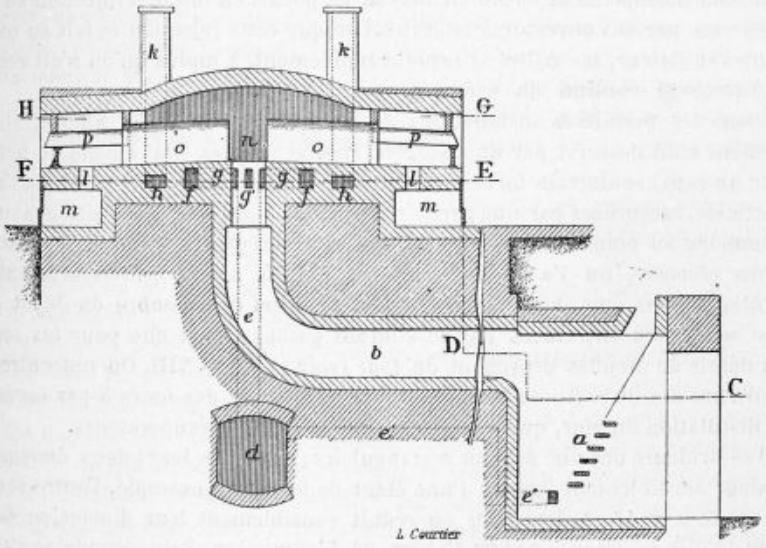


Fig. 156. — Coupe transversale d'un four silésien à brûleurs centraux et de son gazogène. Échelle 0,01.

dans ce cas il y a récupération partielle de la chaleur emportée par ces produits. Dans une seule usine, celle de Tarnowitz, cette récupération s'opère d'une manière systématique au moyen de deux appareils en fonte, du type de Calder, formés de tubes à section aplatie et placés à l'une des extrémités du four; l'efficacité de ces appareils n'est pas bien considérable, car l'air en sort à une température de 160 degrés seulement (Wedding, *Preuss. Zeitschr.*, 1874, p. 170).

Dans le type ordinairement usité, l'échauffement de l'air s'opère simplement par circulation sous la sole; il ne doit pas être bien intense, circonstance qui ralentit le développement de la combustion dans le laboratoire du four. Étant donné que le système du brûleur central a déjà l'inconvénient de trop concentrer la chaleur dans la région centrale de ce laboratoire, le ralentissement de la combustion atténue plutôt cet inconvénient et répartit plus régulièrement

©BIU Santé

l'action thermique de la flamme. On ne cherche d'ailleurs nulle part à uniformiser davantage la température au moyen d'admissions supplémentaires d'air secondaire, comme on le fait parfois dans les fours munis de la chauffe Mentze-Boétius.

Le gaz combustible arrive dans le four à une température élevée, mais avec un pouvoir calorifique médiocre, car les gazogènes silésiens sont construits et dirigés de façon à réaliser la combustion d'une partie de la houille employée en même temps que la gazéification d'une autre partie. L'introduction d'air secondaire n'a donc pas besoin d'être très abondante pour permettre à la combustion de s'opérer complètement.

La pression de soufflage des gazogènes est ordinairement faible; à Tarnowitz (*Preuss. Zeitschr.*, 1874, p. 170), elle varie de 0m,017 à 0m,028 d'eau. Le cendrier est tenu normalement fermé au moyen de portes en fonte; l'injection de vent s'effectue par des ouvertures latérales. Lorsque cette injection se fait au moyen d'un ventilateur, les grilles se brûlent rapidement, à moins qu'on n'ait recours à l'arrosage continu du cendrier.

Dans les premières installations de fours à gaz faites en Silésie, chaque brûleur était desservi par un gazogène spécial : le gaz était amené au brûleur par un canal souterrain formé de deux parties droites, l'une horizontale, l'autre verticale, raccordées par une partie courbe (fig. 156); cette disposition était peu commode au point de vue du nettoyage et des réparations. Dans les installations récentes, on l'a perfectionné en faisant aboutir inférieurement les brûleurs dans une fosse longitudinale, qui sert de chambre de dépôt pour les escarbilles entraînées par le courant gazeux, ainsi que pour les scories ou débris de moufles provenant du four (voir pl. XI et XII). On rencontre aujourd'hui des dispositions analogues dans la plupart des fours à gaz servant à la distillation du zinc, qu'ils soient munis ou non de récupérateurs.

Les brûleurs ont une section rectangulaire; autrefois leurs deux dimensions étaient sensiblement égales; l'une étant de 0m,55 par exemple, l'autre variant de 0m,55 à 0m,45. Aujourd'hui on réduit sensiblement leur dimension transversale qui ne dépasse pas 0m,30 à 0m, 35. L'admission d'air secondaire s'effectue par des ouvreaux étroits, hauts de 0m,15 à 0m,20 dans le sens vertical et placés à une distance de 0m,40 à 0m,50 au-dessous de la sole. Leur nombre était ordinairement de douze dans les anciens brûleurs, qui avaient une section sensiblement carrée; il est assez variable, mais généralement un peu moindre dans les brûleurs actuels, de forme rectangulaire.

L'air secondaire est distribué aux ouvreaux par un carneau d'assez forte section, entourant le brûleur; il est lancé horizontalement à travers le courant de gaz combustible, dirigé lui-même dans le sens vertical. L'intersection des deux courants à angle droit tend à développer une combustion rapide et complète, et par suite un coup de feu intense et localisé : il serait préférable de donner aux jets d'air une direction ascendante, comme Mentzel l'avait proposé et comme on le fait maintenant dans les fours analogues du type rhénan.

Les flammes circulent autour des moufles et sortent du four par des ouvreaux placés en face des piédroits d'embrasures; elles se réunissent dans

©BIU Santé

des galeries voûtées ménagées sous la sole et reliées à des cheminées de faible hauteur, placées aux quatre angles du massif. Dans certains types relativement récents, on ramène les fumées, par des canaux ménagés dans le massif inférieur, vers la partie centrale du four et on les évacue finalement par une ou deux cheminées en tôle, établies au milieu du massif et dépassant un peu la toiture de la halle. Dans d'autres enfin, le tirage est assuré par des cheminées en briques, de grande hauteur, placées à une certaine distance des fours et desservant simultanément plusieurs de ceux-ci. Avec ce dernier système, le tirage est généralement trop actif et d'un réglage difficile.

Dans la plupart des usines silésiennes, les soles de calcination et les chambres de cuisson des moufles sont annexées aux fours de réduction et chauffées par une partie des flammes perdues. Cette combinaison permet de réaliser une certaine économie de combustible, mais elle complique sensiblement la construction des fours et le réglage de leur marche. Elle n'assure d'une manière bien satisfaisante ni la calcination de la calamine, ni la cuisson des moufles. On ne peut cependant, dans le cas actuel, se prononcer catégoriquement en faveur de sa suppression, car elle permet d'utiliser une certaine quantité de chaleur qui autrement serait perdue.

La circulation des flammes sur les soles accessoires est assurée soit par de petites cheminées spéciales, soit par des canaux mettant ces soles en relation avec la grande cheminée desservant le four.

Le nombre de moufles par four dépend, dans une certaine mesure, de celui des brûleurs, qui peut varier lui-même entre un et quatre par four. Il dépend également de la section de chaque brûleur, des dimensions des gazogènes et de l'activité avec laquelle la combustion y est conduite. Les variations de ces derniers éléments se traduisent par des écarts considérables, d'une usine à l'autre, sur les nombres de moufles par brûleur. A Lipine (usines de la Compagnie Silésienne), le type usuel de fours, recevant 32 moufles, ne comporte qu'un seul brûleur ; à Hohenlohehütte, au contraire, les fours à 64 moufles sont munis de 4 brûleurs, ce qui correspond à 16 moufles seulement par orifice de chauffage. Il semble d'ailleurs que ce soient là les deux coefficients limites que l'on rencontre dans la pratique.

Fours à brûleur unique. — Ce type prédomine dans les usines de la Compagnie Silésienne, à Lipine : il comporte deux variantes, suivant que le tirage s'effectue par de courtes cheminées, en maçonnerie, débouchant sous la toiture de la halle, ou par des cheminées en tôle, assez hautes pour dépasser cette toiture.

Les fours reçoivent 32 moufles ayant intérieurement $1^m,72$ de long, $0^m,20$ de large et $0^m,75$ environ de hauteur. La longueur des moufles se réduit à $1^m,52$ en face du brûleur. La charge de minerai, par moufle, est d'environ 83 kilogrammes de minerai ramené à l'état calciné ou grillé, c'est-à-dire de 2.650 kilogrammes par four. Les résultats économiques du traitement seront indiqués plus loin, pour les fours à 40 moufles ; ils sont sensiblement les mêmes pour les fours à 32 moufles, les deux variantes de ce type ne différant en somme qu'en ce qui concerne la commodité du travail.

©BIU Santé

L'ancien modèle (fig. 157 et 157 *bis*), à courtes cheminées, a un laboratoire de 3m,80 de largeur entre pieds-droits et 5m,80 de longueur, ce qui correspond à une ouverture de 0m,725 (d'axe en axe) pour chaque embrasure. La voûte, très surbaissée, a une hauteur de 1 mètre sur l'axe.

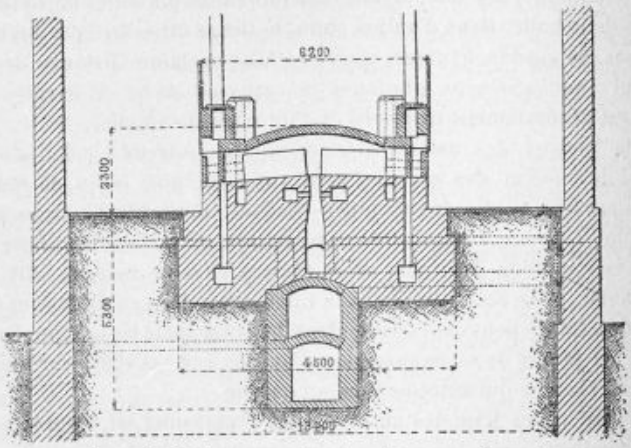


Fig. 157. — Four de Lipine à courtes cheminées. — Coupe transversale.

Le brûleur unique, placé au centre, a 0m,85, en plan, suivant la longueur du four et 0m,25 seulement dans le sens transversal.

Il reçoit l'air secondaire d'une galerie souterraine, établie dans l'axe de la

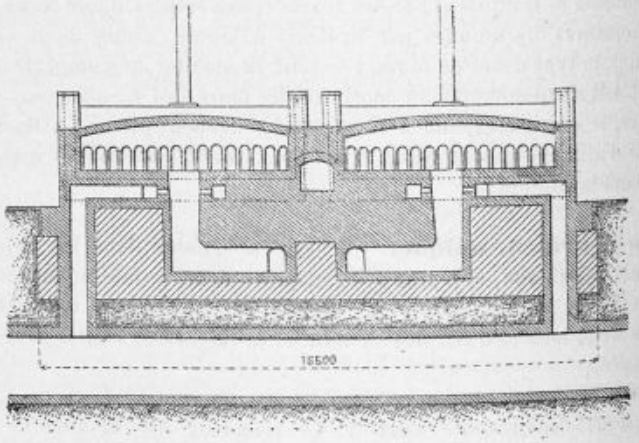


Fig. 157 *bis*. — Four de Lipine à courtes cheminées. — Coupe longitudinale.

halle, au-dessous des substructions des fours. Les gaz brûlés sortent du laboratoire par des ouvreaux ménagés dans la sole, en face des pieds-droits séparant les embrasures, parcourent deux collecteurs situés sous la sole, et sont évacués par quatre cheminées placées aux extrémités des fours et dépassant la voûte de

©BIU Santé

0m,80 seulement. Une fraction du courant gazeux, relativement peu importante, chauffe une sole centrale, servant à la calcination de la calamine ; il n'existe pas de chambres annexes pour la cuisson des moufles.

Chaque four est desservi par un gazogène ayant environ 1m,75 de largeur de devanture et 2 mètres de profondeur dans le sens horizontal, muni d'une grille à gradins de 1m,50 de hauteur verticale, avec une inclinaison de 45°. Ces gazogènes sont soufflés soit par des branchements du canal souterrain, soit au moyen

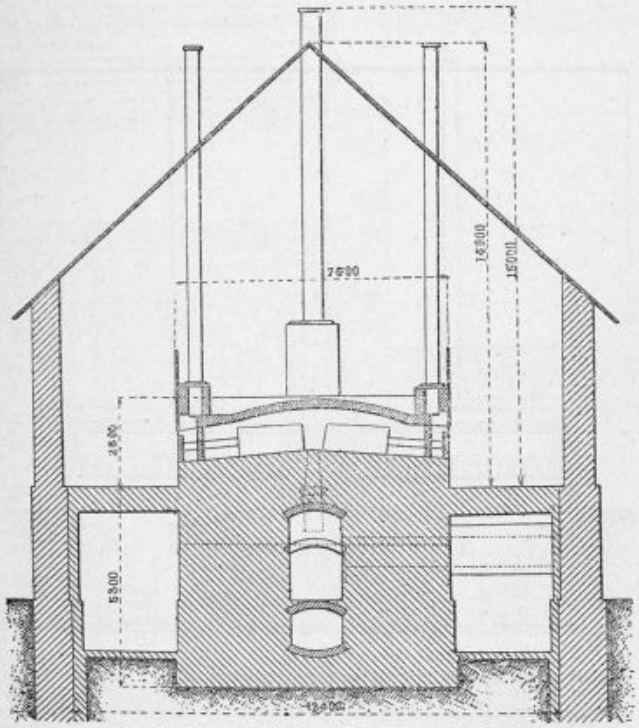


FIG. 158. — Four de Lipine à hautes cheminées. — Coupe transversale.

d'injecteurs à vapeur ; ils fonctionnent en allure chaude et donnent des gaz partiellement brûlés. Ce mode de conduite du feu est usuel en Silésie.

L'évacuation des résidus s'effectue par des couloirs inclinés, aboutissant sur les côtés d'une galerie transversale ménagée dans les substructions du four.

Le type à 40 moufles de la Compagnie Silésienne ne diffère du précédent qu'en ce qui concerne la longueur du laboratoire et le mode de tirage.

Le type à 32 moufles donnait un chauffage qui suffisait à la rigueur pour assurer convenablement la distillation des charges, étant donnée la teneur peu élevée de celles-ci ; mais le dégagement de fumées à l'intérieur de la halle était assez intense, à certains moments, pour gêner le personnel. C'est surtout cette dernière considération qui a provoqué la mise en service, à Lipine et dans d'autres

©BIU Santé

usines de la région, d'un nouveau type muni de cheminées dépassant la toiture de la halle (fig. 158 et 158 *bis*).

Les dispositions du laboratoire n'ont pas été sensiblement modifiées : la longueur a été réduite à 3m,50, la largeur portée à 4m,50, le nombre de moufles restant fixé à 32. Seulement les collecteurs de flammes perdues, placés sous la sole, en avant des pieds-droits, ont été disposés de manière à diriger ces flammes d'abord vers deux galeries transversales placées au milieu de

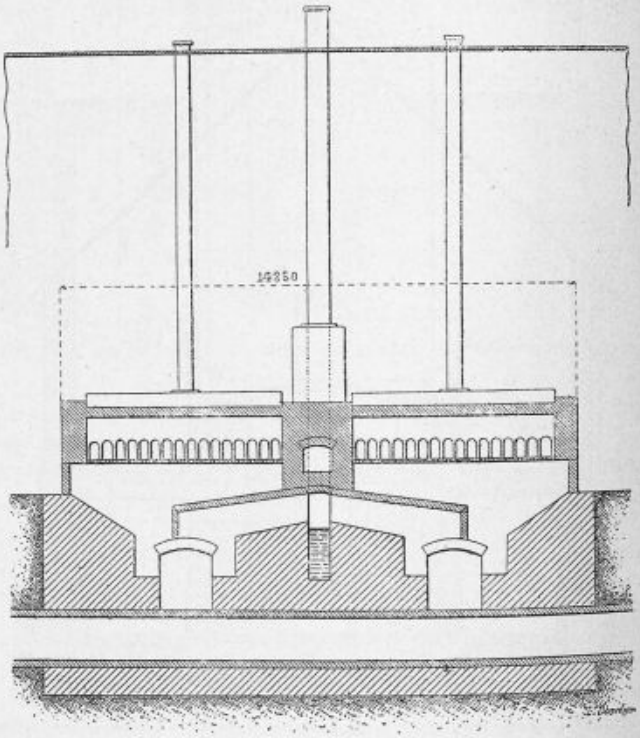


FIG. 158 *bis*. — Four de Lipine à hautes cheminées. Coupe longitudinale.

la longueur du four et servant de collecteurs de scories, puis vers deux canaux légèrement inclinés, situés en plan au-dessous de l'axe longitudinal du massif, enfin vers une cheminée en tôle, placée au milieu de celui-ci et débouchant à une hauteur de 12 à 13 mètres au-dessus du sol d'usine.

D'autres cheminées, dépassant, comme les précédentes, la toiture de la halle, assurent l'écoulement des produits de la distillation qui n'ont pas été condensés dans les appareils Kleeman, appareils dont sont munis presque tous les fours de la Société Silésienne et qui seront décrits plus loin.

Fours à deux brûleurs. — Ce type de fours est en usage depuis longtemps en Silésie : dès 1877, il était décrit par Georgi (*B. u. H. Ztg.*, t. XXXVI,

©BIU Santé

p. 100). Les brûleurs (fig. 156 et 159) avaient une section horizontale de 0m,60 sur 0m,45; ils étaient espacés de 4 mètres d'axe en axe. Ils débouchaient sur

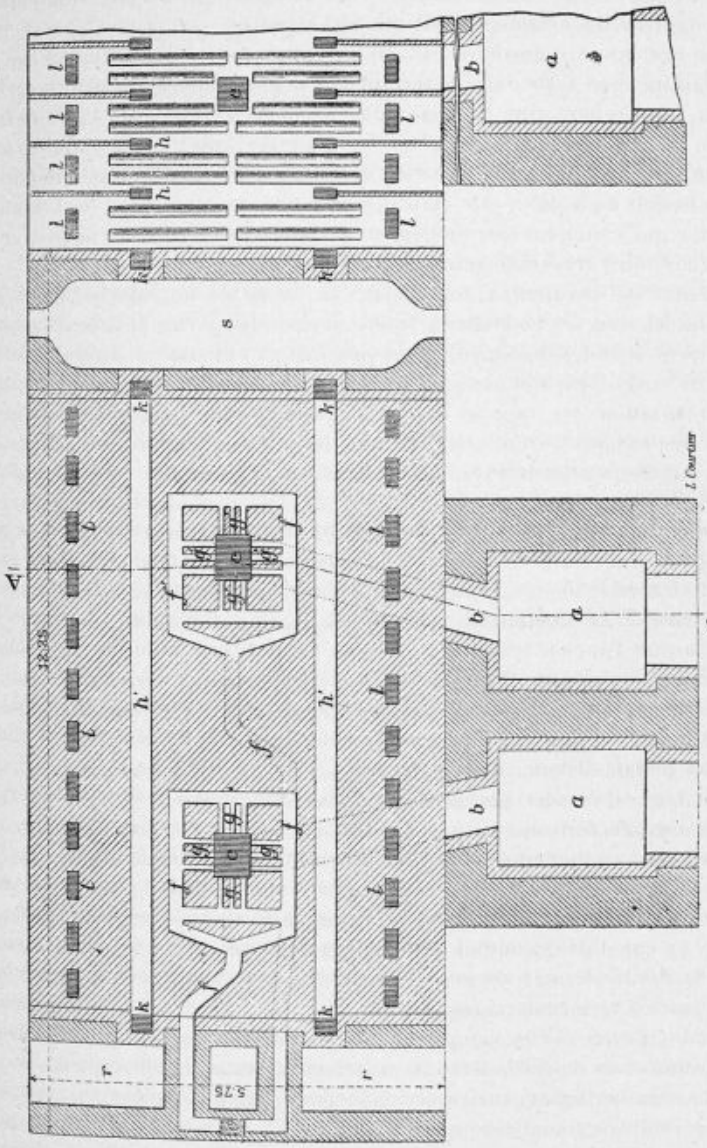


Fig. 159. — Four à deux brûleurs centraux. — Coupe longitudinale et plan. — Échelle 0,01.

une sole ayant 8m,30 de longueur et 2m,80 de largeur entre pieds-droits : cette sole recevait 48 moufles. La longueur normale des moufles était de 1m,60; elle se réduisait à 1m,40 en face des brûleurs.

Le massif, composé de deux fours symétriques, comportait une sole de calci-

©BIU Santé

nation, au milieu, et quatre chambres de cuisson des moufles, placées aux extrémités. Le tirage était assuré par de courtes cheminées; l'insufflation de l'air primaire et de l'air secondaire était effectuée par un seul ventilateur, système dont les inconvénients ont été déjà signalés.

Chaque brûleur était desservi par un gazogène dont la devanture, large de $1^m,55$, était inclinée à 60°; elle se terminait à sa partie inférieure par une grille à gradins, comprenant cinq barreaux dont le dernier était à $0^m,45$ au-dessus de la sole du cendrier. La paroi d'arrière était verticale; la conduite de gaz, présentant une section carrée de $0^m,60$ de côté, y débouchait à une hauteur de $1^m,90$ au-dessus de la sole; elle était raccordée directement avec les brûleurs. Les scories qui coulaient éventuellement à l'intérieur de ceux-ci ne pouvaient être évacuées qu'à travers le gazogène lui-même.

Les résidus de distillation tombaient, au cours du décrassage, dans des niches placées sous les embrasures et fermées par des portes en tôle. On les en retirait après un refroidissement assez prolongé. L'évacuation directe dans le sous-sol de l'usine, par des couloirs inclinés, est une solution bien préférable.

La condensation des vapeurs de zinc s'effectuait dans des allonges inclinées dont les dispositions seront décrites plus loin. Les poussières se déposaient dans des étouffoirs cylindriques, d'assez grandes dimensions.

Fours à deux brûleurs et à quarante moufles (usine de Bendzin). — Un type de four comportant l'emploi de deux brûleurs, mais d'un seul gazogène, est en service depuis l'année 1895 à l'usine de Bendzin, près Dombrowa (Pologne russe). Le nombre de moufles est de 40 par appareil; le tirage est obtenu, suivant l'ancien système, au moyen de courtes cheminées débouchant sous la toiture de la halle. Une variante du même type, caractérisée par l'emploi de hautes cheminées, a été installée, à une époque un peu plus récente, à l'usine Constantin, appartenant, comme celle de Bendzin, à la Société Franco-Russe et située à peu de distance de la première.

Chaque four est desservi par un seul gazogène, dont les dispositions générales sont celles usités dans les usines silésiennes. Les proportions actuelles des gazogènes sont actuellement un peu différentes de celles indiquées sur la planche XI. L'inclinaison de la devanture est toujours de 50° environ; mais la paroi pleine de cette devanture descend jusqu'à $1^m,10$ au-dessus de la sole du cendrier. Le canal de sortie des gaz a $0^m,800$ de large sur $0^m,675$ de hauteur à la clef : le bord inférieur de son ouverture se trouve à 2 mètres de hauteur dans la paroi d'arrière du gazogène.

En admettant que le charbon prenne une inclinaison de 35° environ, l'épaisseur minima sous laquelle l'air le traverserait serait de $0^m,70$ à $0^m,75$. Ce chiffre n'est pas suffisant pour assurer une gazéification complète. On a pu s'en assurer par diverses analyses, qui ont indiqué dans les gaz obtenus une proportion d'acide carbonique relativement élevée par rapport à celle d'oxyde de carbone, ainsi qu'il ressort des dosages suivants (en volume) :

	I	II
Acide carbonique	13,2	6,2
Oxyde de carbone	18,8	20,2

©BIU Santé

Des déterminations plus complètes avaient été faites vers 1891, à l'usine de Bendzin, sur des gazogènes un peu différents des gazogènes actuels. Elles avaient donné :

	I	II
Oxygène	3,6	4,1
Acide carbonique	8,2	5,6
Oxyde de carbone	14,2	19,9
Hydrogène (et hydrocarbures ?)	2,8	3,0
Azote	71,2	67,4
	100,00	100,00

Dans le deuxième cas, la prise d'essai avait été faite dans la fosse centrale d'un four, au-dessous des brûleurs. Il est possible qu'en ce point, assez éloigné des gazogènes pour que l'influence du soufflage cesse de s'y faire sentir et soumis à l'influence directe du tirage, il se soit produit des rentrées d'air importantes, et que, faute d'une température suffisante, la combinaison de l'oxygène ne se soit pas effectuée complètement.

A Bendzin, comme dans les usines silésiennes, les gaz sortent des gazogènes partiellement brûlés et à une température relativement élevée. On tend, dans les usines de la Société Franco-Russe, à modifier les conditions de fonctionnement de ces appareils dans un sens rationnel, en diminuant la surface de grille, surtout par voie de réduction de la hauteur de celle-ci. On a réduit quelque peu en même temps la largeur de devanture, qui était primitivement de $2^m,300$; les voûtes de gazogènes, moins surbaissées, sont devenues ainsi plus stables.

Le cendrier est fermé ; l'air y est insufflé par un canal rectangulaire, large de $0^m,250$ et haut de $0^m,300$, embranché sur un collecteur souterrain, qui est placé dans l'axe de la halle, au-dessous des substructions des fours, et alimenté d'air sous pression par un ventilateur unique. Sur ce collecteur s'embranchent également les conduits amenant l'air secondaire aux brûleurs. Ces conduits ont actuellement $0^m,175$ sur $0^m,250$; leur développement est plus considérable que celui des canaux aboutissant aux gazogènes et leur parcours plus sinueux; le débit de l'air primaire doit donc être plus considérable que celui de l'air secondaire.Un régime inverse serait mieux approprié à la gazéification de houilles aussi riches en matières volatiles que celles de Dombrowa.

Le canal d'amenée des gaz débouche au-dessus d'une fosse à scories que l'on peut nettoyer de temps à autre en démolissant un petit mur fermant un orifice spécial, ménagé sur la paroi opposée au gazogène. Vers le haut, cette fosse se prolonge par deux canaux inclinés, aboutissant chacun à un brûleur ayant une section horizontale de $0^m,350$ sur $0^m,350$. Les dispositions actuelles de ces brûleurs, séparés par un massif de $2^m,850$, diffèrent peu de celles usitées en Silésie. Il en était autrement à l'origine : le massif intermédiaire n'avait que $0^m,600$, et les parois extrêmes du canal d'amenée du gaz se prolongeaient, avec une inclinaison de 40°, jusqu'à intersection avec la sole. Cette disposition donnait à chacun des brûleurs une longueur de $2^m,25$; elle était évidemment défectueuse, car la veine gazeuse se décollait nécessairement des parois d'un ajutage divergent aussi

©BIU Santé

obtus et la combustion devait se développer exclusivement dans la région centrale. Les dispositions actuelles sont plus rationnelles.

Les moufles ont extérieurement 1m,650 de long, 0m,22 de largeur vers le haut et 0m,20 en bas. L'épaisseur de leurs parois latérales est de 0m,03 à l'avant et de 0m,04 à l'arrière; celle de la paroi du fond atteint 0m,12. Ceux de ces récipients, au nombre de 8 par four, qui se trouvent en face des brûleurs, ont une longueur de 1m,55. La hauteur extérieure de tous les moufles est seulement de 0m,60.

La capacité totale des moufles est de 4m,630. La charge que l'on y introduit se compose de 4.440 kilogrammes de calamine crue (soit environ 3.420 kilogrammes de calamine calcinée) et de 985 kilogrammes de menu coke.

La condensation des vapeurs de zinc s'effectue d'abord dans un système d'allonges en terre réfractaire, placées dans la partie supérieure de chaque embrasure, suivant une variante du type Dagner (voir p. 409), puis dans un étouffoir cylindrique en tôle, de 0m,870 de longueur et de 0m,230 de diamètre, muni d'une cloison longitudinale qui ramène les gaz vers l'arrière. Ces gaz s'écoulent par une tubulure de petit diamètre, engagée dans un ouvreau de la devanture; ils sont recueillis ensuite par un collecteur placé au-dessus des embrasures A l'usine Constantin, ils devaient primitivement passer de ce collecteur dans un gros tuyau en tôle de 1 mètre de diamètre, suspendu au-dessus des massifs, dans l'axe de la halle, et aboutir finalement à la grande cheminée assurant le tirage du four. Cette dernière partie du système de condensation n'a guère fonctionné jusqu'ici, parce qu'elle donne des risques d'explosions dans les conduites.

Les poussières recueillies dans les étouffoirs tiennent de 85 à 90 pour 0/0 de zinc métallique.

Les fours de l'usine Constantin diffèrent de ceux de l'usine de Bendzin en ce que leur tirage est assuré par deux grandes cheminées, ayant 47 mètres de hauteur, 2m,80 de diamètre à la base et 2 mètres au sommet, chacune desservant six fours à 40 moufles. Cette disposition a donné lieu à de graves difficultés au moment de la mise en marche : le tirage était trop intense et difficile à régler.

Le seul mode de réglage prévu à l'origine consistait en effet dans l'emploi de registres en fonte, comportant 0m,0025 de jeu et placés sur les carneaux de tirage, à quelques mètres seulement des fours. Ces registres se coincèrent dès le séchage et ne rendirent aucun service. On pouvait s'y attendre, étant donné que, d'après des déterminations approximatives faites avec des montres de Seger, la température du gaz sortant des fours est de 1.050 à 1.200° dans l'après-midi et dépasse très notablement ce dernier chiffre pendant la nuit.

Les registres en fonte ont été remplacés par des registres en terre réfractaire, disposés verticalement sur les carneaux principaux de tirage et horizontalement sur ceux de moindre importance qui desservent les soles secondaires.

On a achevé de régler le tirage en installant un registre secondaire, formé d'une grande brique à plat, à chaque extrémité du collecteur de flammes placé sous la sole, en avant des devantures. Il existe, en outre, un registre à la base de la cheminée; mais son efficacité est moindre que celle des précédents.

©BIU Santé

On règle l'admission d'air secondaire au moyen d'un registre en fonte placé sur le canal vertical amenant le vent aux brûleurs.

L'atténuation du tirage a eu pour résultat une économie très sensible sur la consommation de houille, qui, de 6.500 kilogrammes par four et par jour, s'est abaissée à un chiffre peu supérieur à 5.000 kilogrammes, chiffre que l'on obtenait régulièrement à Bendzin, avec des fours à courtes cheminées.

La teneur moyenne des minerais traités ne dépasse guère 15 0/0 ; la perte est de 24 à 25 0/0 de la teneur, en tenant compte des poussières. Elle est attribuable principalement à la proportion de zinc retenue par les résidus ; cette proportion est de 2 à 2,25 unités et diffère peu de celle constatée ordinairement dans les usines silésiennes.

L'évacuation des résidus s'effectue au moyen de canaux qui descendent d'abord verticalement, puis avec une pente modérée, à travers les substructions du four.

Fours à quatre brûleurs. — Un type de four à quatre brûleurs, desservis par deux gazogènes, est en service depuis 1887 à Hohenlohehütte, près Kattowitz. Il a été décrit par P. Schmieder (*B. u. H. Jahrbuch.*, 1889, p. 389) ; nous compléterons la description donnée par cet auteur en nous servant des renseignements que nous avons recueillis au cours de deux visites à l'usine.

Les fours (Pl. XII) ont intérieurement 11 mètres de long sur $3^m,20$ de largeur entre pieds-droits ; ils présentent de chaque côté 16 embrasures de $0^m,575$ de large séparées par des pieds-droits de $0^m,105$ d'épaisseur. Chaque embrasure reçoit 2 moufles ayant intérieurement $0^m,15$ de large et $0^m,56$ de haut ; 48 de ces moufles ont $1^m,66$ de long (extérieurement), les 16 autres, placés en face des brûleurs, n'ont que $1^m,46$.

Les brûleurs A ont en plan $0^m,445$ sur $0^m,288$; ils sont placés en face de la troisième et de la septième embrasure, en comptant à partir des extrémités.

Les canaux d'admission d'air y débouchent à $0^m,55$ au-dessous de la sole. La cote correspondante est de $0^m,45$ à Bendzin ; elle n'était que de $0^m,20$ dans certains types antérieurs, celui de Paulshütte par exemple.

Les deux brûleurs, placés du même côté du plan transversal médian du massif, sont desservis par un seul gazogène G, ayant $1^m,70$ de largeur de devanture. Sa grille à gradins, formés de 7 barreaux, n'a pas moins de $1^m,50$ de développement suivant sa pente, sans compter l'intervalle de $0^m,37$ existant au-dessous du dernier barreau. La traverse soutenant la partie pleine de la devanture est à $1^m,45$ de hauteur, tandis que le bord inférieur du canal de sortie des gaz n'est qu'à $1^m,10$; la pente de la devanture est de 45° seulement et les orifices de chargement sont placés au-dessus de sa partie supérieure.

Les gaz sortent très chauds, mais assez pauvres en éléments combustibles ; ils remontent vers l'axe du four par une conduite C, faiblement inclinée et de forte section. Cette conduite aboutit à une fosse centrale D, dont la largeur, de $0^m,628$ seulement vers le haut, augmente vers le bas jusqu'à atteindre $1^m,25$, de manière à former un réservoir destiné à recevoir les débris de creusets et les scories fluides. On peut effectuer l'enlèvement de ces résidus par des ouvertures ménagées aux extrémités du massif et nettoyer le canal d'amenée des gaz par des ouvertures B, placées dans son prolongement.

©BIU Santé

Au-dessous de la fosse centrale se trouve un canal V, assurant la distribution du vent entre le gazogène et les brûleurs. Cette distribution est régularisée au moyen de registres placés sur les deux systèmes de dérivations.

A Hohenlohehütte, on ne souffle les gazogènes que pendant la nuit, période au cours de laquelle on cherche à obtenir le maximum de température à l'intérieur des fours. D'après des déterminations faites au pyromètre thermo-électrique et contrôlées au moyen de montres de Seger, ce maximum serait compris entre 1.550 et 1.600° C. Pendant le jour, les cendriers restent ouverts et les gazogènes fonctionnent par tirage naturel, celui-ci étant assuré soit au moyen de courtes cheminées, suivant l'ancienne formule, soit au moyen d'une grande cheminée, de 50 mètres de hauteur et de $2^{m},50$ de diamètre à sa base, desservant un groupe de huit fours.

Pour le régulariser, on se sert de quatre registres horizontaux, placés aux quatre angles du four et formés de grandes briques réfractaires.

Les 36 fours, à 64 moufles chacun, qui sont en service à Hohenlohehütte, sont alimentés d'air sous pression par 2 ventilateurs, de 4 mètres de diamètre, avec une largeur de 1 mètre suivant l'axe, marchant ordinairement à une vitesse de 70 à 80 tours par minutes. Ces deux appareils fonctionnent simultanément la nuit et alternativement le jour.

Les flammes sortent du laboratoire du four par les canaux O placés en avant des cloisons séparant les embrasures, se réunissent dans deux collecteurs H placés au-dessous de la sole et aboutissent enfin soit à 4 cheminées de faible hauteur, placées aux angles du massif, soit à 4 canaux, descendant verticalement et se reliant à des galeries horizontales qui aboutissent à la base des cheminées communes.

La condensation des vapeurs de zinc s'effectue suivant un système dérivé du type Dagner et fort analogue à celui en usage à Bendzin. Les gaz sortant de chaque moufle parcourent d'abord une allonge inclinée, en terre réfractaire, où se condense le zinc liquide; ils se réunissent ensuite avec ceux provenant du moufle voisin pour circuler à travers deux allonges analogues, superposées l'une à l'autre dans le plan médian de l'embrasure, puis à travers un étouffoir à cloison intérieure, ne différant de celui de Bendzin que par sa section transversale, qui est carrée au lieu d'être circulaire. Un ajutage conique les fait passer dans une des galeries PP, établie au-dessus des embrasures, et de là dans un système de chambres de condensation qui sera décrit plus loin. Le tirage des galeries P, P est réglé au moyen de 4 registres placés à leurs extrémités.

A une des extrémités du four se trouvent 2 soles de calcination S, S; à l'autre, 2 chambres M, M, servant à cuire les moufles. Un des fours de l'usine a reçu, à la suite de ces chambres, un petit four annexe, à 8 moufles, destiné à la réduction des poussières cadmifères; la température est assez basse dans ce petit four pour que l'oxyde de cadmium s'y réduise sans que l'oxyde de zinc subisse de réduction sensible.

Le tirage est réglé, pour ces appareils accessoires comme pour le four lui-même, au moyen de briques réfractaires posées à plat et formant registre sur 4 carneaux desservant chacun une des soles.

L'évacuation des résidus se fait directement au moyen de canaux débouchant

©BIU Santé

dans le sous-sol de l'usine. D'après P. Schmieder, leur teneur en zinc aurait atteint 5 0/0 aux débuts du fonctionnement de l'usine, vers 1888. L'élévation de ce chiffre était, semble-t-il, attribuable à l'imperfection du grillage à cette époque : une analyse de la blende grillée avait indiqué 5,48 0/0 de soufre, dont 1,1 à l'état de sulfate. Aujourd'hui, la proportion totale de soufre dans la blende grillée dépasse rarement 1,5 0/0, et cela sous la forme de sulfate exclusivement ; la teneur en zinc dans les résidus de distillation se serait abaissée, dit-on, à 2 0/0 en moyenne, parfois même à 1,5 0/0.

FOURS SILÉSIENS A RÉCUPÉRATEURS TUBULAIRES

La récupération continue, réalisée au moyen d'appareils tubulaires en terre réfractaire, ne semble pas avoir été appliquée en Silésie depuis l'échec des expériences faites à Silesiahütte, vers 1867 (p. 380).

Le système n'a cependant rien d'incompatible avec l'emploi de grands

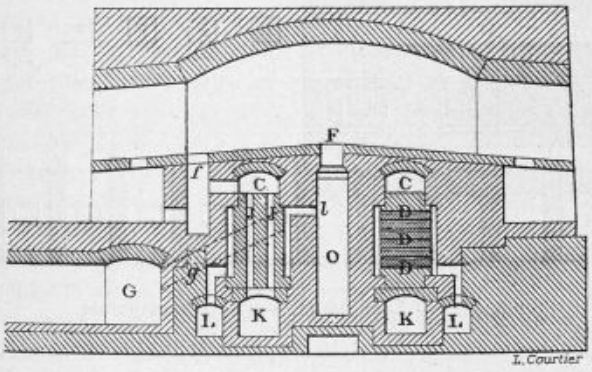


Fig. 160. — Four Haupt. — Coupe transversale.

moufles, distribués en rangée unique ; son application au type silésien a été étudiée par M. Haupt (Spirek, *Œsterr. Zeitschr.*, 1881, p. 336).

La superstructure du four Haupt ne diffère pas de celle des fours silésiens ordinaires ; elle peut comporter l'emploi d'un nombre illimité de moufles, car le chauffage s'effectue d'une manière indépendante pour chaque section du four, correspondant à un petit nombre d'embrasures.

Les gaz, produits dans des gazogènes indépendants, sont amenés par un grand canal horizontal G (fig. 160 et 161) et par de petits canaux obliques *g* dans la partie supérieure d'une fosse centrale O ménagée sur toute la longueur du four. Cette fosse fonctionne à sa partie inférieure comme réservoir à scories, à sa partie supérieure comme brûleur, la combustion du gaz s'y effectuant sous l'action de jets d'air chaud provenant des récupérateurs D.

©BIU Santé

Les flammes sortent de la fosse par une série d'ouvreaux F, placés sur l'axe de la sole, montent d'abord vers la voûte, puis redescendent vers les embrasures et sortent par d'autres ouvreaux *f*, placés à la base des pieds-droits d'embrasures.

Elles pénètrent alors dans les récupérateurs D, dont la disposition spéciale constitue le trait caractéristique du four Haupt. Ces récupérateurs sont de volumineux prismes rectangulaires, en terre réfractaire, traversés par deux systèmes de canaux cylindriques, les uns J, verticaux, servant à la circulation descendante des flammes perdues, les autres S, horizontaux, servant à celle de l'air secondaire de l'extérieur vers l'intérieur du four. Les flammes perdues vont se réunir dans des collecteurs horizontaux K, K, et de là se rendent à la cheminée; l'air

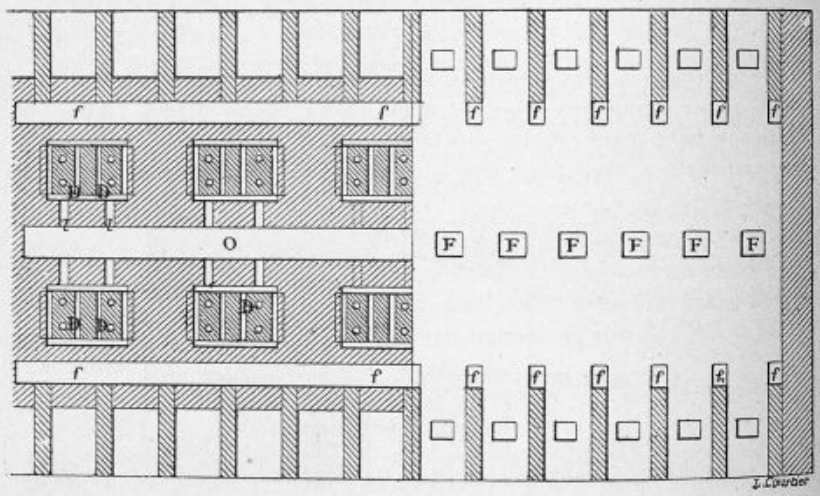


Fig. 161. — Four Haupt. — Coupe horizontale.

secondaire, introduit par le canal L, s'échauffe en parcourant les canaux O, se réunit dans un collecteur étroit, situé contre le mur latéral de la fosse centrale, et débouche dans celle-ci par des ouvreaux *l*, placés aux deux tiers environ de sa hauteur.

Il existe un ouvreau F par embrasure et un récupérateur pour deux embrasures et demie ; le four se décompose donc, dans le sens longitudinal, en une série de segments identiques.

Le récupérateur Haupt présente des dispositions originales, dont les avantages par rapport aux types usuels sont au moins discutables. Ces dispositions sont peu appropriées à une transmission active de la chaleur, puisque celle-ci ne s'effectue efficacement que sur une étendue relativement restreinte, au voisinage des points de plus courte distance des canaux des deux systèmes; d'autre part elles ne permettent pas de faire subir à l'air secondaire un chauffage méthodique.

©BIU Santé

Au point de vue pratique, le nettoyage des canaux verticaux, parcourus par les flammes perdues, est impraticable quand le four est chauffé. L'introduction de scories dans ces canaux n'est pas trop à craindre, puisque les flammes, avant d'y pénétrer, ont passé dans un carneau profond, où elles ont dû déposer les scories qu'elles entraînaient. Mais elles transportent toujours de l'oxyde de zinc, qui se précipiterait sur les parois et gênerait le tirage.

Les dispositions du four Haupt ne semblent pas avoir reçu la sanction de la pratique.

Aucun autre type de récupérateurs tubulaires n'a été mis en service courant ni même expérimenté dans les usines de la Haute-Silésie.

FOURS SILÉSIENS A RÉGÉNÉRATEURS SIEMENS

C'est au contraire dans ce district qu'on a commencé à introduire dans la pratique courante l'application du système Siemens au chauffage des fours à zinc. Dès avant 1870, un certain nombre d'usines étaient entrées dans cette voie, notamment celles de MM. Newton, Keates and Co (St.-Helens) et de MM. Sheldon, Bush and Co, en Angleterre, celle de la Société de la Vieille Montagne située en Belgique et dans la région rhénane, Antonienhütte et Paulshütte en Silésie, enfin l'usine royale Muldenhütte, à Freiberg. Les dispositions, adoptées dans ce dernier établissement, vers 1867, ont été décrites peu d'années après (*B. u. H. Ztg.*, 1870, pl. III, fig. 1 à 3); elles n'ont pas été modifiées sensiblement par la suite. Parmi les autres usines énumérées ci-dessus, Paulshütte est la seule qui ait continué à appliquer le système Siemens, concurremment avec le type à brûleurs centraux.

L'usine Wilhelminenhütte, située près de Schoppinitz, comme la précédente et appartenant à la même société (Georg von Giesche's Erben), emploie exclusivement les fours à régénérateurs; il en est de même de deux usines silésiennes, d'importance relativement secondaire, Norma et Kunigunde, situées près de Kattowitz. Les autres producteurs de zinc du district ont conservé, en général, le type à brûleurs centraux, sauf de rares exceptions.

L'adoption du système Siemens permet de réaliser une économie indiscutable sur les consommations de houille de chauffage et de produits réfractaires, mais on oppose souvent à ce système une objection tirée de ce que les gazogènes desservant les fours Siemens devraient nécessairement fonctionner par tirage naturel et exigeraient, en conséquence, l'emploi de charbon beaucoup plus gros que celui consommé ordinairement par les gazogènes soufflés. Cette objection est sans valeur réelle; la pratique des districts belge et rhénan en a démontré l'inanité. D'autre part, la différence des frais de premier établissement, suivant le système adopté, ne suffit pas pour justifier la préférence donnée généralement aux fours dépourvus de tout appareil de récupération de chaleur. La véritable cause de la préférence accordée aux fours de cette dernière catégorie doit être cherchée dans le bas prix du combustible en Silésie, jusqu'à ces

©BIU Santé

derniers temps du moins, ainsi que dans l'économie de surveillance que l'emploi d'un type de four relativement simple permet de réaliser.

Étant donné que les usines silésiennes ont l'habitude de conduire leurs gazogènes de manière à obtenir des gaz partiellement brûlés et très chauds, il aurait été logique d'expérimenter le chauffage de l'air secondaire seulement, au moyen de deux empilages. Aucune tentative n'a été entreprise dans ce sens : tous les fours Siemens fonctionnant en Haute-Silésie sont munis de quatre empilages et alimentés par des gazogènes à siphon qui sont d'ailleurs conduits, à peu près comme ceux des fours à brûleurs centraux, autant du moins qu'on peut en juger d'après l'apparence des grilles. Il est probable que la gazéification s'y opère dans des conditions médiocrement satisfaisantes et que le refroidissement complet des gaz, réalisé par l'emploi du siphon, donne lieu à une perte assez importante sur le pouvoir calorifique total du combustible.

Un trait caractéristique des fours Siemens en service en Silésie est le mode de circulation des flammes dans le laboratoire. Le gaz et l'air y pénètrent par un certain nombre d'ouvreaux ménagés dans la sole, sur l'axe longitudinal de celle-ci et vers une de ses extrémités; les flammes s'élèvent vers la voûte et redescendent pour sortir par une deuxième série d'ouvreaux qui est disposée symétriquement à la première, par rapport au plan vertical passant par le milieu de chacune des devantures. La circulation s'effectue donc dans une zone peu étendue, de part et d'autre du plan de symétrie longitudinal du four; la plus grande partie de la capacité du laboratoire n'est chauffée que par la diffusion latérale de la flamme et par la radiation de la voûte.

A première vue, il semblerait que la circulation des flammes dans un sens perpendiculaire aux devantures fût préférable au point de vue de la régularité du chauffage. La pratique des usines rhénanes et belges, mieux encore que celles des usines silésiennes, a montré que le chauffage par circulation longitudinale pouvait donner d'excellents résultats.

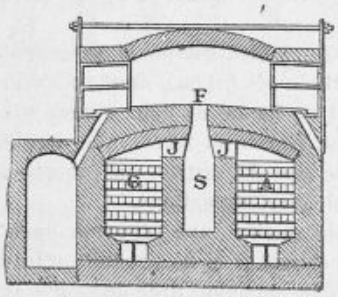


Fig. 162. — Four silésien, à récupérateurs Siemens. — Coupe transversale.

Les premiers modèles de fours Siemens mis en service dans les usines silésiennes recevaient 46 ou 56 moufles (Kunigundehütte, Wilhelminenhütte). La suppression des soles annexes, tout indiquée du moment qu'on adoptait le système Siemens, a permis d'augmenter le nombre des moufles, et de le porter à 64 ou même à 72, sans modifier les substructions du massif.

L'inversion des courants de gaz et d'air s'effectue au moyen du distributeur primitif de Siemens, formé de valves en fonte, à axe horizontal, tournant de 90° à chaque inversion (Pl. XIII). Les gaz et l'air sont conduits de cet appareil aux empilages par des carneaux souterrains, ayant environ $0^m,60$ de large sur $0^m,75$ de haut.

Les chambres à briques A et G (fig. 162) sont placées aux quatre angles du

©BIU Santé

massif, immédiatement au-dessous du four. Dans le sens transversal, elles sont séparées par une galerie ouverte à ses deux extrémités, assez large pour permettre au besoin de surveiller l'état des empilages par de petits ouvreaux ménagés dans leur paroi (Pl. XIII). Dans le sens longitudinal, ces chambres sont séparées par une fosse profonde S (fig. 162), située au-dessous des orifices F de sortie de la flamme et destinée à recevoir les scories ou les débris tombés par ces orifices, de manière à éviter l'obstruction des empilages. De temps en temps on la nettoie en démolissant à cet effet le petit mur qui ferme une de ses extrémités.

Les chambres contenant les empilages ont, pour un four à 36 moufles, 3m,50 de long sur 1 mètre de large; elles sont recouvertes à leur partie supérieure soit par une demi-voûte cylindrique (Pl. XIII), soit par une voûte en arc très

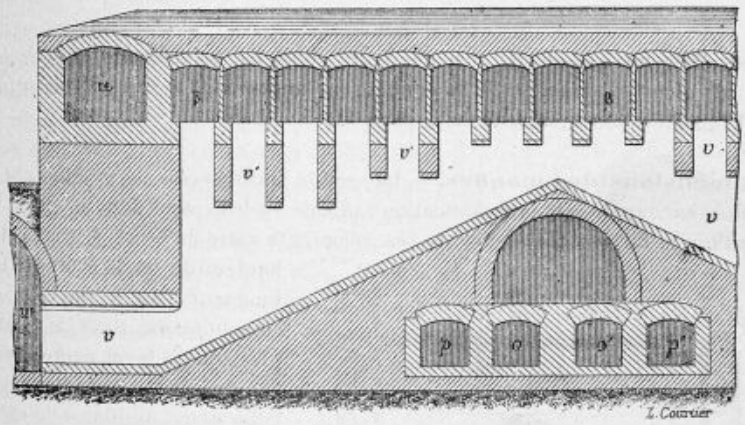


FIG. 163. — Four silésien à enregistreurs Siemens. — Coupe parallèle aux devantures, faite par le plan médian des couloirs d'évacuation des résidus. — Echelle, 0,01.

surbaissé s'étendant d'une paroi à l'autre (fig. 162). La hauteur occupée effectivement par les empilages ne dépasse pas d'ordinaire 1m,40.

Le gaz et l'air sortent de ces chambres par des orifices J (fig. 162), alternés en plan ainsi que le montre la coupe horizontale de la Planche XIII; ils sont séparés par des cloisons verticales jusqu'au niveau de la sole du four où ils débouchent par des ouvreaux d'environ 0m,15 sur 0m,20. A ce niveau, leur direction est sensiblement verticale; elle est déviée dans le sens horizontal par le tirage qui les dirige vers la série symétrique d'ouvreaux, placée de l'autre côté du four; cette déviation facilite le brassage qui est nécessaire pour réaliser la combustion complète.

L'évacuation des résidus peut se faire soit à travers la halle même, après refroidissement préalable dans les niches placées sous les embrasures (Pl. XIII), soit par le sous-sol, au moyen de couloirs inclinés. Le deuxième système avait été considéré d'abord comme peu compatible avec l'emploi des empilages Siemens, parce qu'on admettait que l'espace occupé par ces empilages dans les

©BIU Santé

substructions du four ne permettait pas d'installer commodément les couloirs d'évacuation des résidus. Il n'en est rien, car une augmentation insignifiante des dimensions du massif inférieur permet de réserver dans ce massif des couloirs d'évacuation parallèles aux devantures et débouchant aux deux extrémités du four, au niveau du sol des caves (fig. 163). On obtient un résultat équivalent au moyen de couloirs inclinés disposés comme le montre la figure 162. Le deuxième système présente plus de garanties que le premier contre les obstructions, toujours à craindre avec des couloirs longs, étroits et difficiles à nettoyer.

DÉTAILS DE CONSTRUCTION DES FOURS SILÉSIENS

Les éléments caractéristiques des fours silésiens, transformés par l'adaptation de chauffes gazogènes et de condenseurs recueillant le zinc à l'état liquide, sont résumés dans le tableau de la page 419.

Dimensions des moufles. — La section transversale des moufles n'a pas varié beaucoup depuis la modification radicale opérée par Knaut en 1833. Aujourd'hui la largeur intérieure de ces récipients varie de 0m,14 à 0m,15, leur hauteur de 0m,56 à 0m,67; leur longueur s'est accrue très sensiblement par suite de la suppression du foyer central et de l'augmentation de la largeur du laboratoire, rendue elle-même possible par l'application du chauffage au gaz : mesurée intérieurement, cette dimension est de 1m,60 à 1m,75. La capacité intérieure des moufles varie donc entre 115 et 145 litres ; leur nombre par four est compris entre 56 et 72 ; le volume total destiné à recevoir la charge atteint, en moyenne, 8 à 10 mètres cubes, alors qu'il ne dépassait pas 2 à 3 autrefois.

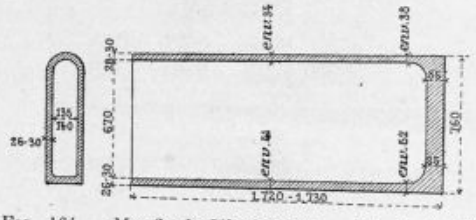


FIG. 164. — Moufle de Silesiahütte. — Echelle 0,025.

L'épaisseur des parois est parfois uniforme sur toute la longueur, mais le plus souvent elle augmente depuis la gueule du moufle jusqu'au fond ; celle de la sole est ordinairement un peu plus forte que celle des parois latérales. Mais c'est surtout la paroi de fond qui présente un excès considérable d'épaisseur, justifié par l'intensité du coup de feu développé sur cette paroi par le mode actuel de chauffage. La figure 164, qui représente un moufle de Silesiahütte, donne une idée des proportions usitées actuellement.

Utilisation de la capacité intérieure du four. — Malgré l'accroissement considérable de la capacité intérieure des moufles, le rapport de cette

©BIU Santé

capacité au volume intérieur total du laboratoire n'a pas beaucoup varié ; il a un peu augmenté en général, notamment dans le cas des grands fours à brûleurs centraux, tels que ceux de Hohenlohehütte. Dans celui des fours Siemens, il semble qu'on ait craint de rendre le chauffage insuffisant en rapprochant trop les moufles les uns des autres ; cette crainte était justifiée en ce sens que les flammes, circulant seulement dans la zone médiane du four, ne chauffent les parois latérales des moufles que d'une manière indirecte.

Dispositions des embrasures et des pieds-droits. — Il semble inutile de donner aux embrasures une ouverture supérieure à $0^m,60$; avec cette dimension et une largeur extérieure de $0^m,21$ pour chaque moufle, il reste encore $0^m,06$ d'intervalle, soit entre un moufle et un pied-droit, soit entre deux moufles voisins. A Hohenlohehütte, l'ouverture des embrasures a été réduite à $0^m,375$.

L'épaisseur normale des pieds-droits est de $0^m,105$ (4 pouces) ; elle ne pourrait être réduite davantage sans compromettre la stabilité des voûtes. Les pieds-droits sont formés ordinairement d'un seul bloc réfractaire. M. Cochlovius a proposé de remplacer ces blocs par des cadres évidés en fonte, *acdefb* (fig. 165), consolidés par une traverse *ik* et portant une saillie *k* sur laquelle s'appuierait la traverse *l* supportant les allonges. Ces cadres ne seraient pas protégés, du côté intérieur, par un revêtement réfractaire (fig. 162) ; ils risqueraient donc de se brûler rapidement. L'emploi des cadres Cochlovius ne s'est pas répandu en Silésie ; les usines de ce district continuent à construire les pieds-droits en matériaux réfractaires, sauf à les consolider extérieurement au moyen de fortes armatures formées de poutrelles ou de rails reliés au-dessus du four par des tirants.

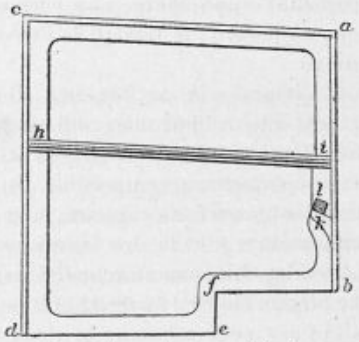


FIG. 165. — Cadre Cochlorius.

Construction des voûtes. — La forme en dôme, usuelle dans les anciens fours silésiens, a disparu aujourd'hui. Les voûtes sont à intrados cylindrique, avec génératrices parallèles aux devantures ; leur surbaissement est moindre, ce qui leur donne plus de stabilité.

On les construit non plus en pisé, mais en briques réfractaires, et on leur donne une épaisseur de $0^m,22$ à $0^m,24$.

Armatures du four. — Chaque pied-droit d'embrasure est soutenu par une poutrelle ou par un rail appliqué contre sa face antérieure ; la consolidation de la devanture est complétée au moyen de fers plats de $0^m,015$ d'épaisseur, passés entre les armatures verticales et la tête des voûtes d'embrasures, celles-ci se trouvant ainsi contrebutées dans toute leur étendue contre la poussée de la voûte principale. Les murs latéraux du four sont munis d'armatures analogues.

©BIU Santé

Les usines silésiennes tendent d'ailleurs, comme les usines belges et rhénanes, à consolider leurs fours de plus en plus solidement pour leur assurer une durée plus longue.

Appareils de condensation. — Allonges. — En 1877, d'après Georgi, l'ancienne *botte* n'était plus en service que dans une seule usine, celle de Bobreck ; son emploi est définitivement abandonné aujourd'hui.

Dès 1860, on avait commencé à lui substituer un système analogue à celui en usage en Belgique et comprenant : 1° une allonge en terre réfractaire condensant le zinc liquide ; 2° une plaque antérieure de fermeture, en terre ou en fonte enduite d'argile ; 3° un étouffoir en tôle, servant à recueillir les poussières.

Les allonges sont utilisées en Silésie tout autrement que ne le sont les tubes en Belgique. On extrait le zinc de ceux-ci par de fréquents tirages au grattoir, méthode qui exige de la part de l'ouvrier une certaine dextérité et donne lieu à l'absorption d'un peu de fer par le zinc liquide. Les allonges (*vorlagen*) silésiennes sont, au contraire, disposées de manière à emmagasiner tout le zinc provenant d'une charge et à permettre ainsi d'effectuer la coulée directement dans un poêlon ; le travail de l'ouvrier est beaucoup plus facile dans ces conditions.

A l'origine, la section des allonges était cylindrique (fours Thometzek, fig. 82) ; aujourd'hui son profil est formé d'un rectangle surmonté d'une demi-circonférence. Elle doit être de dimensions telles que, d'une part, l'allonge puisse s'engager, avec un faible jeu, dans l'ouverture supérieure du moufle et que, d'autre part, sa capacité, pour une longueur de 1 mètre à 1m,10, suffise à emmagasiner tout le zinc fourni par une charge.

Avec les dimensions actuelles des moufles, les allonges ont intérieurement une largeur de 0m,11 à 0m,12 et une hauteur de 0m,15 à 0m,18 ; comme on ne les enlève pas pour effectuer le chargement, leur section ne doit présenter aucun ressaut qui puisse gêner le passage de la cuiller. Parfois elle est constante sur

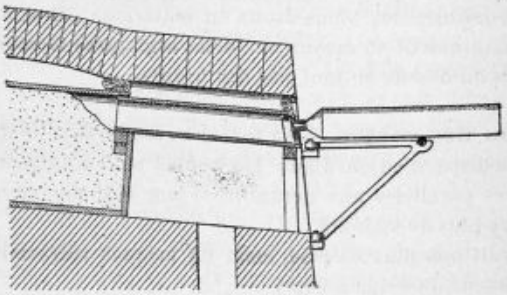


Fig. 166. — Condenseur et étouffoir d'un moufle silésien.
Coupe par le plan médian du moufle.

toute la longueur (fig. 166) ; d'autres fois elle augmente vers l'extrémité antérieure (fig. 170).

La section et l'inclinaison de l'allonge doivent être combinées de manière à éviter tout déversement du zinc liquide soit dans l'étouffoir, soit dans le moufle

©BIU Santé

Cette condition n'est pas difficile à remplir, étant donnée la faible teneur des minerais traités dans les usines silésiennes. La charge d'un moufle, bien qu'atteignant couramment le chiffre de 100 kilogrammes de minerai cru, soit de 75 à 80 kilogrammes de calciné, ne rend pas plus de 15 à 16 kilogrammes de zinc dont le volume est à peine supérieur à 2 litres. Pour emmagasiner ce volume dans une allonge de section uniforme, il suffit d'une inclinaison de $0^m,04$ sur la longueur totale de l'allonge, soit de 2 degrés et demi. Or, en pratique, la génératrice supérieure de l'allonge est ordinairement parallèle à la sole du moufle et présente, par suite, une inclinaison de 4 à 5 degrés. Les allonges évasées vers l'extérieur ont, à plus forte raison, une capacité suffisante.

L'allonge est coupée à l'arrière par un plan normal aux génératrices, à l'avant par un plan oblique qui doit être, dans sa position normale, vertical ou un peu incliné vers l'arrière, de manière à donner plus de stabilité à la plaque de fermeture. Celle-ci présente à sa partie inférieure une entaille que l'on tient bouchée pendant le travail au moyen d'un tampon de pâte réfractaire et que l'on débouche pour la coulée; en haut, elle est munie d'une sorte d'ajutage conique (fig. 166) sur lequel s'engage à frottement le col également conique de l'étouffoir (*ballon*).

Étouffoirs. — Pendant longtemps on s'est contenté, pour assurer la condensation des poussières, d'employer des étouffoirs cylindriques analogues à ceux des usines belges, en leur donnant des dimensions un peu plus fortes, $0^m,15$ à $0^m,20$ de diamètre et $0^m,80$ à $1^m,10$ de longueur par exemple. Ces étouffoirs, engagés sur l'ajutage conique de l'allonge, étaient supportés en avant par des barres de fer parallèles à la devanture du four (fig. 166) et soutenues elles-mêmes par des consoles en fer, soit fixes, soit mobiles autour d'un axe vertical, de manière à se rabattre contre la devanture du four pendant la période de chargement.

Un grand nombre d'usines silésiennes appliquent aujourd'hui, pour assurer la condensation du zinc et des poussières zincifères, des dispositions plus compliquées dont l'emploi concourt à améliorer la composition de l'atmosphère des halles de travail et à rendre le séjour de celle-ci moins pénible pour les ouvriers.

Un élément caractéristique de la plupart de ces dispositions est l'emploi de canaux de forte section, en tôle ou en maçonnerie, placés au-dessus des voûtes d'embrasures ou de la voûte du four lui-même; ces canaux reçoivent les gaz à leur sortie des allonges et des étouffoirs et les conduisent à des chambres de condensation aménagées en vue de compléter la précipitation des poussières. Les gaz, presque complètement épurés, sont évacués par de grandes cheminées, communes à plusieurs fours.

Cette combinaison figurait déjà dans le brevet Drapier, du 3 juin 1852, ayant pour objet la fabrication directe du blanc de zinc dans un four analogue au four silésien. Elle comporte tantôt la suppression complète des étouffoirs (systèmes Kleemann, Dagner), tantôt une modification plus ou moins radicale de la forme de ces appareils (systèmes Hawel, Steger, Palm, etc.). Certaines usines silésiennes se sont contentées de modifier la forme et les dispositions des étouffoirs

©BIU Santé

de manière à retenir les poussières de zinc aussi complètement que possible; les gaz, une fois purifiés, se dégagent dans la halle ou sont renvoyés dans le laboratoire du four. C'est à ce dernier ordre de combinaisons que se rattachent les systèmes Recha et Bugdoll, ainsi que certains types d'étouffoirs verticaux.

Appareil Recha. — L'appareil Recha se compose de deux cylindres horizontaux superposés (A et B, fig. 167); l'inférieur présente la forme d'un étouffoir ordinaire, avec cette seule différence que l'orifice central de son fond antérieur est muni d'une soupape *s*, s'ouvrant de dehors en dedans, de manière à empêcher l'écoulement des gaz. Ceux-ci sont obligés de passer dans le cylindre supérieur B, par un court raccordement vertical, de parcourir ce cylindre d'avant en arrière, et de s'échapper par l'orifice supérieur *x*, placé ordinairement au-dessous d'une hotte qui fait saillie au-dessus de la devanture. La soupape *s* permet l'introduction d'une tige de fer pour dégager le col de l'étouffoir, au cas où celui-ci se trouverait obstrué. Le nettoyage du corps supérieur B se fait en enlevant la fermeture *y* du fond postérieur, fermeture qui peut d'ailleurs fonctionner comme soupape de sûreté, en cas d'explosion.

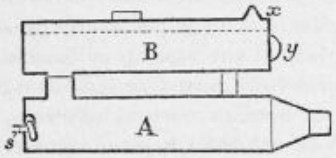


Fig. 167. — Étouffoir Recha.

Appareil Bugdoll (brevet allemand n° 11545). — Ce système conserve à l'étouffoir sa forme ordinaire, mais adapte à l'orifice central, servant normalement à assurer l'écoulement des gaz, une soupape (*b*, fig. 168), qui s'ouvre de dehors en dedans, comme celle du système Recha. Au lieu de parcourir ensuite un deuxième corps cylindrique, les gaz sont évacués directement dans l'atmosphère, par un orifice *c*, à travers un tampon de coton cardé.

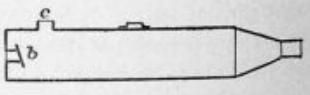


Fig. 168. — Étouffoir Bugdoll.

Étouffoirs verticaux. — Certaines usines silésiennes ont substitué aux étouffoirs horizontaux des étouffoirs à axe vertical, formés de cylindres (*b*, fig. 169), de 1 mètre de hauteur sur $0^m,20$ de diamètre, avec un fond supérieur fixe et un fond inférieur articulé qui, en s'abaissant, laisse tomber directement les poussières dans une bâche spéciale. Les gaz pénètrent dans ces cylindres, vers leur base, par un tuyau de faible diamètre et en sortent, vers leur partie supérieure, par un tuyau analogue (*t*, fig. 169). Quelquefois ils s'échappent directement dans l'atmosphère de la halle, au-dessus du four, c'est-à-dire dans une région où ils ne risquent guère d'incommoder les ouvriers; d'autres fois, ils se dégagent à l'intérieur du laboratoire par un tuyau *l*,

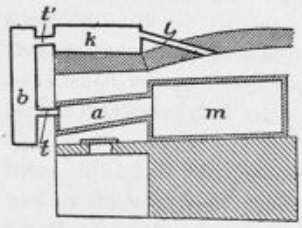


Fig. 169. — Étouffoir vertical.

©BIU Santé

après avoir traversé un deuxième récipient (*k*, fig. 169), placé sur l'extrados des voûtes d'embrasures; parfois enfin ils passent de l'étouffoir dans un collecteur, occupant une position analogue à la précédente, et sont dirigés de ce collecteur dans des chambres de condensation.

On attribue aux étouffoirs verticaux les avantages suivants : 1° obstruction moins rapide par le dépôt des poussières, celles-ci se précipitant à la partie inférieure du corps cylindrique et pouvant être expulsées par une manœuvre rapide du fond mobile ; 2° moindre résistance à l'écoulement des gaz, parce que la colonne de gaz chauds contenus à leur intérieur provoquerait un tirage appréciable; 3° évacuation des gaz dans des conditions plus satisfaisantes au point de vue hygiénique.

Appareil Hawell. — L'appareil Hawell (brevets allemands nos 57385 et 61740) est une variante de l'étouffoir vertical. Les gaz sortis des deux allonges (*a*, fig. 170), placées dans une même embrasure, se réunissent dans une chambre *c*, réservée à la partie supérieure de cette embrasure, traversent un étouffoir vertical *h*, et enfin débouchent dans un collecteur supérieur *n*.

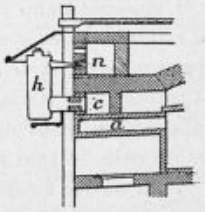


FIG. 170.
Étouffoir Hawell.

Appareil Steger. — Cet appareil, appliqué à Lazy Hütte, près Beuthen, comporte, comme les précédents, l'emploi d'un collecteur placé au-dessus des voûtes d'embrasures et servant à recueillir les gaz qui ont traversé les étouffoirs; mais ces derniers appareils présentent ici une complication spéciale. Ils se composent de deux tubes verticaux a_1 et a_3 (fig. 171), raccordés par un tube oblique a_2; ces trois tubes, réunis à angle aigu, font subir au courant gazeux deux inflexions brusques, qui contribuent à provoquer la précipitation des poussières. De plus, le dernier tube vertical a_3 contient à son intérieur une série de disques en tôle *s*, fixés sur une tige centrale ; ces disques, présentant un diamètre presque égal à celui du tube, obligent le courant gazeux à circuler au voisinage de la paroi, et par suite à subir un refroidissement tel qu'il ne produirait jamais, dit-on, d'inflammations accidentelles dans le collecteur; enfin, les étranglements successifs subis par ce courant faciliteraient la précipitation des poussières qu'il tient en suspension.

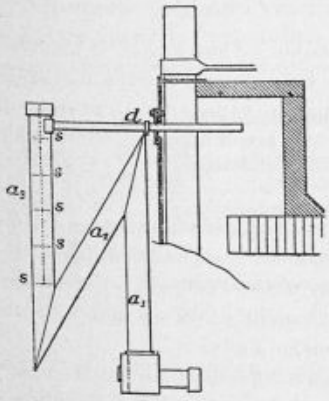


FIG. 171. – Étouffoir Steger.

Appareil Palm. — L'appareil Palm (brevet allemand n° 9673) ressemble un peu, à première vue, aux étouffoirs verticaux déjà décrits; il comporte en effet l'emploi d'un tube coudé deux fois *r*, *r* (fig. 172), qui relie les allonges avec un collecteur *l* situé au-dessus de la devanture du four. Mais ici le collecteur

©BIU Santé

ne sert plus simplement à assurer l'écoulement du courant gazeux; c'est un barillet de lavage, analogue à celui des usines à gaz. Les tubes *r* y débouchent à une certaine profondeur au-dessous de la surface de l'eau occupant la partie inférieure du barillet; les gaz provenant des moufles barbotent à travers cette eau et doivent y déposer leurs poussières.

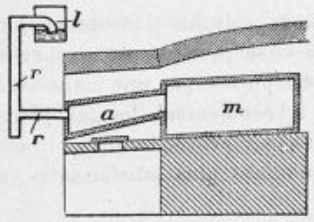


FIG. 172. — Appareil Palm.

Ce mode de condensation est, en lui-même, d'une efficacité assez discutable; il est peu approprié à la précipitation des poussières de zinc. Le zinc divisé décomposant l'eau très rapidement, on ne recueillera dans le barillet que de l'oxyde, tandis qu'on obtiendrait, avec les étouffoirs ordinaires, des poussières ayant une teneur élevée en zinc métallique, et, par suite, une valeur marchande sensiblement supérieure à celle de l'oxyde.

L'appareil Palm présente au plus haut degré un autre inconvénient inhérent à la plupart des systèmes décrits ci-dessus, celui d'opposer à l'écoulement des produits gazeux de la réduction une résistance qui peut provoquer des fuites à travers tous les joints et même à travers la pâte réfractaire des moufles. Ce phénomène peut donner lieu à des pertes assez importantes pour compenser, et au delà, le gain réalisé par une meilleure condensation des poussières.

Pour obvier à cet inconvénient, le brevet Palm indiquait l'emploi d'un extracteur tirant sur le barillet, suivant le système usité dans la fabrication du gaz d'éclairage. D'après d'autres brevets du même auteur (brevets allemands nos 15116, 16046, 16305) et d'après un brevet de M. Kosmann (brevet allemand no 5923), on pourrait se servir de l'extracteur en vue de développer, à l'intérieur des moufles, une dépression assez forte vers la fin de la distillation. On aspirerait ainsi, en partie du moins, la vapeur de zinc qui remplit à ce moment ces récipients et qui est ordinairement perdue.

La quantité de zinc à récupérer ainsi est faible; d'autre part, le fonctionnement des moufles en dépression donnerait lieu à des rentrées d'oxygène paralysant la réduction et provoquant une formation abondante de poussières. L'aspiration dans les moufles ne saurait donc être recommandée; elle semble d'ailleurs n'avoir jamais été mise en pratique.

Appareil Kleemann. — D'autres systèmes de condensation, usités actuellement dans diverses usines silésiennes, suppriment complètement les étouffoirs; le dépôt des poussières s'effectue alors dans un ensemble de collecteurs et de chambres de dépôt qui est commun non seulement à tous les moufles d'un même four, mais encore à tous les fours d'une même halle.

On pourrait craindre que la condensation, ainsi effectuée, ne restât imparfaite si les allonges conservaient en même temps leur disposition primitive; pour la rendre plus complète, on a eu recours soit à la filtration des gaz (système Kleemann), soit à un développement plus considérable du parcours de ces gaz dans les allonges (système Dagner).

Dans le système Kleemann (brevets allemands nos 8121, 12821, 28596 et cert.

©BIU Santé

d'add. n° 7411), l'allonge (*v*, fig. 173) conserve sa forme ordinaire, avec sa longueur usuelle, un mètre environ ; mais les gaz, au lieu de se dégager par un orifice ménagé dans la plaque de fermeture, sortent par un canal vertical, de 0m,10 environ de haut, placé sur la partie supérieure, vers l'avant. Vers le milieu de ce canal se trouve une grille horizontale, en fonte, que l'on tient couverte d'une couche de menu coke ou d'escarbilles. Les gaz filtrent au travers de cette masse poreuse et y déposent une partie des poussières zincifères qu'ils entraînent ; ils s'enflamment en sortant et entretiennent ainsi l'incandescence du combustible solide. On doit renouveler assez fréquemment celui-ci, qui, une fois saturé d'oxyde de zinc, est employé comme réducteur dans une charge suivante.

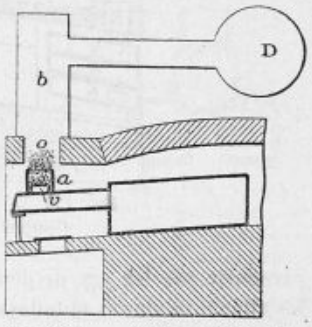


Fig. 173. — Allonge Kleemann.

Les gaz brûlés pénètrent, par des ouvreaux *o*, dans des cylindres en tôle installés au-dessus des embrasures et de là, par des conduites C, dans un collecteur en tôle D, d'un mètre environ de diamètre, placé au-dessus de la voûte du four ; ils sont dirigés vers une cheminée, en traversant des chambres de dépôt installées dans le sous-sol de l'usine.

Ce système fonctionne à Silesiahütte, près Lipine ; il exige une surveillance minutieuse pour éviter l'obstruction de la grille. Quand cet accident se produit, il est signalé par un dégagement intense de vapeurs zincifères à travers un trou très étroit ménagé dans la plaque de fermeture de l'allonge ; on doit alors briser, avec un petit ringard, la croûte qui s'est formée sur la grille ou même remplacer le coke qui la recouvre.

Allonges Dagner (brevet allemand n° 8958). — Ce système, appliqué depuis 1880, dans les usines Paul et Wilhelmine (Société von Giesche's Erben), consiste à augmenter le développement longitudinal de l'allonge à l'intérieur de l'embrasure, c'est-à-dire dans un milieu porté à une température assez élevée pour assurer la condensation du zinc à l'état liquide et non à l'état de poussière. On arrive à ce résultat en superposant ou juxtaposant plusieurs allonges de section décroissante, que l'on fait communiquer entre elles par des orifices placés alternativement à leurs deux extrémités.

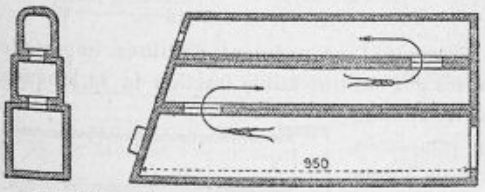


Fig. 174. — Allonge Dagner. — Type primitif.

Dans le type primitif, chaque moufle était muni d'un faisceau de trois allonges superposées (fig. 174), que les gaz parcouraient dans le sens ascendant ; ils sortaient par un orifice ménagé à l'avant de l'allonge supérieure, passaient dans un étouffoir cylindrique à axe vertical, puis, par l'intermédiaire d'un

©BIU Santé

tube horizontal, dans un collecteur placé au-dessus des embrasures et traversaient enfin des chambres de dépôt avant d'être évacués par une cheminée.

Une des variantes usitées actuellement consiste à installer au milieu de chaque embrasure un seul système de trois allonges superposées, que l'on fait

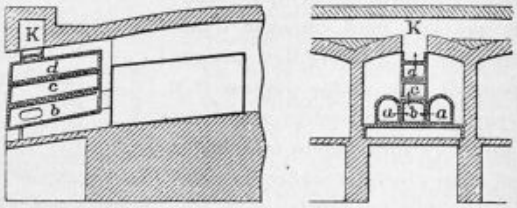


Fig. 175. — Allonge Dagner. — Deuxième type. Coupes longitudinale et transversale.

parcourir par les gaz de deux moufles voisins (fig. 175 et 175 *bis*). A cet effet les allonges *a* de ces moufles sont percées, vers l'avant, d'orifices latéraux qui les mettent en communication avec l'allonge inférieure *b* du groupe central ; les gaz, une fois réunis dans cette allonge, circulent en serpentant dans les allonges supérieures *c*, *d* et sortent de la plus élevée par une tubulure verticale *s*, munie d'une grille à coke comme dans le système Kleemann ; ils brûlent au-dessus de cette grille et, après combustion, sont entraînés dans le carneau K. Ils vont de là à une cheminée, en traversant des chambres de condensation.

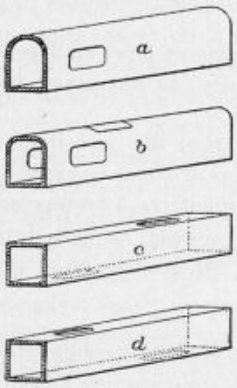


Fig. 175 *bis*. — Allonge Dagner. — Deuxième type. — Vue perspective des éléments.

Cette variante comporterait (Schnabel, *Handbuch der Metallhüttenkunde*, t. II, p. 147), une réduction progressive de la section des allonges médianes, dont les dimensions seraient les suivantes :

	Largeur	Hauteur
	—	—
Allonge *b*.....	0m,15	0m,20
— *c*.....	0 ,12	0 ,10
— *d*.....	0 ,10	0 ,10

Elle présente l'inconvénient d'utiliser imparfaitement l'allonge *b*, parcourue par les gaz sur une faible fraction de sa longueur totale. Aussi a-t-on supprimé cette allonge dans certaines usines et l'a-t-on remplacée à Hohenlohehütte par un système de joints exécutés sommairement en pâte réfractaire (fig. 176), autour des orifices latéraux des allonges inférieures, de manière à diriger les gaz vers l'orifice ménagé sur la face inférieure de l'allonge médiane. Une autre différence entre le système de condensation de Hohenlohehütte et celui décrit ci-dessus est le remplacement de la grille Kleemann par un étouffoir en tôle, muni d'une cloison intérieure. Cet étouffoir est de

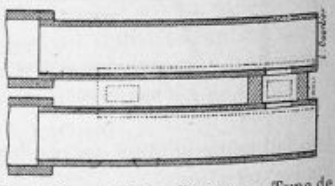


Fig. 176. — Allonge Dagner. — Type de Hohenlohehütte. — Coupe horizontale.

©BIU Santé

section carrée : les gaz parcourent deux fois sa longueur, puis sont évacués par une tubulure qui débouche dans un ouvreau ménagé dans la paroi du collecteur établi à la partie supérieure de chaque devanture.

A Paulshütte, on a simplifié cette disposition en ménageant un biseau incliné sur les arêtes correspondantes des deux allonges latérales, ainsi que de la première allonge médiane, et en plaçant les orifices de communication sur ces biseaux (fig. 177).

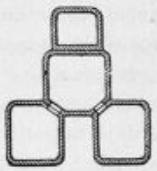


Fig. 177. — Allonge Dagner. — Type de Paulshütte. — Coupe verticale par les orifices antérieurs de communication.

A l'usine de Bendzin, les gaz sortant des deux moufles voisins sont également ramenés à un étouffoir commun et conduits ensuite, d'une manière tout à fait analogue, dans des collecteurs à poussières, mais la disposition des allonges supérieures est sensiblement différente. Ces allonges, au nombre de trois, forment une pièce unique posée sur les deux allonges engagées dans les moufles (fig. 178). L'allonge médiane seule, est parcourue par la totalité du courant gazeux ; sa section est sensiblement supérieure à celle des deux autres allonges avec lesquelles elle est accolée. Elle est fermée à l'avant par une plaque en fonte, munie d'une tubulure sur laquelle s'adapte l'étouffoir; les autres allonges sont fermées par des plaques analogues, dont les tubulures sont tenues normalement tamponnées

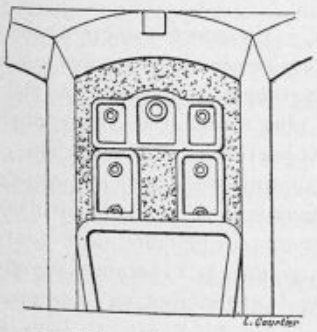


Fig. 178. — Allonge Dagner. Type de Bendzin. — Vue de face.

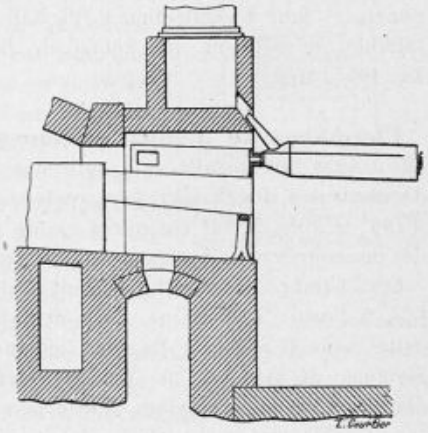


Fig. 178 *bis*. — Allonge Dagner. Type de Bendzin. — Coupe longitudinale.

avec de l'argile et ne servent qu'à l'introduction éventuelle de ringards, en cas d'obstruction. Les plaques fermant les deux allonges inférieures présentent, comme d'ordinaire, une échancrure par laquelle s'effectue la coulée du zinc.

L'étouffoir (fig. 178 *bis*) est formé d'un corps cylindrique de $0^m,870$ de longueur et de $0^m,230$ de diamètre, se terminant à une extrémité par une paroi plane, munie d'un trou central de petit diamètre avec registre à coulisse, à l'autre extrémité par un tronc de cône prolongé par une courte tubulure cylindrique, le tout ayant $0^m,240$ de longueur suivant l'axe. A l'intérieur se trouve une cloison

©BIU Santé

plane, horizontale, prenant naissance un peu au-dessus de la tubulure d introduction des gaz et se terminant à une petite distance de la paroi opposée. Les gaz, ramenés ainsi près de leur point d'introduction, sont évacués par un ajutage conique qui s'engage dans un trou ménagé dans la voûte de l'embrasure; ils vont aboutir à un collecteur de poussières, placé soit au-dessus des embrasures (usine de Bendzin), soit au-dessus de l'axe du four (usine Constantin). Un étouffoir du type ci-dessus, construit en tôle de 1 millimètre d'épaisseur, pèse 9kg,2.

Le zinc se condense à l'état liquide dans les allonges inférieures, d'où on le coule tous les jours, à la manière ordinaire. Tous les deux ou trois jours, on enlève la petite quantité de métal qui s'est réunie vers l'extrémité de la deuxième allonge; dans l'allonge supérieure, il ne se dépose guère que des poussières.

D'après des essais comparatifs, déjà anciens (*B. u. H. Ztg.*, 1883, p. 13), le système Dagner primitif donnait relativement plus de zinc à l'état liquide que l'allonge simple avec étouffoir; mais la quantité totale de zinc obtenue était un peu inférieure. Ce système est néanmoins d'un usage courant dans la plupart des usines de Silésie, avec diverses variantes décrites ci-dessus.

A Hohenlohehütte, il a été complété par l'addition de rideaux en tôle, équilibrés au moyen de contrepoids et glissant dans des coulisses verticales, fixées sur la face extérieure des armatures du four. Les fumées qui s'échappent de l'embrasure au moment du décrassage et du chargement montent dans l'intervalle existant entre le rideau en tôle et le parement de la devanture, puis pénètrent dans le collecteur P (Pl. XII) par des ouvreaux ménagés sur la paroi latérale de celui-ci. (C. Schnabel, *Handbuch der Metallhüttenkunde*, t. II, fig. 100, 101, 102.)

Chambres de dépôt des poussières. — Un grand nombre d'usines silésiennes ont installé, à la suite des collecteurs placés au-dessus des voûtes d'embrasures, des chambres de condensation soit sèches, soit recevant une pluie d'eau; le rôle de ces chambres est de rendre plus complète la précipitation des poussières métalliques entraînées par les gaz provenant de la réduction.

Les chambres de dépôt semblent avoir été expérimentées, pour la première fois, à l'usine Wilhelmine, en août 1880, au moment où on installait dans cette usine le système Dagner. Les gaz provenant des moufles de 6 fours Siemens (du type à 56 moufles) traversaient un groupe de 7 chambres de condensation juxtaposées, d'un développement total de 110 mètres, où ils serpentaient horizontalement (*Œsterr. Zeitschr.*, 1883, p. 352, Pl. X, fig. 21). Dans la dernière fraction de leur parcours, ces gaz subissaient l'action d'une pluie d'eau destinée à compléter la précipitation des poussières. Pour séparer les poussières condensées, on faisait circuler l'eau dans un labyrinthe filtrant, formé de 4 canaux de 48 mètres de longueur totale, remplis de coke; le liquide sortait, paraît-il, tout à fait limpide. Le tirage des chambres de condensation était assuré par une cheminée spéciale.

D'après M. Spirek (*loc. cit.*), la proportion d'oxyde ainsi recueillie aurait été d'environ 750 kilogrammes par mois pour 336 moufles, ce qui ne représenterait que 1/2 0/0 (exactement 0,0052) du métal recueilli dans les allonges; le produit recueilli aurait renfermé de 60 à 70 0/0 de zinc.

©BIU Santé

Un pareil résultat ne justifie guère l'emploi de dispositions aussi compliquées. Néanmoins une installation analogue a été faite à Hohenlohehütte, en 1889, pour deux groupes de 6 fours à 64 moufles; on y a supprimé les canaux horizontaux à chicanes, et développé, au contraire, l'action de l'eau en faisant tomber ce liquide à l'intérieur d'une tour d'une certaine hauteur, divisée en 2 compartiments (Schmieder, *B. u. H. Jahrb.*, 1884, p. 404).

Dans l'une et l'autre usine, on fait subir aux poussières ainsi recueillies une réduction à très basse température dans un four spécial ; on en extrait une certaine quantité de cadmium, puis on renvoie les résidus au traitement ordinaire.

Fermeture extérieure des embrasures. — La fermeture extérieure des embrasures, pratiquée dès l'origine de la méthode silésienne, n'a pas seulement l'avantage de diminuer les pertes de chaleur et de rendre le travail moins pénible pour les ouvriers : elle exerce une influence utile sur la condensation, en maintenant l'allonge, sur toute son étendue, à une température supérieure au point de fusion du zinc et en augmentant par suite la proportion de ce métal condensée directement à l'état liquide.

Les allonges à étouffoirs, disposées comme dans le système belge, ne permettent pas l'emploi des portes mobiles, d'une seule pièce, que l'on employait avec l'ancienne *botte ;* il en est de même des allonges Dagner ou autres analogues. Les divers modèles en service aujourd'hui sont soutenus à l'arrière soit par une traverse en terre réfractaire, placée vers le milieu de l'ouverture du moufle, soit par de simples saillies, soudées sur les parois latérales de cette ouverture ; ils reposent à l'avant sur une barre de fer, carrée ou rectangulaire, tantôt droite et appuyée alors sur des saillies ou des entailles des pieds-droits (*k*, fig. 165), tantôt recourbée et portant par ses extrémités sur la sole de l'embrasure (fig. 178 et 179). Les vides subsistant autour des allonges et au-dessous de la traverse qui les supporte sont remplis par un placage formé de débris de briques et de pâtes réfractaires. La partie supérieure de ce placage n'est refaite que dans le cas de remplacement d'une allonge. Celle qui se trouve au-dessous du support doit être démolie et reconstruite tous les matins, au commencement du décrassage; elle est souvent remplacée par une plaque de tôle, facile à enlever et à remettre en place.

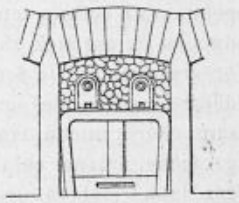


Fig. 179. — Vue d'une embrasure de four silésien, les étouffoirs étant enlevés.

Construction des halles. — Les halles qui recouvrent les fours de distillation sont aujourd'hui, en Silésie, beaucoup plus vastes qu'autrefois. Celles de Hohenlohehütte, par exemple, ont une ouverture nette de 15m,20, laissant un espace libre de 4m,75 entre les murs extérieurs et la devanture des fours; leur hauteur est de 4 mètres à l'origine des fermes et de 12 mètres au faîte de celles-ci. Les fermes, construites entièrement en fer, sont munies à leur partie supérieure d'un lanterneau servant à l'évacuation des fumées.

©BIU Santé

Les progrès réalisés en ce qui concerne la construction des halles, la condensation des vapeurs de zinc et l'évacuation des résidus ont eu pour résultat une amélioration très sensible des conditions hygiéniques du travail.

Outillage. — L'outillage des usines silésiennes n'a pas subi de modifications importantes, en dehors de celles nécessitées par la substitution, à l'ancienne *botte* silésienne, des appareils plus compliqués, qui assurent actuellement la condensation du zinc et des poussières.

Les outils servant au chargement et au nettoyage des moufles ont des manches un peu plus longs, parce que la longueur des moufles a été augmentée; la bâche de chargement en tôle, du type belge, s'est substituée dans la plupart des usines à l'ancienne bâche en bois.

Mise à feu. — La mise à feu d'un four à brûleurs centraux ne présente pas plus de difficultés que celle d'un four ordinaire. On procède de la même manière, en ce sens que l'on sèche et que l'on met à feu en même temps les gazogènes et le four.

On allume un petit feu dans le cendrier du gazogène, après avoir enlevé les barreaux de celui-ci, puis on met ces barreaux en place et on charge le combustible, d'abord en gros morceaux, puis à l'état de menu. On fait fonctionner pendant un certain temps le gazogène comme une chauffe ordinaire, avec production de gaz très chauds et complètement brûlés; on arrive ainsi à échauffer progressivement le four et à le porter à une température supérieure au point d'inflammation des gaz combustibles. Lorsqu'il est au rouge clair, on peut, sans courir aucun risque d'explosion, augmenter l'épaisseur de la charge du gazogène, amener celui-ci à son allure normale et provoquer la combustion du gaz dans le laboratoire en insufflant de l'air par les ouvreaux des brûleurs.

On pourrait procéder d'une manière analogue avec les fours Siemens, s'il était possible de faire traverser les appareils d'inversion par un courant de gaz à haute température. Mais les appareils de ce genre, usités actuellement en Silésie, sont des valves en fonte, qui ne peuvent supporter une température dépassant notablement le rouge sombre. On est donc obligé de mettre à feu séparément le four et ses gazogènes.

En ce qui concerne les gazogènes, l'opération ne présente aucune difficulté; il suffit d'assurer le tirage par une cheminée auxiliaire. Pour sécher le four, on installe ordinairement, dans deux des embrasures extrêmes, opposées en diagonale, de petites grilles provisoires; on y entretient un feu très doux pendant trois ou quatre jours. Au bout de ce temps, les maçonneries sont suffisamment sèches pour qu'on puisse mettre en place, dans les autres embrasures, des moufles simplement séchés, qui se cuiront progressivement; les plus rapprochés des grilles provisoires doivent être protégés par un petit mur contre l'action du feu. Les embrasures sont fermées extérieurement par des panneaux en tôle.

Pendant ce temps, on a mis en place les valves d'inversion. Une fois le séchage terminé, on pousse plus vivement les feux sur les grilles provisoires, et on porte ainsi, en trois ou quatre jours, la température du four au rouge sombre. A ce

©BIU Santé

moment toute la suie qui s'était déposée à son intérieur pendant la période de séchage a disparu ; les gazogènes sont en allure normale. Pour introduire dans le four le gaz qu'ils produisent et l'enflammer sans provoquer d'explosion, on jette du bois sur les grilles provisoires de manière à obtenir une flamme s'étendant jusqu'au milieu du laboratoire ; puis, le registre de la cheminée étant ouvert en plein, on tient la soupape d'admission de l'air presque fermée et on ouvre peu à peu celle d'admission du gaz. L'allumage doit se produire sans explosion au contact de la flamme qui passe au-dessus des ouvreaux de sortie ; il se manifeste d'abord par intermittences, tant que les proportions d'air et de gaz n'ont pas été bien réglées. On cherche à régler ces proportions de manière à obtenir une flamme longue, parcourant complètement l'étendue du four et pénétrant même un peu dans les empilages. Pour éviter tout accident, on entretient les foyers d'allumage jusqu'au moment où l'on a opéré deux ou trois inversions. A ce moment, le four est assez chaud pour que la combustion régulière des gaz soit assurée et qu'il n'y ait plus d'explosion à craindre ; on démolit les foyers provisoires ; dans les embrasures qu'ils occupaient, on met en place des moufles portés à l'avance au rouge sombre dans des fours spéciaux, et on ferme ces embrasures comme les autres, au moyen de panneaux en tôle.

On laisse le four s'échauffer encore pendant une période de douze à vingt-quatre heures, puis, par de petites ouvertures ménagées dans les panneaux fermant les embrasures, on lute le pourtour des moufles, on met en place et on lute la plaque en terre réfractaire, qui doit fermer leur ouverture inférieure ; enfin on pose les allonges, appuyées en avant sur des supports en fer. Le four est prêt alors à recevoir sa première charge, qui doit être composée de matières faciles à réduire, telles que des poussières et des crasses. Au début, le métal filtre en assez forte proportion à travers les parois des moufles, qui s'imprègnent elles-mêmes de métal ; c'est seulement au bout de deux ou trois jours que l'on recueille du zinc liquide dans les allonges.

Personnel. — L'organisation du travail dans les usines silésiennes est aujourd'hui sensiblement la même qu'à l'origine. La présence à l'usine est limitée, pour la plus grande partie du personnel, à la période de décrassage et de chargement. Cette période commence plus tôt qu'autrefois, vers quatre heures du matin dans la plupart des usines, dès deux heures dans quelques-unes. Sa durée est de huit heures environ ; l'équipe principale quitte donc l'usine de dix heures à midi, suivant l'heure à laquelle elle est arrivée ; il ne reste ensuite qu'un chauffeur (*schürer*) par gazogène. Cet ouvrier est chargé non seulement d'entretenir le feu, mais aussi de surveiller la distillation d'une devanture de four, comprenant de 28 à 35 moufles. Les chauffeurs font des postes de douze heures, de six heures du matin à six heures du soir.

Pour les grands fours, recevant de 56 à 72 moufles, l'équipe principale, chargée du nettoyage et du chargement, est affectée à une devanture déterminée ; pour les petits fours, réunis en massifs deux par deux, elle dessert les deux devantures situées du même côté du massif et non les devantures opposées d'un même four.

©BIU Santé

Son effectif varie entre certaines limites suivant le nombre de moufles du four ou du massif. A Hohenlohehütte, chaque devanture est desservie par un fondeur et deux aides, plus un chauffeur de jour et un chauffeur de nuit, ce qui fait, pour 64 moufles, dix journées de travail par vingt-quatre heures. Le salaire journalier de ce personnel était, en 1888, de 10,47 marks d'après M. Schmieder, de 11,30 marks d'après des indications qui nous avaient été données vers la même époque : ces chiffres représentent 4,53 ou 4,92 marks, soit 5 fr. 61 ou 6 fr. 07 par tonne de minerai et 21,35 ou 23,50 marks, soit 25 fr. 40 ou 29 francs par tonne de zinc.

A Wilhelminenhütte, les fours Siemens, à 72 moufles pour la plupart, sont desservis par un ouvrier de plus par devanture ; la charge totale y est d'ailleurs sensiblement plus forte que dans l'usine précédente.

Le travail du personnel des usines silésiennes a été au moins doublé depuis quarante ans. Autrefois, chaque ouvrier avait à introduire dans les moufles une charge de 300 kilogrammes environ et à développer, à cet effet, 325 kilogrammètres environ, en admettant qu'il eût à prendre les matières sur le sol de l'usine. Actuellement la charge par ouvrier représente en moyenne 600 kilogrammes et correspond à un travail compris entre 700 et 800 kilogrammètres, suivant la hauteur des moufles.

Les ouvriers sont payés proportionnellement à la quantité de zinc produit : ils ont donc intérêt à obtenir un rendement élevé, moins cependant qu'avec le système des primes, tel qu'il est appliqué dans les usines belges. Le salaire proportionnel à la production constitue, malgré tout, néanmoins un progrès considérable par rapport à l'ancien système du payement à la journée. Son introduction a contribué pour une part notable à l'amélioration de rendement constatée dans les usines silésiennes.

Travail normal. — La conduite du travail est aujourd'hui la même dans toutes ces usines. Le nettoyage et le chargement s'effectuent à des intervalles réguliers de vingt-quatre heures; ils sont exécutés simultanément, pour les deux devantures du four, par les soins de deux équipes indépendantes.

Aussitôt arrivée à l'usine, l'équipe procède à la coulée du zinc condensé dans les allonges. Pour cela, on enlève l'étouffoir, on perce le trou de coulée de l'allonge et on reçoit le zinc dans un poêlon placé sous l'extrémité de celle-ci ; on enlève ensuite la plaque de fermeture et, au moyen d'un grattoir, on décrasse l'allonge. On coule enfin le zinc en lingots, comme dans les usines belges.

Rien n'a été modifié en ce qui concerne l'enlèvement des résidus de distillation, le nettoyage des moufles, la réparation des moufles légèrement endommagés et le remplacement de ceux qui ont subi des avaries graves. L'enlèvement de l'allonge pour opérer le chargement, fréquent dans les usines rhénanes, n'est pratiqué nulle part en Silésie, où l'on continue à introduire les charges à travers cet appareil de condensation.

En ce qui concerne l'ordre suivi pour le nettoyage et le déchargement des diverses embrasures, il y a toujours deux systèmes en usage. Dans l'un, on décrasse et on charge les deux moufles d'une embrasure avant de s'occuper de la suivante ; dans l'autre, on décrasse tous les moufles de la devanture avant de

©BIU Santé

commencer le chargement. On attribue au premier système l'avantage d'augmenter sensiblement la durée du séjour de la charge dans les moufles; au second celui de donner lieu à un chauffage plus progressif de la charge, à raison du refroidissement général du four provoqué par le nettoyage ininterrompu de tous les moufles. Le chauffage progressif assurerait, d'après certains métallurgistes silésiens, un rendement plus élevé en zinc liquide et une production moindre de poussières, mais ce sont là des avantages dont la réalité est hypothétique. Le premier mode de chargement, embrasure par embrasuré, est généralement appliqué aux fours Siemens.

Le remplacement des moufles endommagés ne s'opère plus toujours, comme autrefois, après la fin du chargement. Certaines usines silésiennes ont adopté le système suivi en Belgique et effectuent le remplacement au commencement du poste; elles évitent ainsi, au cours de la période de distillation, un refroidissement qui est de nature à abaisser le rendement. Pour procéder de cette manière, il faut reconnaître, avant le décrassage, quels sont les moufles qui devront être remplacés. On y arrive assez facilement en observant, au cours de la distillation, les conditions dans lesquelles s'effectue le dégagement des gaz fournis par la réduction de la charge. Les fissures des parois latérales ou de la voûte du moufle se reconnaissent à l'apparence de la flamme à la sortie de l'étouffoir. S'il y a excès de pression dans le four, comme dans les fours soufflés, la flamme s'allonge et prend une couleur rougeâtre au lieu du ton bleu verdâtre qu'elle a d'ordinaire. Si, au contraire, le four marche en dépression, comme dans le système Siemens, la flamme se raccourcit beaucoup et peut même disparaître; les vapeurs de zinc s'échappent à l'intérieur du four et brûlent le long des fissures avec une flamme caractéristique. Ce dernier caractère peut se manifester même dans le cas des fours soufflés, si l'allonge et l'étouffoir opposent à la sortie des vapeurs de zinc une résistance relativement élevée.

Dans le cas des fours Siemens, il suffit de fermer brusquement le registre de la cheminée, sans arrêter l'admission du gaz, pour produire un refoulement de fumée à travers les moufles fissurés, exactement comme dans le cas des fours soufflés. Avec ces derniers, on peut exagérer le phénomène en arrêtant l'admission d'air secondaire et en développant ainsi dans l'intérieur du four une fumée épaisse qui s'échappe par les étouffoirs des moufles endommagés. Par ces divers artifices, on arrive à mettre en évidence des fissures ou des perforations qu'il serait autrement impossible de reconnaître avant le décrassage. Les avaries subies par la sole des moufles peuvent presque toujours se réparer par application de pâte réfractaire, ce qui permet d'ajourner le remplacement du moufle endommagé. Celles que subissent les parois latérales ou supérieures ne peuvent guère être obturées de la même manière; elles se bouchent parfois d'elles-mêmes, par incrustation d'oxyde de zinc, mais c'est généralement pour peu de temps. Le remplacement des moufles qui ont subi des avaries de cette nature doit être effectué aussitôt que possible, de la manière indiquée antérieurement.

L'extraction et la coulée du zinc condensé s'effectuent à peu près comme en Belgique, sauf que la coulée directe remplace en grande partie le tirage effectué au grattoir. On commence par enlever les étouffoirs, s'il en existe, et par les

©BIU Santé

secouer dans une bâche à poussières, puis on appuie le bec du poêlon sur la traverse en fer supportant les allonges, on perce le trou de coulée de celles-ci et on reçoit le métal liquide dans le poêlon, pour le couler ensuite dans des lingotières. Cela fait, on enlève la plaque servant à obturer l'allonge et on nettoie celle-ci au grattoir; on réunit dans la bâche à poussières les oxydes et les crasses qui adhèrent aux parois. Quelque soin que l'on apporte à ce nettoyage, la section libre de l'allonge diminue constamment. Au bout de deux à trois semaines en moyenne, elle est devenue insuffisante pour laisser passer la cuiller de chargement; le remplacement de l'allonge s'impose.

On arrache la plaque de terre réfractaire qui ferme l'orifice du moufle à sa partie inférieure; on tire les résidus au râble et on les fait tomber dans le sous-sol de l'usine. On nettoie soigneusement le moufle au ringard et on vérifie si ses parois sont en bon état; on répare les avaries, si on le peut, on remet en place la plaque de fermeture, on lute et on commence le chargement.

Dans les usines silésiennes, le mélange destiné à la réduction est toujours préparé par l'équipe desservant le four; il est placé à l'avance dans une bâche spéciale. L'ouvrier puise dans cette bâche avec la cuiller, introduit celle-ci dans le moufle à travers l'allonge et la retourne de manière à déverser son contenu à l'intérieur. A cet égard, rien n'est changé depuis l'origine de la méthode; mais, alors qu'autrefois on réservait systématiquement un vide considérable à la partie supérieure du moufle, on cherche maintenant à remplir celui-ci aussi complètement que le comportent sa forme et son mode de chargement; on tasse même la charge avec la cuiller. En fait, la densité de chargement a beaucoup augmenté depuis une quarantaine d'années.

On termine l'opération en remettant en place et en lutant la plaque qui ferme antérieurement l'allonge; quand on emploie les étouffoirs, on attend d'ordinaire, pour les fixer sur les ajutages coniques par lesquels les gaz se dégagent, que ces gaz brûlent avec la coloration bleu verdâtre qui signale la présence du zinc.

Une fois le chargement terminé, l'équipe principale quitte l'usine; la surveillance des fours est confiée aux chauffeurs seuls. Quand les fours sont de dimension moyenne, ces ouvriers ont à préparer la charge du lendemain et à fabriquer les allonges, plaques et pièces diverses en terre réfractaire, nécessaires pour le service des fours. Dans le cas des fours de grande dimension, c'est ordinairement un ouvrier spécial qui est chargé de ces travaux accessoires.

Le chauffage exige un certain soin; il doit être conduit de manière que la température du four s'élève régulièrement depuis le commencement de la distillation jusqu'à la fin. On arrive ainsi à épuiser le minerai aussi complètement que possible, tout en évitant de provoquer, au début, une distillation trop brusque qui donnerait lieu à des pertes par condensation incomplète. Ce dernier inconvénient est cependant peu à craindre dans les usines silésiennes, les charges y étant assez pauvres en zinc.

Durée des campagnes. — Les fours silésiens sont conduits à une allure notablement plus chaude qu'à l'origine; néanmoins la durée de leurs cam-

©BIU Santé

pagnes s'est beaucoup accrue. Cette durée est aujourd'hui de quatre à cinq ans, que les fours soient munis ou non de régénérateurs; elle dépasse parfois six ans pour les fours Siemens, alors qu'autrefois elle n'était pas supérieure à un an. La différence tient en partie à l'amélioration de la qualité des matériaux réfractaires employés et à l'accroissement de solidité des armatures métalliques, en partie à l'introduction du chauffage au gaz. C'était la destruction rapide des parois du foyer qui contribuait surtout à limiter la durée des anciens fours; les gazogènes qui ont remplacé le foyer central, installés avec plus d'ampleur et conduits d'une manière moins intensive, résistent beaucoup plus longtemps.

Mise hors feu. — La mise hors feu est imposée généralement par des avaries graves survenant soit aux brûleurs, soit à la voûte. On ne cherche pas, comme dans les usines belges, à la retarder par des réparations pratiquées sans refroidissement préalable; les dispositions des fours silésiens ne s'y prêteraient guère. On peut quelquefois utiliser les moufles du four détérioré, qui sont encore en bon état, en les transportant dans un autre four sans les laisser refroidir; mais cette opération est rarement praticable; les moufles se soudent à la sole de telle manière qu'on a beaucoup de peine à les arracher sans les briser.

Traitement des poussières. — On repasse quelquefois les poussières avec les charges; d'autres fois on les traite à part et, dans ce cas, on cherche souvent à en retirer le cadmium par distillation fractionnée. Le rendement en cadmium suffit ordinairement pour payer les frais de l'extraction.

L'appareil Montefiore, en usage autrefois en Silésie pour le traitement des poussières, n'y est plus employé aujourd'hui.

RÉSULTATS ÉCONOMIQUES OBTENUS AVEC LES FOURS SILÉSIENS

Les éléments caractérisant au point de vue économique, le travail de divers fours silésiens chauffés au gaz, avec ou sans récupération, sont réunis dans le tableau ci-dessous (p. 419). Les chiffres contenus dans ce tableau proviennent en partie de diverses publications antérieures, notamment de celles de Georgi (*B. u. H. Ztg.*, 1877), de Schmieder (*B. u. H. Jahrbuch.*, 1888) et de Schnabel (*Handbuch der Metallhüttenkunde*), en partie de renseignements quenous avons recueillis au cours de plusieurs voyages en Silésie. Ils présentent quelques incertitudes, attribuables en partie à la nature sommaire du contrôle qu'exercent, sur leur propre travail, les usines de ce district, où les prises d'essai et les analyses ne sont pas faites avec le même soin que dans les usines belges.

Tels qu'ils sont, ils constituent néanmoins un élément utile de comparaison avec d'autres formules de traitement.

État et teneur des minerais chargés. — Dans les usines qui ont conservé des soles de calcination annexées aux fours de distillation, on continue à

©BIU Santé

faire passer la calamine sur ces soles avant de la charger dans les moufles; mais l'élimination des matières volatiles est souvent moins complète qu'autrefois, parce que les soles annexes n'ont pas été agrandies dans la même proportion que les fours eux-mêmes. Les usines qui emploient des fours Siemens calcinent la calamine en morceaux dans des fours coulants; pour faire l'économie des frais de calcination, elles traitent à l'état cru la calamine menue, malgré les inconvénients de cette manière de procéder. Le concassage des fragments de minerai est fait d'une manière très sommaire; on charge fréquemment dans les moufles des morceaux de la grosseur d'une noix.

La proportion de blende entrant dans la composition des charges tend à augmenter constamment. C'est seulement depuis une trentaine d'années que les usines silésiennes introduisent des quantités notables de blende dans leurs mélanges; jusque-là elles n'employaient pas d'appareils de grillage parce qu'elles considéraient la calamine comme le seul minerai capable de donner du zinc de bonne qualité. Les calamines riches, seules exploitées à l'origine, s'épuisèrent rapidement; aussi la teneur des minerais traités était-elle descendue, vers 1875, à des chiffres compris entre 0,18 et 0,20; le rendement moyen était de 0,11 seulement. Dans de pareilles conditions, les frais de traitement, rapportés à la tonne de zinc produit, étaient nécessairement élevés, quelque faibles que fussent les dépenses rapportées à la tonne de minerai.

Cette situation, si défectueuse au point de vue économique, s'est modifiée progressivement par suite de l'introduction de la blende dans les mélanges. Le grillage se fait soit dans des fours à réverbères à deux soles superposées (voir page 165), soit dans des fours à moufles disposés en vue de la fabrication d'acide sulfurique (Reckehütte, Silesiahütte). Dans ce dernier cas, les inconvénients causés par les fumées disparaissent; dans le premier, les usines qui conservent les réverbères ordinaires cherchent à atténuer ces inconvénients par l'application de procédés variés ayant pour objet l'absorption de l'acide sulfureux. Néanmoins les difficultés provoquées par le dégagement de ce gaz dans l'atmosphère constituent un obstacle sérieux à une augmentation de la quantité de blende consommée par les usines silésiennes. La proportion de blende grillée entrant dans les mélanges, le reste de ces mélanges étant compté à l'état de la calamine crue, varie ordinairement entre 28 à 40 p. 100; elle atteint jusqu'à 75 0/0 à Silesiahütte. Elle relève très notablement la teneur moyenne de la charge; on peut s'en rendre compte par les chiffres suivants, relatifs à Hohenlohehütte.

NATURE DES MINERAIS	TENEUR des minerais	PROPORTIONS relatives employées	ZINC contenu	
Calamine en morceaux (crue)....	0,28 — 0,32	109	31,5	114
Calamine lavée en grenailles —	0,26 — 0,30			
— — en schlammes, n° 1 —	0,20 — 0,23	65	14,0	
— — — n° 2 —	0,14 — 0,16	456	68,0	
Blende grillée.....	0,42 — 0,45	370	161,0	
		1000	275,0	

Dans ce cas, la blende grillée constitue en réalité l'élément principal de la production, puisqu'elle apporte 0,585 du zinc contenu dans les charges; elle

©BIU Santé

amène celles-ci à une teneur moyenne de 27,5 0/0, la calamine tenant seulement 18,1 0/0.

Densité de chargement. — Lorsqu'on veut comparer la densité de chargement des moufles, dans les usines silésiennes, avec le coefficient analogue relatif aux usines belges ou rhénanes, il faut tenir compte de ce que la plus grande partie de la calamine est comptée, en Silésie, à l'état cru; on doit donc déduire du poids apparent de la charge la perte à la calcination.

	FOURS soufflés à récupérateurs tubulaires LIPINE 1867	FOURS soufflés à double brûleur central 1877	FOURS soufflés à quatre brûleurs centraux HOHENLOHE-HUETTE 1888	FOURS soufflés à deux brûleurs centraux SILESIA HUETTE 1895	FOURS Siemens WILHELMI-NENHUETTE 1888
Nombre de moufles par four	28	48	64	40	72
Long intérieure d'un moufle (en mèt.)	0,183	0,16	0,15	0,14	0,15
Hauteur — —	0,55	0,53	0,56	0,67	0,57
Largeur — —	1,31	1,60	1,61	1,63	1,70
Section transversale d'un moufle (en mètres carrés)	0,0971	0,0852	0,0814	0,0918	0,0829
Rapport de cette section au périmètre	0,0753	0,063	0,06	0,058	0,06
Capacité intérieure d'un moufle (en mètres cubes)	0,127	0,136	0,131	0,143	0,141
Capacité de l'ensemble des moufles (en mètres cubes). v	3,56	6,55	8,38	5,72	10,15
Largeur intérieure du laboratoire du four (en mètres)	3,00	2,80	3,20	»	3,45
Longueur intérieure du laboratoire du four (en mètres)	4,45	8,30	11,00	»	12,35
Hauteur maxima de la voûte	0,90	1,00	1,10	»	1,10
Volume intérieur du laboratoire (en mètres cubes). V	11,2	23,24	32,5	»	37,8
Valeur du rapport $\frac{V}{v}$	3,18	3,56	3,88	»	3,71
Longueur de la grille (en mètres)	2,20	1,40	1,90	»	1,40
Largeur — —	0,47	2 × 1,55	2 × 1,70	»	2 × 2,20
Surface — (en m. q.). S	1,045	4,34	6,46	»	6,16
Valeur du rapport $\frac{V}{S}$	10,7	5,36	5,04	»	6,13
Profondeur de la chauffe	0,50	1,90	1,10	»	1,50
Poids de houille brûlé par mètre carré de grille et par heure (en kilogr.)	116	109	97	»	91
Composition de la charge (en kilogr.). Calamine crue	»	»	630	350	700
Blende grillée	»	»	370	650	300
Perte relative de poids de la charge, après calcination	»	»	0,145	0,080	0,161
Charge de minerai calciné ou grillé par four (en kilogrammes)	980	2.740	3.940	3.310	6.050
Charge de minerai calciné ou grillé par moufle (en kilogrammes)	35	57,2	61,5	82,7	83,9
Charge de minerai calciné ou grillé par mètre cube de moufle (en kilogr.)	276	420	470	580	595
Rapport (en poids) du charbon de mélange au minerai calciné	0,42	0,45	0,50	0,50	0,48
Charge totale (en kg.) par four	1,390	3.900	5.900	4.950	8.950
— — par moufle	52	81,2	92	124	117
Charge totale (en kilogrammes) par mètre cube de moufle	391	600	705	865	830
Production de zinc par four et par jour	206	500	980	720	1.160
Teneur du minerai calciné ou grillé	0,339	0,260	0,320	0,279	0,240
Rendement — —	0,210	0,182	0,249	0,218	0,192
Perte sur la teneur (rapportée au poids du minerai)	0,129	0,078	0,071	0,0615	0,048
Perte sur la teneur (rapportée au zinc contenu)	0,381	0,300	0,221	0,22	0,20

©BIU Santé

	FOURS soufflés à récupérateurs tubulaires LIPINE 1867	FOURS soufflés à double brûleur central 1877	FOURS soufflés à quatre brûleurs centraux HOHENLOHE-HUETTE 1868	FOURS soufflés à deux brûleurs centraux SILESIANUETTE 1895	FOURS Siemens WILHELMI-NENHUETTE 1888
Poids d'un moufle (en kilogrammes)..	70	160	200	225	280
Durée moyenne d'un moufle (en jours).	43	37.5	37,5	41	50
Consommation par journée de four :					
Charbon de mélange (en kilogr.).....	410	1.220	1.970	1.650	2.400
— de chauffe —	2.915	5.480	6.300	4.000	7.950
— total —	3.325	6.700	8.270	5.650	10.150
Nombre de moufles.....	0,65	1,27	1,70	0,98	1,44
— de journées d'ouvriers spéciaux.....	4	8	10	»	14
Consommation par tonne de minerai calciné ou grillé :					
Charbon de mélange (en kilogr.).....	420	450	500	500	480
— de chauffe —	2.980	2.000	1.600	1.200	1.900
— total —	3.400	2.450	2.100	1.700	1.680
Nombre de moufles.....	0,665	0,455	0,396	0,30	0,24
Poids corresp. de pâte réfract. (en kg.)	46,5	73	79	68	67
Nombre de journées d'ouvriers spéciaux.....	4,08	3,96	2,52	»	2,32
Consommation par tonne de zinc produit :					
Charbon de mélange (en kilogr.).....	1.990	2.470	2.010	2.500	2.560
— de chauffe —	14.150	11.000	6.440	5.500	6.250
— total —	16.140	13.470	8.450	7.800	8.750
Nombre de moufles.....	3,15	2,17	1,59	1,40	1,25
Poids corresp. de pâte réfract. (en kg.).	221	348	318	315	350
Nombre de journées d'ouvriers spéciaux.....	19,4	25	10,2	»	12,1

Cette déduction a été effectuée dans le tableau ci-dessus, en admettant, pour la perte moyenne à la calcination subie par les calamines silésiennes, le coefficient 0,23, adopté dans les statistiques officielles. Les chiffres ainsi obtenus sont d'une exactitude suffisante pour permettre d'établir des comparaisons avec ceux relatifs aux autres méthodes.

		HOHENLOHEHUETTE		WILHELMINENHUETTE	
		Chiffres bruts	Chiffres rectifiés	Chiffres bruts	Chiffres rectifiés
Charge par moufle.....	de minerai.	71kg,9	61kg,5	100kg,»	83kg,9
	totale.....	107 ,5	92 ,»	140 4	117 »
Charge par mètre cube de moufle.....	de minerai.	550 »	470 »	710 »	595 »
	totale.....	825 »	705 »	945 »	830 »

Ces chiffres montrent que la densité de chargement des moufles silésiens a plus que doublé depuis l'origine. De leur rapprochement avec ceux qui seront donnés plus loin à l'occasion des usines belges et rhénanes, il ressort que la différence considérable qui existait autrefois, à ce point de vue, entre les deux grands districts de production de zinc en Europe, s'est singulièrement atténuée.

L'introduction, dans les charges, d'une proportion considérable de blende grillée, a exercé, à cet égard, une influence importante. La blende grillée est plus dense que la calamine calcinée ; de plus, son état de division lui permet

©BIU Santé

de remplir les intervalles existant entre les fragments relativement volumineux de calamine et de coke, qui constituent le reste de la charge.

Enfin on cherche aujourd'hui, en Silésie, à bourrer les moufles aussi complètement que possible, à travers l'allonge; mais le mode de chargement de ces récipients ne permet pas d'obtenir un résultat aussi satisfaisant, à cet égard, que celui des creusets belges, ceux-ci étant complètement ouverts à l'avant.

Perte au traitement. — Lorsqu'on rapproche les chiffres représentant les pertes relatives en métal dans les deux tableaux ci-dessus, où sont résumés les éléments caractéristiques de la marche des fours silésiens à des époques différentes, il semble que le progrès réalisé soit médiocre en ce qui concerne la perte au traitement.

Ces chiffres, il est vrai, ne sont pas d'une précision absolue; les usines silésiennes ne pèsent pas bien exactement les minerais qu'elles consomment et ne les analysent pas régulièrement. Il en ressort néanmoins qu'à teneur égale le rendement est sensiblement plus élevé aujourd'hui qu'il ne l'était autrefois.

L'écart moyen, calculé sur l'ensemble des usines de la Haute-Silésie, est passé, vers 1875, par un maximum, correspondant à un minimum de teneur pour les minerais traités. D'après la statistique officielle, le rendement moyen des minerais, considérés à l'état cru, est descendu à 11,03 0/0, pour l'année 1875; l'écart correspondant pouvait être estimé au tiers de la teneur.

A partir de cette date, l'introduction d'une proportion croissante de blende dans les mélanges a relevé la teneur de ceux-ci, et a contribué par suite à abaisser la perte relative au traitement. Cette perte varie aujourd'hui, suivant les cas, du quart au cinquième de la teneur.

Consommation de combustible. — Au lieu de consommer, par tonne de minerai calciné, trois tonnes et demie de houille, comme vers 1860, on n'en consomme plus aujourd'hui, dans les usines silésiennes, que 1.500 à 1.600 kilogrammes quand on emploie les fours à brûleurs centraux, 1.100 à 1.200 kilogrammes en faisant usage des fours Siemens.

D'après les indications fournies par M. Scherbening, inspecteur de l'usine Silesia, à Lipine (Schnabel, *Handbuch der Metallhüttenkunde*, t. II, p. 175), la consommation de combustible, rapportée à la tonne de minerai calciné ou grillé, ne serait que de 1.200 kilogrammes, avec les fours à brûleurs centraux de cette usine, tout comme avec les fours Siemens de Wilheminenhütte et de Paulshütte.

Les chiffres comparatifs fournis par cette dernière usine (Schnabel, *loc. cit.*, p. 179) conduisent à une conclusion sensiblement différente; ils peuvent se résumer de la manière suivante :

	FOURS A BRULEURS centraux à 32 moufles	FOURS SIEMENS à 60 moufles
Charge d'un moufle en minerai cru	93 kg ,8	100 kg »
— — — calciné	78 5	83 ,9
Consommation de charbon de chauffe par tonne de minerai cru	1.330 »	1.016 »
Consommation de charbon de chauffe par tonne de minerai calciné	1.590 »	1.210 »
Consommation de moufles par tonne de minerai cru	0,32	0,20
— — — — calciné	0,382	0,238
Rendement en zinc, par 100 kilog. de minerai cru	13 kg »	13 kg »

©BIU Santé

Ces chiffres, qui concordent avec ceux figurant dans notre tableau général, font ressortir en faveur des fours Siemens une supériorité sensible à tous les points de vue, sauf en ce qui concerne le rendement, pour lequel il y aurait égalité entre les deux systèmes.

Pour compléter la comparaison ci-dessus, il resterait à tenir compte de la qualité et de la valeur marchande de la houille employée. En Silésie, on admet généralement que cette houille devrait nécessairement être en gros morceaux pour permettre une bonne marche des fours Siemens. L'étude des fours rhénans nous montrera que cette opinion ne repose sur aucun fondement sérieux.

Durée moyenne des moufles et des allonges. — La durée moyenne des moufles n'a pas diminué depuis une quarantaine d'années, bien que ces appareils soient soumis aujourd'hui à une température beaucoup plus élevée qu'autrefois. Il en résulte que la consommation correspondante de pâte réfractaire, par tonne de minerai, n'a pas beaucoup varié ; elle est actuellement de 70 à 80 kilogrammes.

Les allonges durent de quinze à vingt jours ; cette durée correspond à une consommation, par tonne de minerai, de 0,65 à 0,85 d'allonge, soit de 10 à 13 kilogrammes de pâte réfractaire, le poids d'une allonge pouvant être évalué à 15 kilogrammes en moyenne.

Frais de construction des fours. — Nous indiquons ci-dessous les frais de construction, en Silésie, de deux fours à cinquante-six moufles, l'un à gazogènes soufflés, sans récupération, l'autre du système Siemens; nous y joignons l'indication de la quantité de minerai traitée par an, à raison de trois cent trente jours de travail, et de la répartition des frais de construction sur cette quantité.

	FOUR à gazogènes soufflés	FOUR Siemens
	—	—
Nombre de moufles	56	56
Poids de minerai (calciné) passé par an (en tonnes).	1.050	1.150
Frais de construction du four (en francs)	7.500	25.900
— par tonne de minerai traité annuellement	9f,52	22f,52

Il faut remarquer que les frais indiqués ci-dessus comprennent l'installation des gazogènes, mais non la construction de la halle qui recouvre les fours.

FRAIS DE TRAITEMENT DU MINERAI ET PRIX DE REVIENT DU ZINC

On trouvera ci-dessous quelques indications sur les frais de traitement, calculés soit par tonne de minerai, soit par tonne de zinc, dans diverses usines silésiennes. Les uns proviennent de publications antérieures, les autres ont été établis approximativement, d'après les chiffres indiqués ci-dessus pour les consommations, sur la base des prix élémentaires actuellement pratiqués en Silésie.

©BIU Santé

Fours à récupérateurs tubulaires de Silesiahütte, 1866, d'après R. Wabner (*B. u. H. Ztg.*, 1867, p. 391) :

	PAR TONNE de minerai calciné	PAR TONNE de zinc
Four de réduction { Salaires et surveillance	11f,27	53f,65
Four de réduction { Houille, 3t,04 à 3f,86 la tonne	13 ,13	62 ,53
Machines (salaires, houille et entretien)	0 ,45	2 ,14
Matières réfractaires (Prix de rev. d'un moufle 4f,94).	4 ,77	22 ,73
Fer et fonte	0 ,10	0 ,46
Entretien des fours (matières et main-d'œuvre)	1 ,54	7 ,32
Forge, charpenterie, etc.	0 ,39	1 ,86
Entretien des bâtiments	0 ,02	0 ,08
Frais d'administration	2 ,02	9 ,60
Intérêt et amortissement du capital de premier établissement	1 ,37	6 ,47
	35f,06	166f,84
Valeur du minerai employé (4t,55 à 9f,47 la tonne)		43f,55
Prix de revient de la tonne de zinc		209f,39

Fours à brûleurs centraux et fours Siemens, 1874. — D'après Georgi (*B. u. H. Ztg.*, 1877, p. 80), les fours de ces deux types, employés en 1874 aux usines Paulshütte et Wilhelminenhütte, ont donné les résultats comparatifs suivants, au point de vue du prix de revient de la tonne de zinc produit :

	FOURS à brûleurs centraux		FOURS Siemens
Salaires	60f,19		50f,42
Houille	98 ,32		72 ,42
Mouffles et allonges	22 ,06		17 ,26
Fer et fonte	1 ,99		0 ,96
Entretien	7 ,53		2 ,40
	190f,09		143f,16
Minerai, 8t,78 de cru à 28f55	244 ,45	8t,95 de cru à 27f,29	250 ,60
Prix de revient de la tonne de zinc	434f,45	—	398f,76

Ces prix de revient sont bien plus élevés que le précédent ; la différence provient surtout de ce que le minerai traité donnait un rendement moindre, tout en étant compté plus cher.

Pour obtenir des éléments comparables, il faut déduire des chiffres ci-dessus les frais de traitement de la tonne de minerai soit cru, soit calciné. En ce qui concerne le minerai cru, on y arrive facilement au moyen des rendements en zinc indiqués par Georgi, rendements qui étaient de 0,1117 dans le premier cas, et de 0,1139 dans le second. Pour passer aux chiffres rapportés à la tonne de calciné, nous avons admis, comme précédemment, que la perte à la calcination était de 23 0/0 ; on obtient ainsi l'évaluation suivante des frais de traitement par tonne de minerai :

	FOURS à brûleurs centraux				FOURS Siemens			
	cru		calciné		cru		calciné	
Salaires	6f,72		8f,74		5f,71		7f,44	
Houille	2t,56 à 3f,41 = 8 ,73	3t,33 à 3f,41 =	11 ,35	1t,625 à 5f,08 =	8 ,25	2t,11 à 5f,08 =	10 ,72	
Mouffles, allonges (0m,34)	2 ,46 (0m,44)		3 ,20 (0m,275)		1 ,96 (0m,357)		2 ,55	
Fer, fonte	0 ,21		0 ,27		0 ,11		0 ,14	
Entretien	0 ,84		1 ,09		0 ,27		0 ,35	
	18f,96		24f,65		16f,30		21f,20	

©BIU Santé

Diverses dépenses accessoires, telles que les frais généraux, l'intérêt et l'amortissement des installations, ne figurent pas dans le tableau ci-dessus.

Exemples actuels. — Nous pouvons donner le détail des frais de traitements, par tonne de minerai cru, dans deux usines de la région silésienne employant des fours à brûleurs centraux et traitant l'une (A) des charges à 18,5 0/0 de zinc, l'autre (B) des charges à 24,4 0/0. Les prix ont été évalués en francs.

	USINE A		USINE B
Salaires aux fours	7f,50	8f,01	6f,04
— pour enlèvement de résidus	0 ,51		
Houille de chauffage, 1.470 kilogrammes	8 ,95	11f,34	9f,82
Escarbilles pour réduction, 245 kilogrammes	2 ,39		
Moufles (0m,186) et allonges	1 ,56	2f,56	1f,05
Autres matières réfractaires	0 ,33		
Entretien et réparation des fours	0 ,67		
Machines et chaudières	0 ,93		0f,65
Entretien des bâtiments et chauffage	0 ,48		1 ,85
Frais généraux à l'usine	1 ,20		3 ,14
Dépenses diverses	0 ,35		0 ,98
Transport du zinc en gare	0 ,29		
	25f,16		23f,53

L'usine B bénéficiait d'un approvisionnement de charbon à un prix exceptionnellement bas, grâce à un traité de longue durée, de date déjà ancienne. Depuis 1898, il s'est produit, en effet, dans la région silésienne un relèvement très sensible du prix des combustibles; ce relèvement y a été moins marqué cependant que dans beaucoup d'autres bassins houillers de l'Europe.

D'autre part, les frais généraux représenteraient, par tonne de minerai traité, une charge moins lourde pour les usines importantes que pour les usines d'importance secondaire auxquelles se rapportent les chiffres ci-dessus.

On peut admettre que, dans les grandes usines silésiennes, les mélanges se composent actuellement, pour un tiers environ, de calamine pesée à l'état cru, et pour le reste de blende grillée. Si on voulait prendre pour base de calcul le minerai calciné, il faudrait réduire d'un neuvième le poids total. Ces diverses corrections ramèneraient à 30 francs environ le montant moyen des frais de traitement d'une tonne de minerai calciné ou grillé.

Comme exemple des résultats obtenus avec les fours Siemens, on peut citer ceux relevés en 1900 à la Bernhardihütte (Georg von Giesche's Erben).

L'usine a traité, dans l'année, 15.058 tonnes de calamine, 7.898 de blende grillée et 46 tonnes de produits divers à repasser. Elle a consommé 2.622 tonnes de houille pour la calcination de la calamine, 238 pour le séchage des moufles, 520 pour la cuisson et 24.285 pour le chauffage des fours. Ce dernier chiffre représente 1.050 kilogrammes par tonne de minerai (en partie cru).

Le charbon de réduction représentait 379 kilogrammes par tonne. La consommation correspondante de terre réfractaire était de 70 kilogrammes : la durée moyenne des moufles était de 43 à 44 jours.

La dépense de main-d'œuvre était de 7mk,08 soit 8 fr.75, par tonne de minerai.

©BIU Santé

Le rendement en zinc, rapporté au poids du minerai, était de 17,86 0/0.

Prix de revient de la tonne de zinc. — Pour se rendre exactement compte des conditions économiques du fonctionnement des usines silésiennes, il faudrait connaître le prix de revient de la tonne de minerai. Or la situation de ces usines, au point de vue des approvisionnements, est très différente de celle des usines belges ou rhénanes, qui achètent la plus grande partie des minerais nécessaires à leur consommation, et le paient d'après des formules à peu près uniformes.

En Silésie, les ventes de minerais sont peu fréquentes. Elles paraissent se faire ordinairement sur les bases suivantes : 1° déduction de 30 0/0 de la teneur; 2° allocation au fondeur de 25 francs environ pour frais de traitement.

Ce dernier chiffre est tout juste suffisant pour couvrir les frais réels; il a dû être inférieur à ceux-ci pendant la période de hausse des charbons, qui s'est produite au cours de ces dernières années. La valeur de l'*écart* présumé est assez élevée, au contraire, pour laisser une certaine marge au fondeur.

La plupart des usines silésiennes traitent des minerais extraits de leurs propres mines ou provenant de concessions dans lesquelles elles ont une participation : ce dernier régime est celui auquel sont soumises la plupart des grandes exploitations de la région de Scharley. Les bénéfices des deux industries minières et métallurgiques se trouvent alors confondus. Ils le sont plus complètement encore lorsque le charbon consommé dans les usines provient de mines appartenant aux mêmes propriétaires et que ce charbon est porté en compte, dans les opérations métallurgiques, à un prix inférieur à celui auquel on l'obtiendrait sur le marché.

En négligeant l'influence de ce dernier élément, trop difficile à préciser, on peut évaluer approximativement le prix de revient moyen du zinc brut dans le district de Haute-Silésie, en utilisant à cet effet les éléments fournis par la statistique officielle. D'après cette statistique (*Der Bergwerksbetrieb in Preussischen Staate während des Jahres*, 1901, pp. 138 et 173), les vingt usines à zinc en activité dans la Haute-Silésie ont produit 107.965 tonnes de zinc brut au cours de l'année 1901, et ont consommé 609.542 tonnes de minerais et produits zincifères divers. Le personnel occupé a été de 6.304 hommes et 1.444 femmes : en admettant qu'il ait travaillé 300 jours par an en moyenne et que le traitement d'une tonne de minerai ait exigé 3,16 journées d'homme, plus 0,11 journée de femme, le rendement en zinc aurait été de 17,75 0/0 du poids traité.

Sur les 609.547 tonnes de matières diverses soumises à la distillation, la plus grande partie se composait de minerais extraits dans le district même, une autre fraction, de produits secondaires du traitement, une dernière de minerais importés, consistant surtout en blendes de Suède, riches et à gangue siliceuse. Les données relatives à ce dernier élément font défaut; mais, pour les minerais indigènes, qui se décomposaient en 194.308 tonnes de calamine et 325.791 tonnes de blende, la statistique indique des valeurs respectives de mk. 5,36 et de mk. 35,40 par tonne, ce qui, en tenant compte des proportions relatives, donnerait une valeur moyenne de mk. 24,26 ou 29 fr. 96.

©BIU Santé

En somme, les frais, soit miniers, soit métallurgiques, rapportés à la tonne de minerai soumis à la réduction seraient d'environ 60 francs par tonne. Sur la base du rendement moyen indiqué par la statistique officielle (17,75 0/0), ce chiffre donnerait un prix de revient de 338 francs pour la tonne de zinc brut. Le prix de vente ayant été, suivant la même statistique, de mk. 319,67, soit d'environ 395 francs par tonne, les bénéfices des producteurs silésiens de zinc dériveraient de l'exploitation des matières premières plutôt que du traitement métallurgique.

TYPES MODERNES DE FOURS BELGES

Aux États-Unis, on rencontre encore, surtout dans l'ouest, un certain nombre de fours belges se rapprochant beaucoup du type primitif (W. R. Ingalls, *The metallurgy of zinc*, p. 433-44). Les creusets sont cylindriques, d'un diamètre de $0^m,20$ à l'intérieur et de $0^m,27$ à $0^m,28$ à l'extérieur, avec une longueur extérieure de $1^m,22$. Parfois on réduit ce chiffre à $1^m,17$ pour les deux rangées inférieures et on le porte à $1^m,27$ pour les deux rangées supérieures.

Les rangées sont au nombre de 7, et comprennent chacune 16 creusets, ce qui fait un total de 224 creusets (fig. 180).

Le chauffage est assuré par deux grilles, séparées l'une de l'autre par un petit mur médian, qui ne monte pas jusqu'à la rangée inférieure de creusets. Chaque grille a environ 2 mètres de long sur $0^m,40$ de large; elle est formée de deux barreaux de fer carré de $0^m,05$ de côté. Ces barreaux se détruisent si rapidement qu'on les a remplacés parfois par des tuyaux en fer, de $0^m,05$ de diamètre, avec circulation d'eau à leur intérieur.

Les parois longitudinales du four s'évasent au-dessous et au-dessus de la grille pour se raccorder avec celles du cendrier et du laboratoire, dont la largeur est voisine de 1 mètre. L'épaisseur de la couche de charbon est ordinairement de $0^m,90$; sa surface est à une distance de $0^m,30$ à $0^m,40$ du dessous de la première rangée de creusets. Chaque grille est desservie par un tisard ménagé sur un des petits côtés du massif. Elle est alimentée de menue houille, que l'on accumule sur une plaque inclinée en fonte, scellée en avant du tisard, et qu'on refoule périodiquement à l'intérieur du foyer.

Le tirage est assuré par deux ouvreaux, de $0^m,25$ sur $0^m,30$, ménagés dans la voûte et distants de $0^m,85$ de l'extrémité du laboratoire. Les flammes sortant par ces ouvreaux passent dans un canal établi sur la voûte pour aboutir à une cheminée placée à une extrémité du massif. Les deux cheminées dépendant de celui-ci ont 14 mètres de hauteur, avec une section intérieure de $0^m,45$ sur $0^m,70$ ou parfois de $0^m,70$ sur $0^m,70$.

Une cornière en fer, de $0^m,14$ sur $0^m,09$ reçoit la retombée antérieure de la voûte; d'autres cornières, de $0^m,10$ sur $0^m,10$, protègent les angles du massif. La devanture est formée de montants verticaux en fonte, séparant les niches, et de courtes taques horizontales, appuyées sur des nervures des montants verticaux.

©BIU Santé

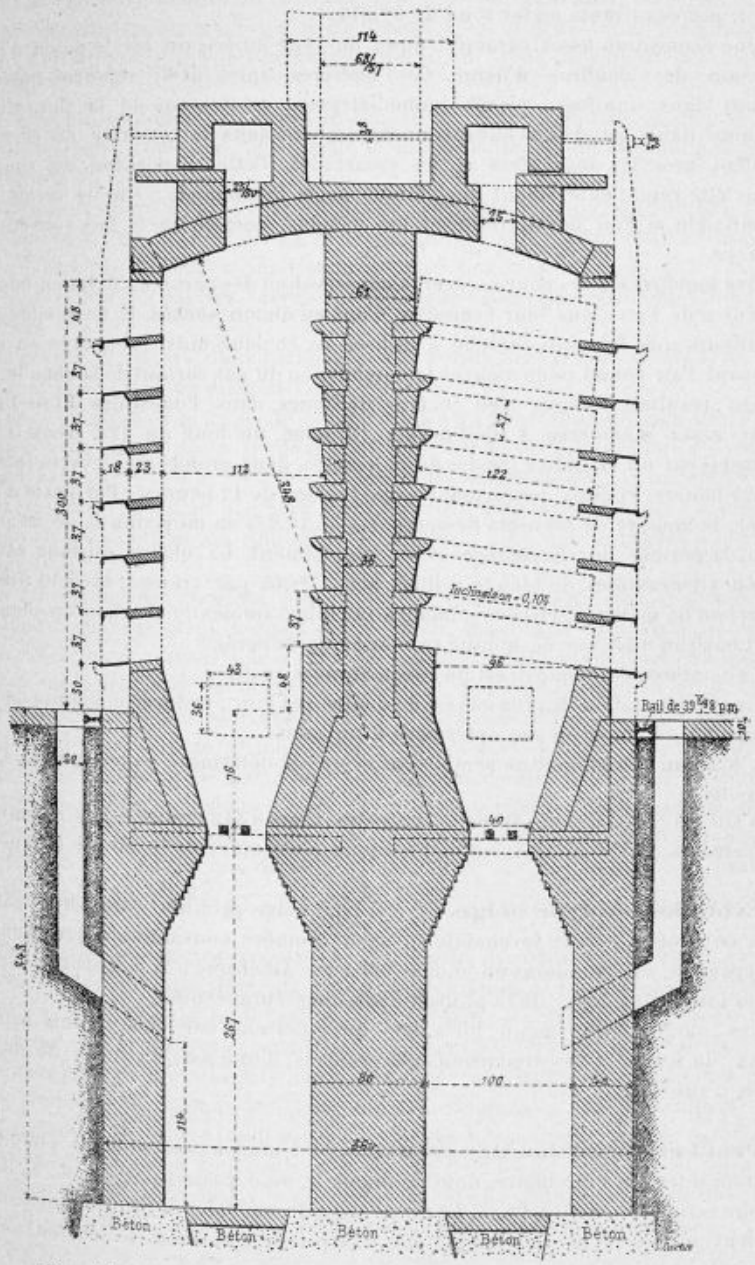


Fig. 180. — Four belge en service dans le district ouest des États-Unis.

©BIU Santé

Ceux-ci sont maintenus en place, vers le bas, par un rail horizontal, vers le haut, par des tirants en fer rond de 0m,019.

Une disposition assez caractéristique du type américain est le mode d'évacuation des cendres d'usine. Ces matières, après avoir séjourné quelque temps dans une fosse placée immédiatement au-dessous de la devanture, comme dans les usines européennes, tombent dans le cendrier où elles se mêlent avec les mâchefers et les escarbilles. Cette disposition est simple, mais elle rend l'enlèvement des résidus assez incommode; elle ne serait pas admissible si l'on devait retraiter ces résidus, comme on le fait souvent en Europe.

Des tentatives faites pour assurer la conservation des parois du foyer en faisant circuler de l'air dans leur épaisseur n'ont eu aucun succès. Il ne semble pas d'ailleurs que l'on ait cherché à utiliser la chaleur ainsi récupérée en employant l'air chaud pour assurer la combustion du gaz sortant de la chauffe.

Les résultats obtenus avec ce type de fours, dans l'ouest des États-Unis, sont assez médiocres. A Collinsville (Illinois), un four de 128 creusets est desservi par un brigadier (postes de 24 heures), deux grands manœuvres (postes de 24 heures) et deux petits manœuvres (postes de 12 heures). Par poste d'ouvrier, le nombre de creusets desservis est de 18 2/3 en moyenne et de 28 pendant la période de décrassage et de chargement. La charge du four est de 2.260 kilogrammes de blende grillée, soit 17kg,65 par creuset, avec 50 0/0 de charbon de mélange, en consommant 8.140 kilogrammes de charbon de chauffe, soit environ 8 tonnes de houille par tonne de minerai.

Le combustible employé est de très mauvaise qualité.

La consommation de creusets est de quatre par jour; la durée moyenne de ces récipients est donc un peu inférieure à un mois.

L'écart au rendement ne semble pas avoir été déterminé exactement à Collinsville.

A Girard (Kansas), en traitant dans des fours à 112 creusets des calamines silicatées à 42 0/0 de zinc, on a obtenu un rendement de 70 0/0 de la teneur.

Évolution du type belge. — Le type belge primitif, caractérisé par le peu de profondeur de la chauffe et par le nombre considérable des rangées de creusets, est de moins en moins usité en Amérique; il a disparu, depuis assez longtemps déjà, de la plupart des usines européennes.

Les modifications qu'on lui a fait subir portent sur deux points principaux : la forme et les dimensions des creusets, d'une part, le mode de chauffage, d'autre part.

Profil et dimension des creusets. — L'ancien creuset belge avait une section intérieure circulaire, dont le diamètre ne dépassait pas 0m,16; sa longueur variait de 1m,10 à 1m,15. La forme cylindrique et les limites de dimensions étaient imposées par le système de fabrication à la main, le seul en usage pendant bien longtemps.

L'introduction de la fabrication mécanique des creusets par étirage sous pression, brevetée le 24 juillet 1872 par M. Dor, modifia radicalement cet état

©BIU Santé

de choses. Elle permit de substituer à la section circulaire, désavantageuse au point de vue de l'efficacité du chauffage, un profil plus rationnel, formé de deux demi-circonférences réunies par deux droites. C'est ce profil, qualifié improprement d'elliptique, que l'on rencontre aujourd'hui dans la plupart des usines belges.

Il présente le double avantage de rendre la transmission de la chaleur, à partir des parois latérales, plus facile et plus régulière, tout en donnant plus de rigidité au creuset.

La largeur intérieure des creusets surhaussés varie entre $0^m,16$ et $0^m,185$, leur hauteur entre $0^m,20$ et $0^m,23$. La variation de ces deux éléments s'effectuant en sens inverse, la section intérieure s'écarte peu, par excès ou par défaut, du chiffre de 3 décimètres carrés. La longueur extérieure est comprise entre $1^m,23$ et $1^m,47$.

On rencontre encore, dans quelques usines belges, des creusets ronds de $0^m,16$, de $0^m,17$ et de $0^m,20$ de diamètre intérieur.

L'augmentation de la capacité des creusets a eu pour conséquence une prolongation de durée de la distillation. Cette durée est aujourd'hui de vingt-quatre heures, au lieu de douze, dans toutes les usines belges, à l'exception de quelques vieux fours de Bleyberg. Le travail par vingt-quatre heures s'impose lorsqu'on veut obtenir un rendement satisfaisant avec des minerais à teneur élevée.

La fabrication des creusets à la presse, suivant le système Dor, a permis de modifier non seulement le profil des creusets, mais aussi la composition des pâtes réfractaires servant à leur fabrication. Les conditions de plasticité imposées à ces pâtes étant moins rigoureuses que par le passé, on a pu y faire entrer une proportion plus considérable d'éléments siliceux ou de coke, et abaisser ainsi le prix de revient d'une manière très sensible. La diminution de prix des creusets a été accompagnée d'une augmentation de leur résistance contre la corrosion, augmentation due surtout à une compacité plus grande de la masse réfractaire. Il en est résulté la possibilité de traiter avantageusement des minerais contenant des quantités de plomb et de fer supérieures aux limites admises antérieurement.

Perfectionnements apportés au mode de chauffage. — L'application de grilles gazogènes au chauffage des fours à zinc a été effectuée dans les usines belges plus tardivement que dans les usines silésiennes. Les premières tentatives pour modifier l'ancienne grille à barreaux droits ne semblent pas remonter au-delà de l'année 1860; elles auraient été faites, à peu près simultanément, dans les deux usines contiguës d'Antheit (Ampsin) et de Corphalie. Ce dernier établissement ne continua pas longtemps ces essais; le premier, au contraire, poursuivit avec tenacité l'étude du problème et, sous la direction de M. Dor, aboutit à la création d'un type de chauffe profonde qui peut donner d'excellents résultats entre les mains d'ouvriers expérimentés.

Placée directement au-dessous du laboratoire du four, comme celle des anciens fours belges, la chauffe Dor comporte une double grille à gradins; elle est assez profonde pour assurer la gazéification partielle du combustible. La

©BIU Santé

combustion des gaz se développe progressivement à l'intérieur du laboratoire, sous l'action de jets d'air secondaire, celui-ci ayant été préalablement chauffé par circulation à travers des canaux ménagés dans les parois de la chauffe et du four. C'est l'application au four belge du système expérimenté par Mentzel, dès 1845, sur le four silésien.

L'application en a été faite dans des conditions un peu différentes par d'autres usines belges. Engis a adapté une grille à gradins à son four à double devanture et ménagé dans le mur médian de celui-ci des canaux servant à assurer la circulation et le réchauffage de l'air secondaire. Corphalie a préféré installer un gazogène indépendant à l'arrière du four; commode pour le service du gazogène, cette disposition fait perdre les avantages que présente, au point de vue thermique, le groupement de deux fours en un massif unique.

Aux États-Unis, on poursuivait, vers la même époque, des essais dans une direction analogue. En 1874, Hegeler et Matthiessen, dans leur usine de La Salle (Illinois), appliquaient à un four belge à double devanture le chauffage à tirage renversé. Dans ce système, le gaz combustible est produit dans des gazogènes placés en dehors de la halle, puis brûlé par de l'air secondaire, chauffé à une température peu élevée par récupération partielle de la chaleur emportée par les flammes perdues.

Dans un brevet du 23 octobre 1879, les mêmes industriels ont décrit une autre combinaison consistant à faire circuler les flammes à travers une série de compartiments successifs et à développer progressivement la combustion par des admissions partielles d'air secondaire. Ce deuxième système a remplacé peu à peu le premier à l'usine de La Salle.

Les tentatives faites pour appliquer la récupération de la chaleur, par circulation continue, aux fours à zinc du type belge, n'ont abouti jusqu'ici à aucun résultat satisfaisant.

Cette dernière formule a été expérimentée sans succès, vers 1880, à l'usine de Moresnet, sous une forme très particulière, imaginée par MM. Grôbe et Lürmann; elle n'a pas réussi à Prayon, vers 1894, avec les récupérateurs de MM. Radot et Derval. Il est vrai que, dans ce dernier cas, les circonstances dans lesquelles l'expérience a été faite peuvent expliquer l'insuccès final.

Pendant longtemps les essais faits pour appliquer le système Siemens aux fours belges n'ont pas mieux réussi. La Société de la Vieille Montagne avait pris, le 23 avril 1863, un brevet fondé sur la circulation des flammes dans un sens parallèle à la devanture. C.-W. Siemens avait proposé, l'année précédente (certificat d'addition au brevet français 49068, pris le 9 novembre 1862), de réunir sous une voûte unique les deux fours qui, dans le type classique du four belge, étaient accolés par leur paroi d'arrière. Les flammes montaient dans un des compartiments, s'infléchissaient sous la voûte et redescendaient par le compartiment opposé : deux empilages étaient ménagés au-dessous de chaque moitié du four. Cette disposition a été expérimentée à l'usine d'Auby, au moment de la création de cette usine. Elle y a été abandonnée au bout de très peu de temps, un peu prématurément peut-être, car l'Illinois Zinc Company, à Peru, près La Salle (Illinois), fait fonctionner régulièrement, depuis de longues années, des fours qui présentent des dispositions peu différentes. Elle

©BIU Santé

emploie actuellement une variante du type Siemens connue sous le nom de four Neureuther.

Il semble que ce soit l'insuccès de la récupération Siemens à l'usine d'Auby qui ait donné lieu, dans cet établissement, à la création d'un type de fours à double devanture où la circulation des flammes s'effectue d'abord dans le sens ascendant, à travers un compartiment du four, puis dans le sens descendant, à travers le deuxième compartiment. La combustion des gaz dégagés d'une chauffe profonde placée sous la première devanture, est complétée par une introduction d'air secondaire à la partie supérieure du deuxième compartiment. Cet air était d'abord chauffé dans un récupérateur placé sous la deuxième devanture; il ne l'a plus été, par la suite, que par circulation dans le mur médian. Des fours analogues, mais munis de gazogènes indépendants, sont en service à Ougrée et à Bleyberg (four Loiseau) ainsi qu'à Angleur.

Une nouvelle tentative a été faite à l'usine de Budel (Hollande) pour combiner le principe de la récupération Siemens avec la disposition générale du four belge (brevet Dor frères, du 14 décembre 1891). Elle semble avoir donné des résultats relativement satisfaisants; mais les éléments dont nous disposons ne permettent pas d'émettre une opinion motivée sur les résultats obtenus.

A une date encore plus récente, la Société des mines de Monteponi (Sardaigne) a expérimenté la récupération par l'air secondaire seul, en combinaison avec la disposition consistant à faire circuler les flammes parallèlement à la devanture (brevet français du 5 août 1901). Nous ne sommes pas en mesure de donner sur le fonctionnement de cet appareil des indications plus précises que sur celui du précédent.

Il semble ressortir, en somme, de l'expérience acquise jusqu'ici que l'application de la récupération aux fours belges présente de sérieuses difficultés, les unes inhérentes au type même, les autres spéciales à chacune des combinaisons proposées.

FOURS BELGES A CHAUFFES SOUFFLÉES

Le soufflage de la chauffe, usuel en Silésie, a été rarement appliqué aux fours belges, si ce n'est aux États-Unis, en vue de faciliter la combustion de l'anthracite. Il avait été expérimenté en Belgique dès l'année 1859; mais aucune usine de ce pays n'en a fait usage depuis cette époque.

Essais de fours soufflés à l'usine Saint-Léonard. — Les essais de soufflage entrepris par la Société de la Vieille-Montagne, dans son usine de Saint-Léonard (Liège), avaient pour objet principal d'assurer la condensation complète des poussières de zinc et d'éviter par suite les plaintes auxquelles le dégagement de ces poussières dans l'atmosphère donnait lieu de la part des habitants du voisinage. Pour obtenir ce dernier résultat, on avait installé, au-dessus des fours, d'énormes hottes en tôle, où s'engageaient les fumées, aspirées par un ventilateur. Elles circulaient dans des chambres de dépôt, dont plusieurs étaient subdivisées au moyen de cloisons formées de tubes en terre cuite super-

©BIU Santé

posés; on faisait ruisseler de l'eau sur l'une des faces de ces cloisons (*Ann. des Trav. publ. de Belgique*, t. XVIII, p. 136). Les expériences faites par une commission spéciale sur l'application de ce système compliqué ne semblent pas avoir donné de résultats satisfaisants, mais le rapport de cette commission fournit quelques indications intéressantes sur les résultats du soufflage de la chauffe.

La grille du four transformé avait $1^m,60$ sur $0^m,15$ et présentait la même surface que celle des anciens fours, fonctionnant par tirage naturel; elle était simplement un peu plus longue et plus étroite. Le four lui-même avait été élargi ($2^m,50$ de largeur au lieu de $1^m,98$) et abaissé ($2^m,16$ de hauteur à la clef au lieu de $2^m,95$); le nombre des rangées de creusets était de sept au lieu de neuf; mais le nombre total de ces creusets était de cinquante-six, comme auparavant. Le cendrier avait été fermé par une porte en fonte; le vent y était introduit par une galerie ménagée au-dessous du mur de séparation perpendiculaire aux devantures. Il était en même temps soufflé par huit ouvreaux pratiqués dans la paroi arrière de la chauffe, à $0^m,85$ au-dessus de la grille et à $0^m,20$ environ au-dessus de la rangée inférieure des creusets (*loc. cit.*, pl. V). Une deuxième injection d'air, faite dans le carneau conduisant les gaz à la cheminée, complétait la combustion de ceux-ci, probablement en vue d'éviter des explosions à l'intérieur des chambres de condensation; elle n'exerçait d'ailleurs aucune influence sur le chauffage du four. D'après le rapport de la commission, les résultats donnés par les fours soufflés furent sensiblement les mêmes, à tous égards, que ceux des fours ordinaires; ceux-ci auraient présenté plutôt, au point de vue économique, un léger avantage tenant à l'absence des frais d'entretien du ventilateur. Cet avantage s'explique, puisqu'on n'avait pas cherché à profiter du soufflage pour brûler des combustibles menus et impurs. Dans les conditions où la question était posée, la solution ne pouvait en être douteuse; on renonça au soufflage de la chauffe pour n'y plus revenir, en Belgique du moins.

Fours à grille Wetherill. — Lorsque l'industrie du zinc s'installa dans les États de l'est des États-Unis, vers 1860, le problème du chauffage des fours se posait dans des termes tout autres qu'en Europe. On ne disposait pas, comme en Belgique, de houilles grasses à courte flamme, tenant bien au feu et dégageant néanmoins une quantité de gaz suffisante pour assurer le chauffage à peu près uniforme de toutes les rangées de creusets. Le seul combustible utilisable, à cette époque du moins, était l'anthracite de Pensylvanie, très pauvre en matières volatiles; encore ne pouvait-on l'employer en gros morceaux, parce qu'à cet état son prix aurait été trop élevé. Il fallait néanmoins obtenir une flamme assez longue pour assurer le chauffage régulier de sept ou huit rangées de creusets. A cet effet, on recourut à l'emploi du vent soufflé et de la grille spéciale imaginée par S. Wetherill pour la fabrication directe du blanc de zinc.

Cette grille est une plaque de fonte de $0^m,035$ d'épaisseur, perforée de nombreux trous coniques qui s'évasent vers le bas, de manière à réduire les risques d'obstructions accidentelles. Ces trous ont un diamètre de $0^m,040$ en haut, de

©BIU Santé

$0^m,025$ en bas ; ils sont répartis en quinconce, au nombre de cent dix environ par décimètre carré, leur section utile est donc de 0,09 seulement de la sur-

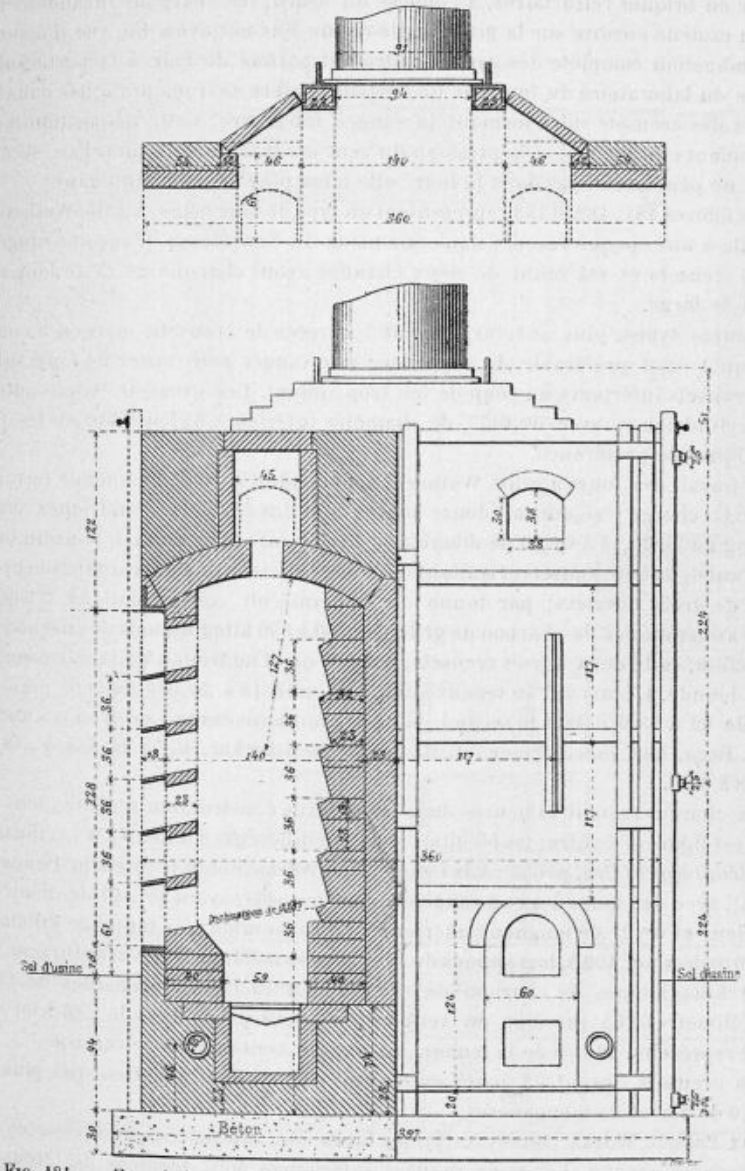


Fig. 181. — Four belge à grille Wetherill. — Coupe transversale et vue en bout.

face de grille. La sole du cendrier de la chauffe Wetherill est ordinairement recouverte d'une couche d'eau, afin d'éviter la destruction trop rapide des plaques perforées.

©BIU Santé

On entretient sur la grille une couche d'environ 0m,60 d'anthracite menu; matin et soir, on procède à un décrassage complet en refoulant sur une plate-forme en briques réfractaires, à l'opposé du tisard, les charbons incandescents qu'on ramène ensuite sur la grille, celle-ci une fois nettoyée. En vue d'assurer la combustion complète des gaz, on introduit parfois de l'air à la partie inférieure du laboratoire du four par un certain nombre de trous pratiqués dans les parois des creusets vides formant la rangée inférieure. Cette disposition n'est réellement efficace que si la pression du vent est très faible, sinon l'air secondaire ne pénétrerait pas dans le four; elle n'est plus usitée maintenant.

Les figures 181, 182 et 183 représentent un type de four belge, à grille Wetherill, installé à une époque récente dans une usine du New Jersey. Il reçoit 6 rangées de 20 creusets et est muni de deux chauffes ayant chacune 2m,23 de long sur 0m,48 de large.

D'autres types, plus anciens, avaient 7 rangées de creusets, mais on a constaté qu'il était préférable de supprimer une rangée pour éviter de faire subir aux creusets inférieurs un coup de feu trop violent. Les creusets étaient autrefois cylindriques, avec 0m,0177 de diamètre intérieur; aujourd'hui on les fait elliptiques de préférence.

Le travail des fours à grille Wetherill était conduit suivant l'ancienne formule belge. La charge y séjournait douze heures dans des creusets cylindriques ayant à l'origine de 0m,15 à 0m,16 de diamètre à l'intérieur; le personnel, pour un four recevant de 70 à 80 creusets et traitant une tonne environ de minerai par 24 heures, était de trois ouvriers; par tonne de minerai, on consommait de 2.250 à 2.500 kilogrammes de charbon de grille, de 300 à 650 kilogrammes de charbon de réduction, et de deux à trois creusets, suivant que l'on traitait de la calamine ou de la blende. L'écart sur la teneur était d'environ 18 à 20 0/0 dans le premier cas, de 22 à 23 0/0 dans le second, pour des minerais tenant environ 45 unités (Voy. Beco, *Rev. univ.*, 2e sér., t. II, p. 152; — Strecker, *B. u. H. Jahrb.*, 1879, p. 318 à 330).

Les charges restent 24 heures dans les fours de construction récente, dont un type est figuré ci-contre; les résultats sont peu différents d'ailleurs (W. A. Ingalls, *The Metallurgy of zinc*, p. 655). Aux Lehigh Zinc Works (South Bethlehem-Pennsylvania), avec des fours à 4 et 6 rangées de 20 creusets, ayant 0m,177 de diamètre intérieur et 0m,27 de longueur intérieure, on consomme, par tonne de willémite à 50 0/0 de zinc, 400 kilogrammes de charbon de mélange (fines d'anthracite) et 2.250 kilogrammes de charbon de chauffe (anthracite en grenailles de 10 à 13 millimètres). La pression du vent est de 0m,10 d'eau dans le cendrier. La perte représente 18 0/0 de la teneur, les résidus contenant 6 à 7 de zinc.

Les creusets durent 35 jours en moyenne si le minerai ne tient pas plus de 11 0/0 de fer et de manganèse.

Aux Passaic Works (Jersey City), les fours ont ordinairement 6 rangées de 18 creusets chacun. Les trois rangées inférieures sont formées de creusets elliptiques, ayant en dedans 0m,177 sur 0m,228; les trois supérieures, de creusets ronds, de 0m,177 de diamètre intérieur; la longueur de ces récipients est uniformément de 1m,37. La durée des creusets n'est que de 26 à 27 jours, à cause de la haute teneur des charges en fer et en manganèse. Ces charges sont for-

©BIU Santé

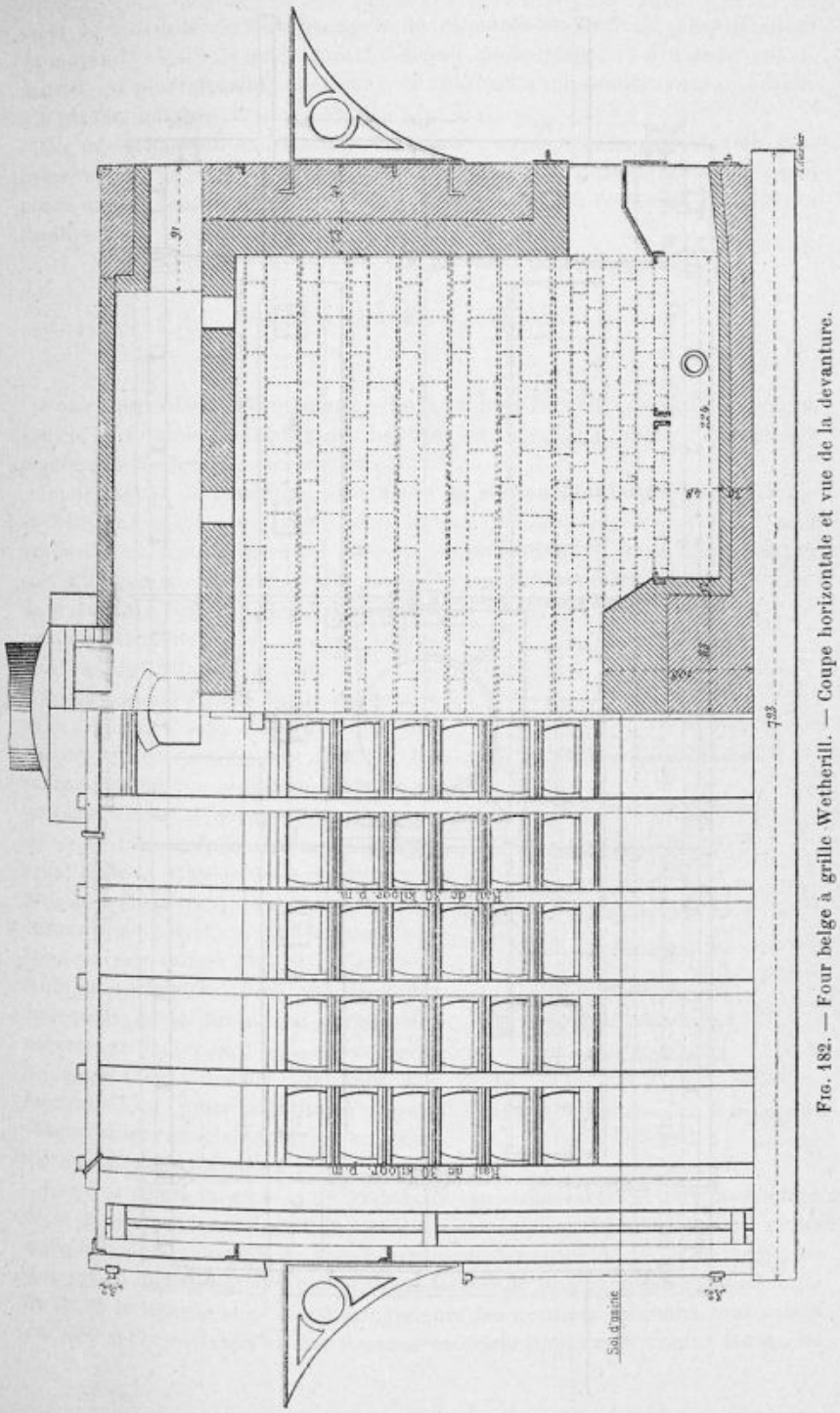


Fig. 182. — Four belge à grille Wetherill. — Coupe horizontale et vue de la devanture.

©BIU Santé

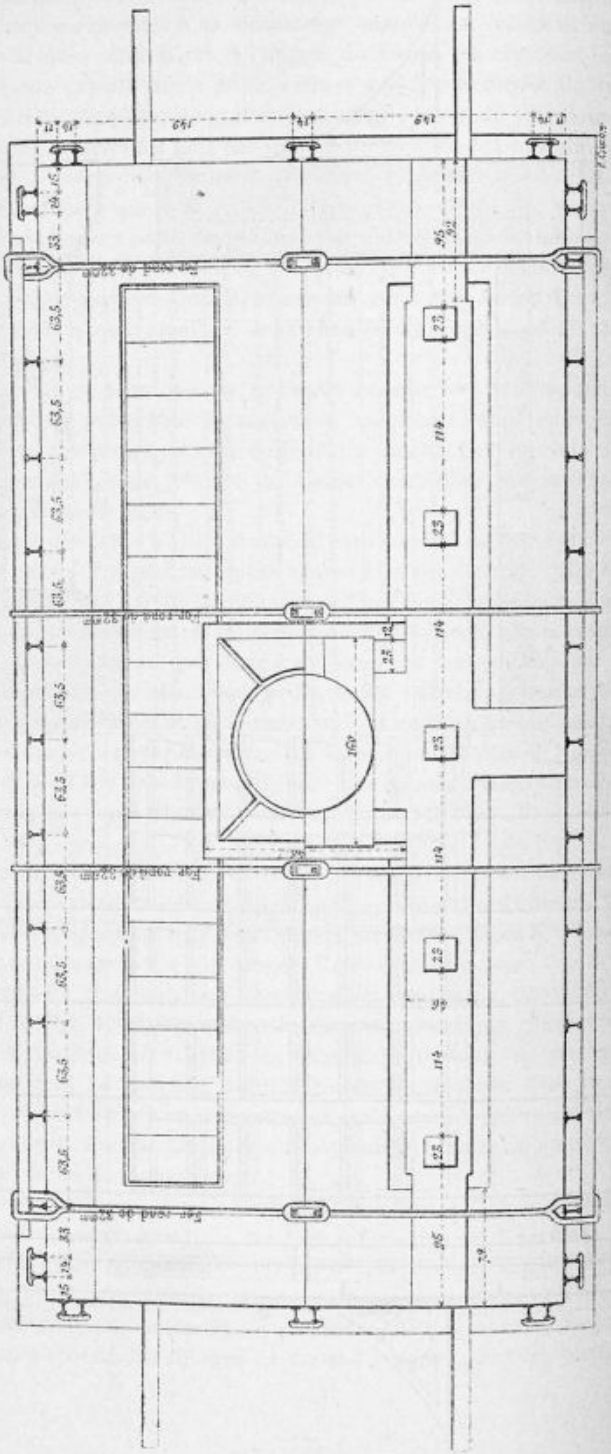


Fig. 483. — Four à grille Wetherill. — Plan.

©BIU Santé

mées de willémite du New Jersey et de calamine de Virginie ; elles tiennent en moyenne 45 0/0 de zinc. L'écart s'abaisse quelquefois à 16 0/0 de la teneur, mais il est généralement supérieur à ce chiffre. La consommation d'anthracite n'a pas été indiquée.

Ces résultats, peu satisfaisants en somme, expliquent la substitution progressive, dans la région est des États-Unis, de fours rhénans munis de gazogènes et de récupérateurs, aux fours belges à grille Wetherill, chauffés à l'anthracite.

FOURS A CHAUFFES GAZOGÈNES

Four liégeois de Bleyberg. — Le passage de l'ancien type de fours belges, à grille horizontale ou faiblement inclinée, au type actuel, muni d'une grille à gradins, s'est effectué progressivement.

Un des types de transition est encore en service dans l'usine de Bleyberg-ès-Montzen, où il est désigné sous le nom de four liégeois. Ce four peut recevoir soit sept rangées de creusets cylindriques de $0^m,16$ de diamètre, soit six rangées de creusets elliptiques, ayant intérieurement une hauteur de $0^m,22$ et une largeur de $0^m,16$. Le nombre total des creusets est de 84 dans le premier cas, de 72 dans le second.

Les dispositions de la partie réfractaire de la devanture sont celles qui vont être décrites à l'occasion du four Dor. La devanture métallique se différencie au contraire de celle de ce dernier four par l'existence de trois grands montants en fonte ayant toute la hauteur de la devanture et divisant celle-ci en quatre compartiments égaux, qui comprennent chacun trois creusets par rangée (fig. 184). Ces montants intermédiaires, ainsi que ceux des extrémités de la devanture, portent des nervures saillantes sur lesquelles reposent les taques : on n'installe pas, dans leur intervalle, un pilier métallique devant chaque pilier réfractaire comme on le fait d'ordinaire dans les usines belges.

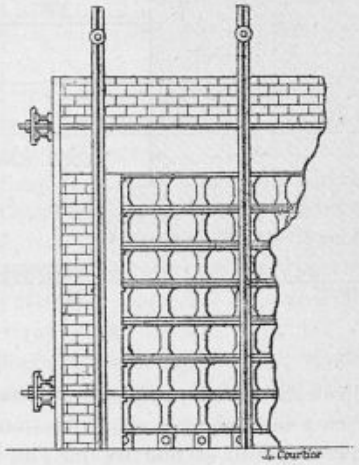


FIG. 185.— Devanture d'un four liégeois de Bleyberg.

Le foyer a une largeur de $0^m,50$ dans le sens transversal et une profondeur de $1^m,25$ au-dessous du seuil du tisard ; il se compose (fig. 185) d'abord d'une grille horizontale, formée de gros barreaux en fer carré de $1^m,30$ de long, puis d'une grille inclinée de 33° sur l'horizon, formée de cinq barreaux plats en fonte de $0^m,30$ de largeur et de $0^m,03$ d'épaisseur ; les derniers barreaux sont portés par des nervures latérales des flasques en fonte appliquées contre les parois

©BIU Santé

latérales de la chauffe ; ils sont arrêtés en avant et en arrière par des saillies de ces nervures.

La grille à gradins a une longueur de 1m,25 suivant la pente ; elle est prolongée, jusqu'au seuil du tisard, par un plan incliné en briques réfractaires.

Du côté opposé de la grille horizontale se trouve un autre plan analogue exécuté en partie par ressauts, et présentant une inclinaison générale de 50°.

Le foyer peut fonctionner à l'occasion comme gazogène ; la composition des gaz qui s'en dégagent dépend de l'épaisseur de houille chargée sur la grille,

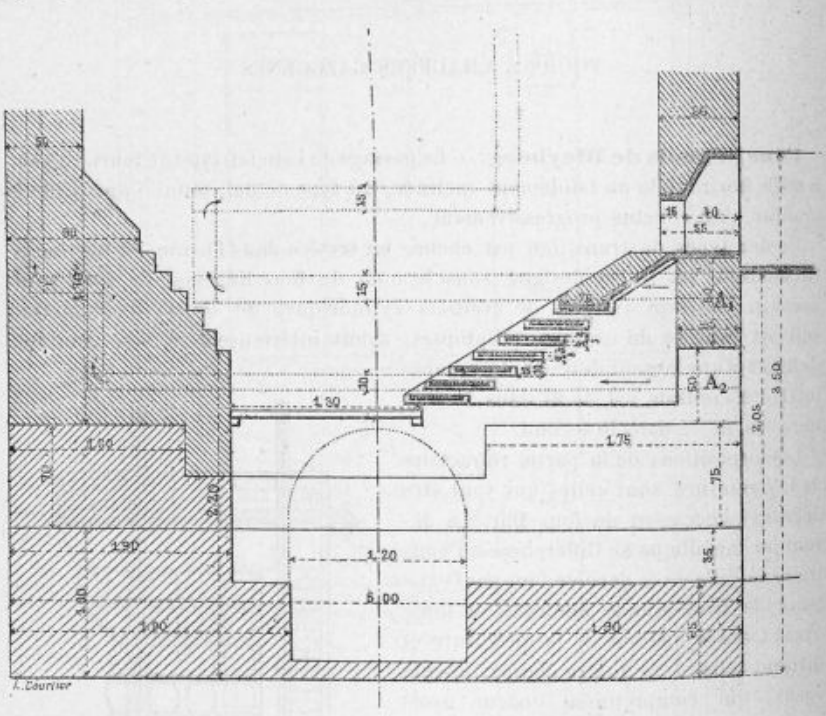


FIG. 185. — Foyer du four liégeois de Bleyberg.

épaisseur que le chauffeur peut faire varier facilement. Lorsque les gaz sont riches en éléments combustibles, on les brûle en les mélangeant avec une certaine quantité d'air secondaire que l'on introduit par les canaux A_1 et A_2. Ces canaux sont ménagés dans la paroi d'arrière du four ; ils aboutissent à une série d'ouvreaux placés au-dessus de la première et de la troisième rangée de creusets.

La conduite du chauffage du four, au moyen de ces admissions d'air secondaire est semblable à celle des fours Dor. Mais, de même que pour ces derniers appareils, les ouvriers, estimant insuffisant le débit d'air fourni par ces canaux longs, étroits et sinueux, suppléent fréquemment à son insuffisance au moyen de trous percés dans le calage de la devanture. Aussi a-t-on supprimé, à Bleyberg, la deuxième rangée d'ouvreaux (au-dessus de la troisième rangée) ; en compensation, on a réservé, en bas de la devanture, une série de trous

©BIU Santé

servant à admettre de l'air froid et pouvant être bouchés à volonté au moyen de tampons de terre réfractaire.

Travail du four liégeois. — Le trait caractéristique du fonctionnement du four liégeois de Bleyberg est de comporter deux périodes distinctes de chargement, l'une de douze heures, pour les trois rangées inférieures, l'autre de vingt-quatre heures, pour les quatre rangées supérieures.

Les rangées inférieures, travaillant par périodes de douze heures seulement, mais soumises au coup de feu le plus intense, reçoivent du minerai relativement pauvre, tenant 38 0/0 environ ; on augmente un peu la durée de la distillation en commençant le chargement par ces rangées.

La quatrième et la cinquième rangée reçoivent de préférence les poussières et les crasses, mélangées avec des minerais riches; on les charge après les rangées inférieures. On termine le chargement par les deux rangées supérieures, qui reçoivent des minerais moyennement riches, tenant de 43 à 44 0/0 de zinc, par exemple.

Les tirages se font à des intervalles différents pour les trois rangées inférieures et les quatre supérieures. On les effectue, comme en général dans les usines belges, en enlevant deux files verticales d'étouffoirs, de manière à se ménager un espace suffisant pour manœuvrer commodément le poêlon de coulée ; on a soin de réunir toujours dans un même poêlon le zinc provenant des quatre tubes qui forment une file verticale du groupe des quatre rangées supérieures, de manière à ne pas obtenir de lingots où la proportion de zinc de poussières serait trop élevée.

Les tirages ont lieu ordinairement à deux heures et à cinq heures du soir, à minuit et à quatre heures du matin ; à partir de six heures du soir, on opère le décrassage et le chargement des trois rangées inférieures.

Le personnel d'un four se compose d'un brigadier et d'un grand manœuvre faisant des postes de vingt-quatre heures, ainsi que d'un petit manœuvre, présent à l'usine de cinq heures à dix heures du matin et de cinq heures et demie à sept heures et demie du soir. Ce dernier ouvrier est chargé du décrassage de la moitié des creusets, du décalage et du calage des tubes, enfin du calage général de la devanture.

Un four liégeois traite de 1.900 à 2.000 kilogrammes de minerai par vingt-quatre heures; la consommation de charbon de chauffe y est de 1.700 kilogrammes par tonne; celle de charbon de mélange varie avec la nature des minerais.

Four Dor. — Le four Dor représente une phase plus avancée de la transformation de l'ancien four belge. Sa hauteur est un peu moindre que celle du four liégeois de Bleyberg ; son chauffage est assuré par une grille à gradins comprenant deux branches inégales inclinées en sens inverse.

Le laboratoire du four a conservé les dispositions générales de l'ancien four belge, avec une hauteur réduite par la diminution du nombre de rangées. Ce nombre est tantôt de cinq, tantôt de six ; avec cinq rangées, le travail est plus facile, car il n'est pas nécessaire dans ce cas de monter sur une plateforme pour

©BIU Santé

effectuer le chargement des rangées supérieures ; avec six, l'utilisation du combustible est un peu meilleure et les frais de main-d'œuvre rapportés à la tonne traitée sont moindres, le personnel du four se composant de deux ouvriers dans l'un et l'autre cas.

La hauteur de la devanture varie un peu suivant les dispositions adoptées pour sa construction et suivant la hauteur verticale des creusets. En général, l'intervalle entre deux faces supérieures de deux taques consécutives est de $0^m,36$ à $0^m,37$; la hauteur totale de la devanture est donc d'environ $1^m,85$ pour cinq rangées, de $2^m,20$ pour six. Le dessus de la taque inférieure étant à $0^m,25$ au dessus du sol de l'usine et la flèche de la voûte étant de $0^m,25$, la génératrice supérieure de celle-ci se trouve à une hauteur de $2^m,35$ à $2^m,70$, suivant le nombre de rangées.

Le nombre normal de creusets par rangée est de dix ; la largeur correspondante du four est de $3^m,40$ à $3^m,50$. L'autre dimension horizontale varie suivant la longueur moyenne des creusets ; elle est ordinairement de $1^m,15$ à $1^m,20$.

La grille (Pl. XIV) se compose de deux séries de gradins, inclinées symétriquement par rapport à un plan vertical très voisin du plan de symétrie du four, mais distant cependant de $0^m,10$ à $0^m,15$ de celui-ci, du côté de la porte de chargement. L'inclinaison des gradins varie suivant la nature du charbon employé ; elle était de 60° dans les types primitifs et a été abaissée progressivement au-dessous de 30°. Quand elle est exagérée, la couche de combustible est trop épaisse au milieu ; l'air la traverse difficilement et le chauffage du four devient irrégulier.

La longueur horizontale occupée par la grille est de $2^m,35$. Les deux tiers environ de la fraction utile de cette étendue correspondent à la branche principale de la grille, composée de huit barreaux et située immédiatement au-dessous du tisard ; la deuxième partie de la grille, inclinée en sens inverse, n'a que quatre barreaux. Elle est prolongée par une paroi plane en maçonnerie, de même inclinaison, qui va rejoindre le pied de la paroi latérale du four.

Entre les extrémités inférieures des deux parties de la grille, il existe un vide de $0^m,25$ par lequel les mâchefers descendent sur une taque de fonte large de $0^m,75$ et épaisse de $0^m,05$, posée sur deux forts barreaux de fer. C'est sur cette taque que viennent se réunir les résidus de la combustion ; de là on les fait tomber sur le sol de la galerie réservée pour le service des grilles, au niveau des caves.

La taque de décrassage est souvent remplacée par une grille horizontale formée de gros barreaux carrés, en fer, parallèles à la devanture. Cette taque, ou la grille qui la remplace, doit pouvoir s'enlever facilement pour permettre d'évacuer les débris de creusets qui seraient trop volumineux pour passer par le tisard.

Les deux branches de la grille à gradins sont formées de barreaux plats en fonte, épais de $0^m,025$, larges de $0^m,15$ et longs de $0^m,45$, appuyés sur des nervures qui font saillie sur les parois de deux flasques en fonte solidement encastrées dans les murs latéraux. Ces nervures sont parfois disposées à emboîter, à l'avant et à l'arrière, l'extrémité du barreau de fonte, de manière à l'empêcher

©BIU Santé

de glisser dans un sens ou dans l'autre et à ne permettre son introduction que par le haut (Voy. fig. 181). On considère aujourd'hui cette disposition comme peu commode pour le décrassage du foyer et pour le remplacement des barreaux ; on préfère donc adopter pour les nervures un tracé rectiligne, sans saillies aux extrémités. La suppression des saillies laisse les barreaux libres de glisser dans un sens ou dans l'autre et les expose, notamment, à tomber dans le foyer sous l'action d'un coup de ringard trop violent ; il serait préférable de conserver aux nervures un ressaut à leur extrémité intérieure afin d'éviter les accidents de ce genre.

L'écartement des flasques en fonte est de $0^m,50$ et la saillie des nervures de $0^m,025$.

La profondeur médiane de la grille, depuis la taque inférieure jusqu'au haut de la porte de chargement, est de $1^m,65$ environ. L'épaisseur de la couche de charbon varie au cours du travail ; au milieu de la grille, elle peut atteindre $1^m,50$ et même un peu plus ; mais elle ne dépasse guère $0^m,60$ près de la porte.

La gazéification du combustible est ordinairement incomplète avec la chauffe Dor ; elle exige néanmoins l'introduction d'une certaine quantité d'air secondaire, par des ouvreaux que l'on ménage dans le mur de fond, au-dessous de certaines rangées de creusets et dans l'intervalle entre deux files verticales de ceux-ci. On tend à réduire le nombre de ces admissions d'air ; autrefois dans les fours à six rangées, on en ménageait au-dessous de la première, de la deuxième, de la troisième et de la quatrième rangée, et on leur donnait des sections décroissantes de bas en haut. Les dimensions étaient, par exemple, les suivantes, pour un four à six rangées de creusets :

	HAUTEUR	LARGEUR
Quatrième rangée.....	$0^m,05$	$0^m,03$
Troisième rangée.....	0 ,07	0 ,05
Deuxième rangée.....	0 ,10	0 ,06
Première rangée (inférieure).....	0 ,11	0 ,07

Aujourd'hui, on n'emploie plus que deux séries d'ouvreaux, placées ordinairement au-dessous de la deuxième et de la quatrième rangée, et ayant la hauteur d'une assise de briques, soit $0^m,11$, à $0^m,12$, avec une largeur de $0^m,06$ à $0^m,08$. L'air leur est fourni par deux systèmes indépendants de canaux ménagés dans les parois de la chauffe et dans le mur d'arrière. Les prises d'air débouchent dans une galerie souterraine perpendiculaire aux devantures et située au-dessous du mur de séparation ; leur ouverture peut être réglée au moyen d'un registre à coulisse. Celle de ces prises qui alimente la première rangée d'ouvreaux se trouve du côté du mur de fond ; le canal qui la prolonge remonte immédiatement au niveau des ouvreaux qu'il alimente, puis se développe horizontalement à ce niveau dans l'épaisseur du mur. La deuxième canalisation d'air, d'un tracé plus compliqué, se dirige d'abord horizontalement dans la paroi du foyer, du côté de la devanture, puis remonte obliquement dans cette paroi, s'infléchit horizontalement dans le mur latéral du four, au-dessous du tisard, et remonte enfin verticalement jusqu'au niveau de la base de la quatrième rangée, pour s'étendre horizontalement à ce niveau dans l'épaisseur du mur du fond, en arrière des ouvreaux supérieurs.

©BIU Santé

La différence considérable d'étendue des deux circuits doit donner lieu à une inégalité de température finale pour l'air qui les a parcourus, cette température étant plus élevée pour la quatrième rangée d'ouvreaux que pour la deuxième. Une pareille inégalité ne présente que des avantages au point de vue de l'uniformité du chauffage à l'intérieur du four, pourvu que l'augmentation de longueur du deuxième circuit, par rapport au premier, n'ait pas pour conséquence une augmentation de résistance et une diminution de débit susceptibles de compenser, et au delà, la différence des températures.

La détermination du débit réel des admissions d'air secondaire semble n'avoir jamais été faite expérimentalement. Elle présenterait cependant un réel intérêt; l'exiguité de la section des canaux qui servent à la circulation de l'air, leur développement considérable, les nombreuses inflexions existant sur leur parcours peuvent faire craindre en effet que la dépression due au simple tirage du four ne suffise pas à assurer son introduction d'air assez active.

Cette manière de voir paraît confirmée par une constatation faite déjà à l'occasion des fours liégeois du Bleyberg. Les ouvriers chargés de la conduite du four Dor préfèrent en général régler la combustion en perçant des trous dans le calage de la devanture et en introduisant ainsi de l'air froid, au risque de refroidir les creusets vers l'avant et même parfois de les faire fendre. S'ils persistent malgré tout dans cette pratique dangereuse, c'est parce que l'expérience leur a montré l'insuffisance du débit que peuvent fournir les ouvreaux du mur de fond.

A Antheit (Ampsin), la construction de ce mur présente une particularité déjà mentionnée, l'existence, entre les cordons saillants supportant les creusets, d'une fausse paroi (fig. 121) formée d'une brique derrière laquelle est réservé un vide de $0^m,01$ à $0^m,02$. En enfonçant la brique à coups de ringard, on se ménage dans le mur de fond une cavité pouvant recevoir le fond d'un creuset d'une longueur supérieure à celle du modèle ordinaire, ce qui permet de prolonger la durée des campagnes. Il faut toute l'habileté des ouvriers de l'usine d'Antheit pour tirer un bon parti de cette combinaison.

L'intervalle des faces supérieures des cordons supportant les creusets est ordinairement plus fort que celui des taques de la devanture; nous avons donné plus haut (p. 327) les valeurs diverses de cet intervalle pour un four Dor à six rangées.

L'inégalité entre les intervalles a pour conséquence une augmentation de l'inclinaison des creusets d'une rangée à l'autre, dans le sens ascendant. On adopte quelquefois une disposition inverse, consistant à réduire l'inclinaison des rangées supérieures. Cette variante est en usage dans certaines usines où l'on traite des minerais très impurs et où l'on se préoccupe tout particulièrement d'atténuer la corrosion exercée par ces minerais sur les creusets : une inclinaison relativement forte, donnée aux rangées inférieures, fait couler plus rapidement les scories vers la gueule du creuset, où leur action corrosive est atténuée par l'abaissement de la température.

Pour la construction de la partie réfractaire de la devanture du four Dor, on peut avoir recours à l'un quelconque des trois systèmes décrits ci-dessus (p. 331).

L'élément principal de la partie métallique est représenté par des taques en fonte, ayant pour longueur la largeur de la devanture et portant sur leurs

©BIU Santé

deux faces, à l'aplomb de chaque montant vertical en fonte, une série de saillies creusées en leur milieu d'une rainure dans laquelle glisse l'extrémité de l'âme du pilier; une deuxième rainure, perpendiculaire à la première permet de de fixer celui-ci au moyen d'une goupille (fig. 130).

Les taques réfractaires s'engagent sous les taques en fonte correspondantes; les piliers réfractaires, espacés de deux en deux creusets, sont protégés antérieurement par des expansions latérales, qui reproduisent leur profil et sont venues de fonte sur l'arrière des piliers métalliques.

La voûte du four a ses génératrices parallèles à la devanture. Elle s'appuie en avant sur une cornière en fonte de 0m,05 d'épaisseur, fermant vers le haut le cadre qui entoure celle-ci; les côtés latéraux de ce cadre sont formés de deux montants en fonte, portant de fortes nervures qui supportent l'extrémité des taques.

La figure 121, qui représente une coupe transversale de la région supérieure d'un four Dor, donne une idée de l'agencement des dispositions de la devanture et des creusets.

La voûte a une épaisseur de 0m,25 à 0m,30; elle est traversée, vers ses deux extrémités, par deux ouvreaux de 0m,20 environ d'ouverture, servant à la sortie des flammes. Celles-ci vont se réunir dans un carneau placé sur le mur de fond, dont l'épaisseur est de 1m,50; le carneau, desservant les deux fours accolés par l'arrière, aboutit à une cheminée placée vers le milieu du massif.

Cette cheminée est tantôt en maçonnerie de briques, tantôt en boisseaux de terre réfractaire. Ce dernier type (p. 334) est relativement léger, peu coûteux et facile à nettoyer; il donne un tirage plus énergique que l'autre. Quel que soit le modèle adopté, on doit placer à la base de la cheminée un registre en terre réfractaire.

On a parfois substitué aux deux cheminées placées sur le massif lui-même une cheminée unique, installée en dehors de la halle, de manière à permettre d'utiliser les flammes perdues à la production de vapeur. Dans le cas du type Dor, cette combinaison nécessite l'emploi de carneaux de grande longueur, en maçonnerie réfractaire, soutenus par de fortes armatures en fer, et d'une cheminée ayant de 22 à 25 mètres de hauteur, avec un diamètre de 1m,50, par exemple.

Un registre principal, à la base de la cheminée, et des registres secondaires, placés sur les ouvreaux des voûtes de fours, permettent de régulariser le tirage; mais, quelques précautions que l'on prenne, celui-ci est plutôt insuffisant, et il est difficile de bien répartir le tirage entre les quatre fours d'un même massif. La disposition n'est donc pas à recommander.

Conduite du travail au four Dor. — Le personnel d'un four Dor, à 50 ou à 60 creusets, se compose d'un brigadier, faisant des postes de vingt-quatre heures, et d'un manœuvre qui quitte l'usine une fois le chargement terminé.

L'équipe arrive à cinq ou cinq heures et demie du matin. Les creusets détériorés ont été arrachés, à la fin du poste précédent, par les brigadiers de deux fours voisins associés pour ce travail; on les remplace immédiatement par des creusets neufs.

Cela fait, le brigadier charge une quantité de charbon suffisante pour que le feu ne tombe pas trop bas pendant le travail de nettoyage et de chargement;

©BIU Santé

il commence ensuite ce travail, suivant l'une ou l'autre des formules précédemment décrites. A Antheit (Ampsin), on procède ordinairement dans l'ordre descendant, à partir de la rangée supérieure. Une fois tous les creusets nettoyés et chargés, les manœuvres vont chercher le minerai et le charbon de réduction, si ces matières ne leur ont pas été amenées à l'avance ; ils les mélangent à la pelle, mettent tout en ordre aux abords de leur four, puis se retirent entre onze heures et midi.

Le brigadier surveille seul le four depuis ce moment jusqu'au lendemain matin ; pour faire les tirages de zinc, il s'adjoint le brigadier du four voisin. Le travail se fait ordinairement par groupes de deux files verticales contiguës, en partant de la gauche du four et dans l'ordre descendant, ainsi qu'il a été indiqué plus haut : il dure deux heures environ pour l'ensemble des deux fours.

Le nombre des tirages et les heures auxquelles ils sont effectués dépendent naturellement de la teneur des minerais traités.

A Antheit, avec des minerais tenant environ 50 0/0 de zinc, les deux premiers tirages, faits à cinq et neuf heures du soir, fournissent la plus grande partie du métal ; à une heure du matin, on en fait un troisième, beaucoup moins productif et ne durant qu'une heure à une heure un quart. Une heure avant le changement de poste, on en fait un quatrième (*ragotage*), qui ne donne que fort peu de chose ; après l'avoir terminé, les brigadiers arrachent les creusets détériorés.

Quand les fours sont à six rangées, l'ouvrier est obligé de monter sur une plate-forme roulante pour charger les deux rangées supérieures ; il prend le mélange dans une bâche montée sur roues.

Lorsqu'on s'aperçoit, au cours de la distillation, d'une avarie grave arrivée à un creuset, on enlève immédiatement la partie de la charge qui se trouve vers l'avant, c'est-à-dire dans la région la moins chaude, et on la repasse dans la charge suivante, de même que les crasses d'écumage du poêlon et celles provenant du nettoyage des tubes.

La conduite du feu est la partie la plus délicate du travail ; elle exige beaucoup de soin et de pratique. Le foyer a dû recevoir, au début du poste, assez de combustible pour que le feu ne tombe pas trop bas avant la fin de la période de chargement. Cette période terminée, le brigadier procède à un décrassage, puis recharge modérément la grille, de manière à faire porter à ce moment le coup de feu sur les rangées inférieures de creusets ; à cet effet il ferme complètement les guichets d'admission d'air, ou du moins celui de ces guichets qui correspond à la rangée supérieure d'ouvreaux. A mesure que la distillation s'avance dans les rangées inférieures, on augmente l'épaisseur de la couche de combustible et on donne plus d'air par les ouvreaux du mur de fond, de manière à faire monter peu à peu, dans le laboratoire, la zone de température maxima ; à la fin du poste, cette zone doit être arrivée au niveau de la rangée supérieure de creusets depuis un temps suffisant pour que la distillation du zinc soit complète dans cette rangée. On a vu que, pour régler convenablement la combustion, l'ouvrier perce souvent, à coups de ringard, des trous dans le calage de la devanture. Nous ne reviendrons pas sur les inconvénients de cette pratique, notamment en ce qui concerne la conservation des creusets.

©BIU Santé

Servi par un bon personnel, le four Dor peut donner d'excellents rendements. Il a permis de réduire l'*écart* parfois à 4 0/0 de la teneur, souvent à 6 0/0, avec des minerais tenant de 50 à 52 unités de zinc. Il en est tout autrement avec un personnel peu expérimenté.

La consommation de combustible, par tonne de minerai traité, est d'environ 1.300 kilogrammes dans les fours à cinq rangées, de 1.350 dans les fours à six rangées; ces chiffres correspondent à une combustion de 65 à 75 kilogrammes par mètre carré de grille et par heure. Le charbon employé se compose d'environ deux tiers de menu gras et d'un tiers de menu maigre.

Les fours à six rangées permettent de réaliser une économie sensible sur la consommation de combustible; mais ils ne sont pas aussi bien appropriés au traitement des minerais à haute teneur que les fours à cinq rangées, parce que le chauffage y est plus difficile à régler. De plus, ils imposent au personnel un travail plus considérable, à raison tant du poids plus grand de la charge à manipuler que de la nécessité où se trouve l'ouvrier de monter sur une plateforme mobile pour nettoyer et charger les deux rangées supérieures. Avec les fours à cinq rangées, au contraire, l'ouvrier charge tous les creusets sans avoir à s'élever au-dessus du sol d'usine.

La durée des creusets est, à Antheit, de vingt-cinq jours en moyenne, mais elle atteint à peine de six à sept jours pour la rangée inférieure. Il faut remarquer que cette usine, traitant normalement des minerais à haute teneur, conduit ses fours à une allure très chaude.

La durée des campagnes des four Dor est ordinairement de vingt-deux mois à deux ans; l'usine d'Antheit a réussi à élever cette durée à trois ans et même davantage, en faisant usage de la disposition spéciale du mur de fond qui a été décrite précédemment.

Fours de Letmathe. — Dans cette usine, située près d'Iserlohn et appartenant à la Société dite Märkisch-Westphalisches Bergverein, on employait, vers 1880, des fours belges chauffés par une grille à gradins. Ces fours contenaient chacun 76 creusets, ayant intérieurement $0^m,16$ de diamètre et $1^m,05$ de longueur et passaient chaque jour 1.600 kilogrammes d'un mélange formé de deux tiers de blende grillée et d'un tiers de calamine. Ce mélange, tenant 0,45 de zinc, en rendait 0,362; l'écart atteignait donc 0,195 de la teneur. On consommait par tonne de minerai 410 kilogrammes de charbon de réduction et 1.250 de charbon de chauffage, plus 1,9 creuset.

A défaut d'indications plus détaillées sur les dispositions de ces fours, nous ne les aurions pas mentionnés s'ils n'avaient fourni à M. Fischer l'occasion de faire d'intéressantes observations sur la composition des divers produits gazeux obtenus dans la réduction des minerais de zinc (*Dingl. Pol. J.*, t. CCXXXV, p. 221).

Les produits de la combustion, prélevés au niveau de la rangée supérieure de creusets et dans le carneau de tirage, avaient les compositions centésimales suivantes, en volume :

	CO	CO^2	O
	—	—	—
Niveau de la rangée supérieure.....	Néant	13,4	5,6
Carneau de tirage.....	Néant	10,7	11,0

©BIU Santé

L'augmentation brusque de la proportion d'oxygène libre dans le carneau de tirage ne peut guère s'expliquer que par des rentrées d'air autour des registres.

Des chiffres relatifs à la rangée supérieure de creusets, il ressort que les gaz contiennent à ce niveau un excès d'oxygène bien supérieur à celui qui serait nécessaire pour amener une combustion complète.

Pour la composition des gaz provenant de la réduction, M. Fischer donne les chiffres suivants, exprimés de la même manière que les précédents :

	CO^2	CO	CH^4	H	Az
	—	—	—	—	—
Prise faite un peu avant que la flamme du zinc n'apparaisse	15,58	38,52	4,17	41,70	traces
— pendant la première phase de la distillation	0,48	non dosé	non dosé	non dosé	non dosé
— pendant une phase plus avancée... rangée supérieure.	1,06	92,16	traces	5,32	0,41
— pendant une phase plus avancée... — inférieure.	0,11	97,12	traces	1,83	0,41
— vers la fin de la distillation	0,82	98,04	traces	0,72	traces

Ces analyses montrent que la distillation de la houille est à peu près terminée au moment où celle du zinc commence et que le charbon de mélange n'agit réellement que par son carbone fixe. Elles montrent en outre combien est faible, au cours de la distillation, la proportion d'acide carbonique par rapport à celle d'oxyde de carbone.

L'usine de Letmathe a renoncé au type décrit ci-dessus pour adopter d'abord le four Siemens, puis un four analogue au four Dor.

Four de Corphalie. — Le type, créé vers 1884 à l'usine de Corphalie, est à une seule devanture, comme le four Dor; il comporte, comme ce four, l'emploi d'une chauffe gazogène et l'introduction de l'air secondaire par deux rangées d'ouvreaux à l'intérieur du four; il s'en différencie par la position de la chauffe, placée en arrière du four et non directement au dessous. Cet arrangement rend le travail plus commode, mais il empêche de grouper les fours deux à deux en les accolant par leur face d'arrière ; les pertes de chaleur par rayonnement en sont notablement augmentées.

Pour éviter cet inconvénient, on avait d'abord placé le gazogène en avant du four. Cette disposition, que nous retrouverons à Angleur, est gênante pour le travail courant et incommode pour l'enlèvement des résidus de la distillation. L'usine de Corphalie l'a bientôt abandonnée pour placer les gazogènes à l'arrière du four.

Les fours de Corphalie (fig. 186) ont intérieurement 4 mètres de longueur, $1^m,45$ de hauteur (à la devanture) et $1^m,20$ de profondeur ; ils reçoivent sept rangées comprenant chacune dix, ou parfois douze creusets ronds. Ceux-ci ont intérieurement $0^m,20$ de diamètre et $1^m,20$ à $1^m,30$ de longueur avec une épaisseur de $0^m,035$ pour les parois latérales et de $0^m,045$ à $0^m,050$ au fond.

La devanture est divisée au milieu par un montant vertical en fonte, large de $0^m,06$, et portant de part et d'autre des saillies de $0^m,02$, destinées à supporter l'extrémité des taques. L'autre extrémité de celles-ci repose sur des sail-

©BIU Santé

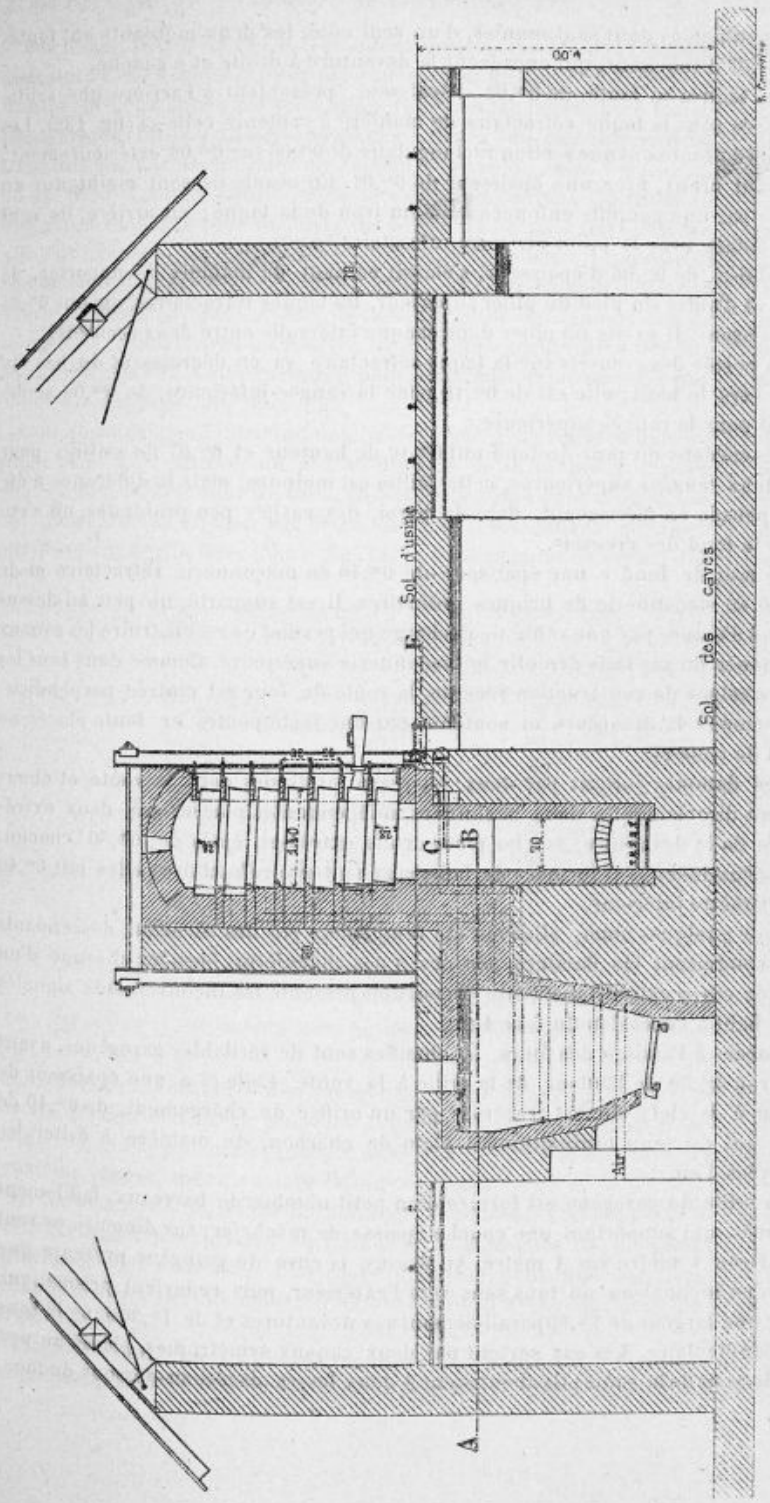


Fig. 186. — Four de Corphalie. — Coupe par le plan médian.

©BIU Santé

lies semblables dont sont munies, d'un seul côté, les deux montants en fonte, de 0m,03 d'épaisseur, qui encadrent la devanture à droite et à gauche.

Les taques en fonte, de 0m,02 d'épaisseur, présentent à l'arrière une saillie engagée sous la taque réfractaire de manière à soutenir celle-ci (fig. 132). Les piliers en fonte ont une section rectangulaire de 0m,06 sur 0m,08 extérieurement; ils sont creux, avec une épaisseur de 0m,01. En avant, ils sont maintenus en place par une goupille enfoncée dans un trou de la taque; en arrière, ils sont en contact avec le pilier en terre réfractaire.

Celui-ci, de 0m,06 d'épaisseur, s'élargit en haut de manière à supporter, de part et d'autre du pied du pilier supérieur, les taques réfractaires, qui ont 0m,04 d'épaisseur. Il existe un pilier dans chaque intervalle entre deux creusets.

La portée des creusets sur la taque réfractaire va en décroissant du bas du four vers le haut; elle est de 0m,10 pour la rangée inférieure, de 0m,02 seulement pour la rangée supérieure.

Les cordons du mur de fond ont 0m,10 de hauteur et 0m,07 de saillie; pour les deux rangées supérieures, cette saillie est moindre; mais la différence a été compensée en ménageant, dans la paroi, des cavités peu profondes, où s'engage le fond des creusets.

Le mur de fond a une épaisseur de 0m,40 en maçonnerie réfractaire et de 0m,60 en maçonnerie de briques ordinaires. Il est supporté, un peu au-dessus du sol d'usine, par une voûte de décharge qui permet de reconstruire les canaux d'amenée du gaz sans démolir la maçonnerie supérieure. Comme dans tous les fours belges de construction récente, la voûte du four est cintrée perpendiculairement à la devanture et soutenue par une forte poutre en fonte placée au haut de celle-ci.

Les flammes sortent par deux ouvreaux pratiqués dans la voûte et aboutissent directement à deux cheminées indépendantes placées aux deux extrémités de la devanture, sur les pieds-droits extrêmes, épais de 0m,80 chacun. Ces cheminées sont formées de boisseaux en terre réfractaire; elles ont 0m,40 de diamètre intérieur.

Pour quelques fours, elles ont été remplacées par des carneaux descendants qui conduisent les flammes perdues à des chaudières, formées chacune d'un simple corps cylindrique Cette disposition présente les inconvénients signalés plus haut à l'occasion du four Dor.

Placées à l'arrière des fours, les chauffes sont de véritables gazogènes, ayant environ 2m,50 de hauteur, de la grille à la voûte. Celle-ci a une épaisseur de 0m,50 à la clef; elle est traversée par un orifice de chargement, de 0m,40 de côté qui est tenu ordinairement plein de charbon, de manière à éviter les rentrées d'air.

La grille du gazogène est formée d'un petit nombre de barreaux, faiblement inclinés, qui supportent une couche épaisse de mâchefer; ses dimensions sont d'environ 1 mètre sur 1 mètre. Au dessus, la cuve du gazogène présente une certaine inclinaison en tous sens vers l'extérieur, puis redevient prismatique avec une largeur de 1m,80 parallèlement aux devantures et de 1m,20 dans le sens perpendiculaire. Les gaz sortent par deux canaux symétriques, placés un peu au-dessous de la voûte; ils aboutissent à deux fosses placées au-dessous du four.

©BIU Santé

Ces fosses, larges de 0m,70, s'étendent jusque vers les deux extrémités de la devanture; elles sont séparées par une cloison médiane et limitées de part et d'autre par deux autres cloisons, supportées comme la première par des arceaux transversaux. Un peu au-dessous de ces arceaux, du côté intérieur, sont encastrés dans les parois latérales un certain nombre de rails à patin sur lesquels on en pose d'autres, jointifs dans le sens longitudinal, de manière à former une plateforme que l'on recouvre de débris de briques réfractaires. Ce travail une fois exécuté, avant de mettre le four à feu, on mure les ouvertures situées au-dessous des arceaux extrêmes; lorsqu'on veut enlever les scories et les débris de creusets tombés dans la fosse, il suffit de démolir ces murs provisoires et d'arracher avec un ringard les matières accumulées sur la couche de débris réfractaires. Cette opération peut s'effectuer rapidement, sans qu'on soit obligé de mettre le four hors feu.

L'air secondaire est introduit dans le four par deux rangées d'ouvreaux, l'une située sous la devanture, un peu au-dessous de la première rangée de creusets; l'autre, dans le mur de fond, au bas de la cinquième rangée. Les ouvreaux ont environ 0m,12 de haut sur 0m,06 de large; les canaux qui les alimentent ont 0m,12 sur 0m,10. Ces canaux (fig. 187) ont pour point de départ des ouvreaux

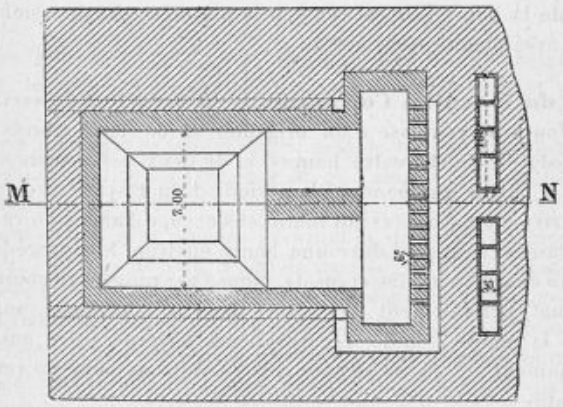


FIG. 187. — Four de Corphalie. — Coupe horizontale par ABCD (fig. 182).

réservés dans la devanture des gazogènes; ils se développent d'abord dans les parois latérales de ceux-ci; puis l'un d'eux contourne la fosse inférieure du four pour aboutir à la première rangée d'ouvreaux; l'autre monte directement à la deuxième rangée, ménagée dans le mur de fond.

La chute des résidus de distillation dans le sous-sol s'effectue par des ouvertures rectangulaires placées en face des deux moitiés de la devanture; ces ouvertures sont entourées d'un cadre en fonte, consolidé par trois traverses reliant les deux grands côtés; elles ont environ 1m,60 de long sur 0m,30 de large.

Les fours sont munis d'armatures très robustes; aux deux extrémités de la devanture et sur le montant médian de celle-ci sont appliquées des poutrelles

©BIU Santé

de 0m,20 de haut, reliées en haut par des tirants en fer rond de 0m,025. Sur chaque petit côté sont appliqués trois rails Vignole sur lesquels on pose des traverses horizontales serrées elles-mêmes par de forts tirants; un de ces tirants passe devant le milieu du four, immédiatement en face d'une des taques. Malgré la puissance de ce système d'armatures et la forte épaisseur des pieds-droits du four, on n'arrive pas à éviter complètement la fissuration des maçonneries.

Les caves, dont le sol est à 4m,35 au-dessous de celui de l'usine, présentent à l'arrière des gazogènes une galerie longitudinale, voûtée, avec une petite voie pour l'enlèvement des mâchefers; une galerie plus large, placée du côté des devantures, près du mur extérieur, sert à l'enlèvement, dans les mêmes conditions, des résidus qui s'accumulent jusqu'à complet refroidissement, sous une série de voûtes placées au pied des fours. Des cheminées en tôle, dépassant la toiture des halles, assurent la ventilation directe du sous-sol. Des voûtes situées du côté opposé aux gazogènes, à l'extérieur de la halle, peuvent servir de dépôt.

La halle a 15 mètres de large; un espace libre est de 7m,50 en avant du four et de 4m,80 en arrière. Sa hauteur est de 10m,50 dans l'axe et de 3m,50 aux murs extérieurs. Une petite voie est posée à l'intérieur, en avant des cases où les ouvriers déposent leurs poussières, leurs mauvais lingots, etc.; une autre existe à l'extérieur de la halle. Elle est reliée à la première par de nombreuses voies transversales avec plaques tournantes.

Conduite du travail à Corphalie. — Le personnel desservant un massif de deux fours se compose d'un brigadier et de deux grands manœuvres faisant des postes de vingt-quatre heures, et de deux petits manœuvres qui ne sont présents à l'usine que pendant la période de nettoyage et de chargement.

L'équipe arrive à cinq heures du matin et s'occupe d'abord du remplacement des creusets cassés; ce travail dure une heure environ. Elle procède ensuite au nettoyage et au chargement des creusets, rangée par rangée, en commençant par le haut; on met généralement les crasses dans la quatrième rangée, qui est normalement la moins chaude. Le travail est terminé entre onze heures et midi; à ce moment les petits manœuvres se retirent pour ne revenir que le lendemain matin.

Le poids de la charge est ordinairement de 1.000 kilogrammes de minerai par four ou de 27kg,2 par creuset. Le mélange de minerais est livré tout préparé aux ouvriers qui y ajoutent le charbon de réduction, dans la proportion d'environ 0,42 du poids du minerai.

Le brigadier et les grands manœuvres, restés seuls auprès du four, surveillent le chauffage et procèdent aux tirages dont le nombre est ordinairement considérable, de six à huit par vingt-quatre heures, à cause de la faible capacité des tubes. Ceux-ci ont 0m,40 de long et 0m,06 de diamètre extérieur au petit bout; ils sont renflés symétriquement au-dessus de leur grande base; leur poids est de 4 kilogrammes.

Les étouffoirs sont de forme tronconique, avec leur grande base du côté extérieur.

Au point de vue du rendement, le four de Corphalie, bien conduit, peut

©BIU Santé

donner des résultats équivalents à ceux du four Dor; l'emploi d'un gazogène profond rend la conduite du chauffage relativement facile.

La consommation du combustible est de 1.700 kilogrammes environ par tonne de minerai; ce combustible contient environ un tiers de fines maigres, comme à Antheit.

Les creusets ont une durée très variable suivant leur position dans le four : la rangée inférieure ne résiste guère plus de dix jours; les rangées supérieures durent souvent deux à trois mois et même davantage; dans ce cas, c'est l'usure progressive de la gueule qui oblige à les retirer du service. En moyenne, la durée du creuset est de vingt-quatre jours, ce qui correspond à une consommation de 2,9 creusets par jour et par four, soit par tonne de minerai, de 1,53 creuset, c'est-à-dire de 107 kilogrammes de pâte réfractaire.

Pour le traitement de la même quantité de minerai, on consomme une dizaine de tubes.

Les fours de Corphalie font des campagnes de deux ans à deux ans et demi.

FOURS BELGES A CHAUFFE MENTZEL-BOÉTIUS

On a essayé, sans beaucoup de succès, d'appliquer au type belge, comme au type silésien, le système de chauffage imaginé par Mentzel et vulgarisé par Boétius.

Une tentative de ce genre faite à Engis, semble-t-il, ne nous est connue que par la description publiée en 1882, par M. de Lalande, dans le *Dictionnaire de chimie* de Wurtz (t. V, p. 777).

Le four comprenait sept rangées de vingt et un creusets chacune; il avait intérieurement 7 mètres de long, $2^m,50$ de haut et $1^m,20$ de profondeur; il était chauffé par deux foyers Mentzel-Boétius placés à ses deux extrémités, comme les grilles horizontales des anciens fours doubles d'Angleur. Les flammes perdues sortaient du four : 1° par des ouvreaux étroits ménagés dans la voûte; 2° par un ouvreau placé au milieu de la sole, dans l'axe du four; 3° par deux petits ouvreaux ménagés aux deux extrémités de la sole.

Malgré les précautions prises en vue de régulariser la circulation des flammes à l'intérieur du four, le chauffage des creusets devait être fort inégal. C'est sans doute la principale raison qui a fait renoncer à l'emploi de ce type compliqué.

D'autres types de fours belges, dérivés du système Mentzel-Boétius, mais d'une manière moins immédiate, sont au contraire restés en usage.

Fours soufflés de Sagor. — A Sagor (Carniole), on a employé longtemps un type de four belge avec grille à gradins, soufflée par dessous et par dessus (fig. 188). Le laboratoire de ce four avait $3^m,30$ de largeur, $1^m,50$ de profondeur de la devanture au mur de fond et $2^m,15$ de hauteur à la clef. Il recevait cinquante-cinq creusets, distribués en quatre rangées de dix, une de neuf et une de six.

La chauffe était placée au-dessous du laboratoire ; sa longueur était de $3^m,85$,

©BIU Santé

sa largeur de 0m,50 seulement. Elle était recouverte d'une voûte épaisse de 0m,35, percée de onze fentes transversales, larges de 0m,12, sauf les deux extrêmes, qui avaient 0m,06 seulement de largeur. Ces fentes étaient situées à l'aplomb des intervalles séparant les files verticales des creusets.

La grille elle-même était formée de deux rangées symétriques, composées chacune de dix barreaux plats présentant une inclinaison moyenne de 32° environ. Entre ces deux demi-grilles se trouvait un massif en maçonnerie, d'une épaisseur de 0m,80, qui laissait de part et d'autre un vide de 0m,22 où les

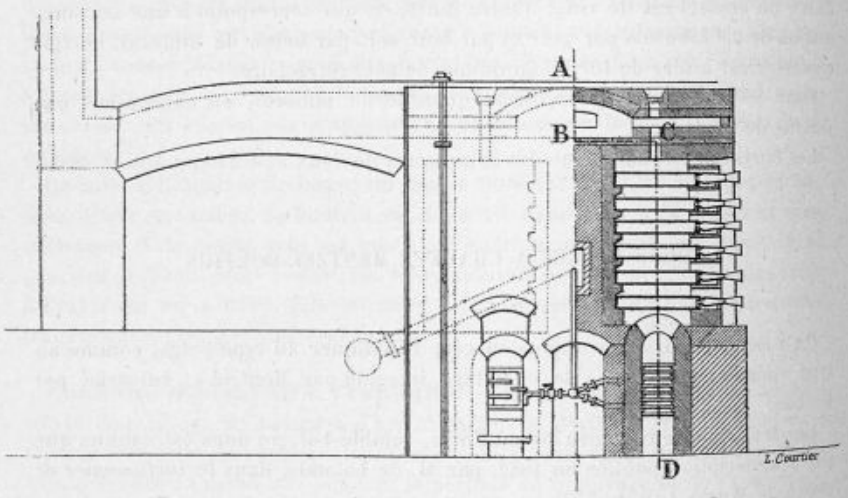


Fig. 187. — Four de Sagor. — Coupe par le plan médian EF.

mâchefers venaient s'accumuler sur deux petites grilles horizontales à barreaux droits. Entre ces grilles et les naissances de la voûte recouvrant le foyer, il existait une distance verticale d'un mètre, à laquelle s'ajoutait la hauteur du cintre, soit 0m,25.

Le chargement du foyer se faisait par deux portes situées aux deux extrémités (fig. 189). Au-dessous de chaque grille à gradins se trouvait un cendrier, fermé par des plaques de tôle et recevant le vent par une ouverture latérale ménagée dans la paroi d'arrière. Dans la même paroi, au-dessus de la grille, débouchaient un certain nombre d'ouvreaux par lesquels on effectuait une deuxième introduction de vent, de manière à brûler complètement les gaz au-dessous de la voûte.

Le vent avait préalablement circulé dans un canal situé à l'intérieur du mur de séparation de deux fours accolés par l'arrière; il se trouvait ainsi porté à une température de 100 degrés environ.

Les flammes sortaient du four par cinq carneaux ménagés dans la voûte et débouchaient sur l'un des deux longs côtés d'une sole de calcination de la calamine, longue de 2m,86, large de 1m,56 et placée entre les deux fours constituant le massif, à 2m,60 au-dessus du sol de l'usine. A une des extrémités de

©BIU Santé

cette sole était la porte de travail; à l'autre, le canal conduisant les gaz à la cheminée.

La charge du four était de 430 à 470 kilogrammes de minerai, soit de 7kg,81 à 8kg,55 par creuset; on faisait deux ou trois tirages par charge, suivant la richesse de celle-ci. L'écart au traitement était d'environ 0,15 de la teneur, celle-ci variant entre 55 et 60 unités.

Le personnel se composait de deux ouvriers par poste; il recevait un salaire fixe, plus une prime pour le zinc obtenu en sus d'un certain rendement de base.

Pour un minerai à 60 0/0 de zinc, le rendement de base étant par exemple de

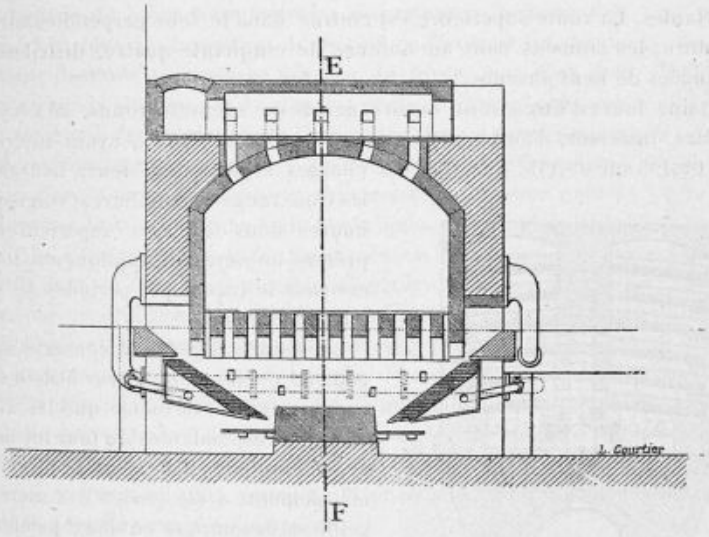


Fig. 189. — Four de Sagor. — Coupe verticale par ABCD.

0,825 de la teneur et le rendement réel de 0,852, la prime portait sur 16kg,3 par tonne de minerai.

Pour 430 à 470 kilogrammes de minerai, on consommait en moyenne 350 kilogrammes de charbon de mélange et 2.500 kilogrammes de charbon de chauffe. Ce dernier était un lignite de médiocre qualité.

Les campagnes duraient de quinze à seize mois.

Les résultats obtenus à Sagor n'étaient pas très satisfaisants. L'emploi d'une grille à gradins, soufflée par dessous, est assez rationnel lorsque l'on veut brûler du lignite menu; mais l'épaisseur de la couche étalée sur la grille était trop faible pour que la gazéification s'effectuât convenablement. L'injection de l'air secondaire au-dessous de la voûte recouvrant le foyer devait développer une température locale fort élevée et susceptible de détériorer énergiquement la voûte: enfin le chauffage des creusets était, semble-t-il, assez irrégulier.

©BIU Santé

FOURS DOUBLES, A TIRAGE ASCENDANT

Four d'Engis transformé. — La catégorie des fours belges à deux compartiments, avec tirage ascendant dans chacun d'eux, ne comprend qu'un seul type : le four d'Engis transformé par substitution d'une chauffe gazogène à l'ancienne chauffe peu profonde, en même temps que par l'addition d'introductions d'air secondaire.

Les modifications apportées aux dispositions générales du four sont peu importantes. La voûte supérieure est cintrée dans le sens perpendiculaire à la devanture; les creusets sont au nombre de cinquante-quatre, distribués sur six rangées de neuf chacune.

Certains fours d'Engis sont encore garnis de creusets ronds, de 0m,175 de diamètre intérieur, d'autres sont munis de creusets ovales, ayant intérieurement 0m,195 sur 0m,175. Autrefois les charges séjournaient douze heures dans les trois rangées inférieures, vingt-quatre heures dans les trois supérieures. On préfère aujourd'hui appliquer à tous les creusets le travail par périodes de vingt-quatre heures.

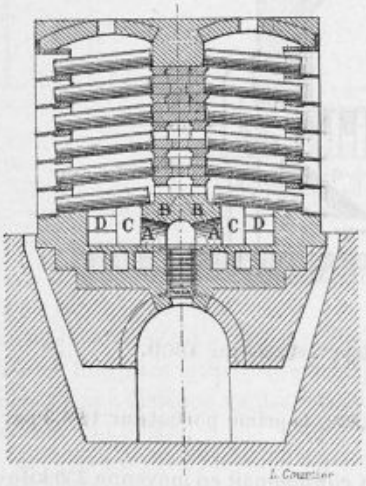


Fig. 190. — Four d'Engis transformé. Coupe transversale. — Echelle 1/100e.

La chauffe (fig. 190) a conservé sa largeur de 0m,40; sa longueur utile a été un peu augmentée, de même que les dimensions correspondantes du four lui-même; sa profondeur, au-dessous de la porte de chargement, a été portée à 1 mètre. La grille se décompose en deux parties formées, l'une de barreaux droits, horizontaux, assez espacés les uns des autres; l'autre, de barreaux plats, supportés par deux flasques en fonte. Cette deuxième partie, véritable grille à gradins, occupe un mètre environ en projection horizontale; la longueur de la partie à barreaux droits est d'environ 1m,50. La grille est normalement couverte de charbon sur une forte épaisseur, parfois jusqu'au-dessus du seuil du tisard; elle assure donc une gazéification au moins partielle du combustible.

Les gaz qui s'en dégagent pénètrent, comme autrefois, dans le double laboratoire du four par des ouvreaux se projetant entre les files verticales de creusets, comptées de deux en deux. Leur combustion s'effectue sous l'action de l'air admis dans le four par des ouvreaux ménagés dans le mur de fond, au-dessus de la première et de la troisième rangées de creusets. Pour réserver le passage des canaux de circulation des gaz et de l'air, tout en assurant à la voûte

©BIU Santé

du foyer une résistance plus grande, on emploie à Engis, pour la construction de cette voûte, des briques spéciales, de très grandes dimensions et de forme assez compliquée. Ces briques, représentées ci-contre en perspective cavalière (fig. 191), ont la forme générale d'un parallélipipède rectangle dont deux arêtes auraient été enlevées par une troncature profilée suivant un quart de cylindre, de 0m,20 de rayon. Deux de ces briques forment par leur réunion un élément longitudinal complet de la voûte du foyer; une des deux troncatures cylindriques représente une moitié de l'intrados de cette voûte, l'autre supporte le fond d'un des creusets de la première rangée.

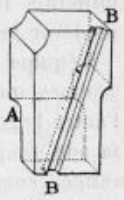


Fig. 191. Briques spéciales pour voûte de foyer (Engis). éch. 1/50e.

Ces briques, qui pèsent 200 kilogrammes environ, portent sur chacune de leurs faces latérales des rainures formant des canaux par leur juxtaposition. D'un côté se trouvent les demi-ouvreaux destinés au passage des gaz du foyer dans l'un des compartiments du four; de l'autre, les demi-conduites obliques B, B, servant à la circulation de l'air secondaire. Amené par un canal rectangulaire qui serpente au-dessous du four lui-même, cet air circule dans les conduits obliques réservées aux points des briques de voûte et rafraîchit ces briques; il aboutit ensuite dans un canal horizontal situé au niveau du fond des creusets de la première rangée. Une partie pénètre dans le four par une série d'ouvreaux situés à ce niveau; l'excédent passe, par un orifice situé vers une extrémité du massif, dans un autre canal se développant horizontalement au-dessus du premier, enfin dans un troisième situé au niveau de la troisième rangée de creusets. C'est à ce niveau que se trouve la deuxième série d'ouvreaux; leur section est notablement plus forte que celle des ouvreaux de la première rangée, de manière à leur assurer un débit suffisant; on achève au besoin de régulariser la répartition de l'air secondaire en fermant plus ou moins l'orifice situé au-dessus du canal qui alimente la première rangée d'ouvreaux.

Les parois de ces canaux sont formées de briques profilées symétriquement de chaque côté de manière à pouvoir jouer le rôle de cordon supportant l'arrière des creusets. On peut donc utiliser ces briques par retournement, lors de la reconstruction d'un four mis hors feu.

La partie inférieure de chaque compartiment est formée par de grosses briques spéciales C, D, contrebutant les briques de la voûte du foyer et laissant entre elles des intervalles correspondant aux fentes verticales par lesquelles sortent les flammes. Ces briques sont taillées en biseau vers le milieu de leur longueur, de manière à faciliter l'expansion de la flamme et le chauffage régulier des creusets.

Conduite du travail à Engis. — Le personnel attaché à un four de 108 creusets se compose d'un brigadier et d'un grand manœuvre, faisant des postes de vingt-quatre heures, et de deux petits manœuvres, présents à l'usine pendant la durée du nettoyage et du chargement. A l'époque où une partie des creusets devait être chargée deux fois par vingt-quatre heures, les petits manœuvres revenaient à l'usine, le soir, pendant le temps nécessaire.

©BIU Santé

La charge traitée par vingt-quatre heures est, par four, de 2.400 à 2.700 kilogrammes de blende grillée, soit 21,6 à 25 kilogrammes par creuset. La proportion de charbon de réduction est de 0,40 à 0,45 du poids du minerai. En moyenne, la densité de chargement des creusets est un peu moindre à Engis que dans les autres usines belges. Cette différence s'explique par l'emploi de minerais fusibles, corrodant facilement les creusets, et par la nécessité de modérer le chauffage, imposée par la nature de ces minerais.

L'équipe arrive à cinq heures et demie du matin et se subdivise en deux groupes qui s'occupent chacun d'une devanture; d'un côté le brigadier, de l'autre le grand manœuvre, aidés chacun par un petit manœuvre. Pour chaque façade, on procède au dernier tirage, au nettoyage et au chargement pour une rangée complète avant de passer à la suivante; on conduit l'opération dans l'ordre ascendant des rangées.

Le brigadier et le grand manœuvre effectuent séparément les tirages sur chaque devanture.

Lorsqu'on chargeait les rangées inférieures une deuxième fois, le soir, on opérait exactement comme le matin, sauf qu'on ne remplaçait pas les creusets percés. Il en résultait que l'allure du four était plus chaude la nuit que le jour.

L'écart au traitement, à Engis, paraît être d'environ 0,15 pour une teneur de 45 unités.

La consommation de charbon de chauffe est de 1.400 kilogrammes par tonne de minerai. On remplace en moyenne quatre creusets par jour et par four, ce qui correspond à une durée moyenne de vingt-six à vingt-sept jours par creuset et à une consommation d'un creuset et demi par tonne traitée.

La durée des campagnes ne dépasse guère neuf mois à Engis; elle y est donc bien plus courte que dans les autres usines belges. L'établissement du mur médian sur la voûte du foyer, trait caractéristique du type d'Engis, est une cause de dislocation rapide, à laquelle n'ont pu obvier les ingénieuses combinaisons de détail décrites ci-dessus. L'utilité de cette voûte, comme régulateur de chaleur, est d'ailleurs assez discutable, car la durée moyenne des creusets n'est pas plus élevée à Engis que dans les autres usines belges, et le rendement semble y être un peu inférieur.

En somme, le type à double devanture, avec foyer placé au-dessous du mur central, ne possède aucun avantage réel sur les autres types de fours belges. On tend à le remplacer, à Engis même, par le type de four rhénan à empilages Siemens, mis en usage d'abord à l'usine d'Overpelt.

FOURS DOUBLES, A TIRAGE DESCENDANT

Ancien four Hegeler et Matthiessen. — Le seul four se rattachant à ce type est celui qui avait été installé vers 1870 à l'usine Hegeler et Matthiessen, à La Salle (Illinois).

Cet appareil était de très grandes dimensions; ses devantures avaient de 12 à 13 mètres de longueur. Les quatre rangées inférieures se composaient chacune

©BIU Santé

de quarante-deux creusets ronds, dont le diamètre croissait de bas en haut. Au-dessus de ces quatre premières rangées s'en trouvait une autre formée de trente-six grands moufles elliptiques, ayant extérieurement 0m,54 de haut sur 0m,27 de large (fig. 192 et 193). La longueur des creusets augmentait de bas en haut, le parement du mur médian du four présentant un certain retrait à chaque assise. Les grands moufles de la rangée supérieure avaient 1m,27 de longueur extérieure; ils reposaient par l'arrière sur le haut du mur.

Le chauffage se faisait au moyen de gazogènes indépendants, munis de grilles à gradins. Les gaz combustibles arrivaient par un canal souterrain *ab*, placé dans l'axe de la halle, remontaient verticalement par des conduits *c*, accolés aux deux extrémités du four et pénétraient dans le laboratoire par deux grands ouvreaux *d*, un peu au-dessus de la partie supérieure du mur médian. Dans la paroi inférieure de chacun de ces ouvreaux débouchait un canal d'amenée d'air secondaire *e*, incliné de 75° sur l'horizon; ce canal était mis en relation, par un tuyau en tôle *f*, avec une conduite de vent *g* suspendue dans l'axe de la halle, au-dessus des fours. L'intersection des jets d'air et de gaz sous un angle supérieur à 60° développait une flamme qui s'allongeait dans l'espace libre réservé à la partie supérieure du four; après s'être élevée vers la voûte, la flamme redescendait vers des ouvreaux *i* situés près de la sole de chaque compartiment pour sortir du laboratoire par des carneaux *k*, *l*, placés au-dessous des devantures et conduisant les gaz à la cheminée.

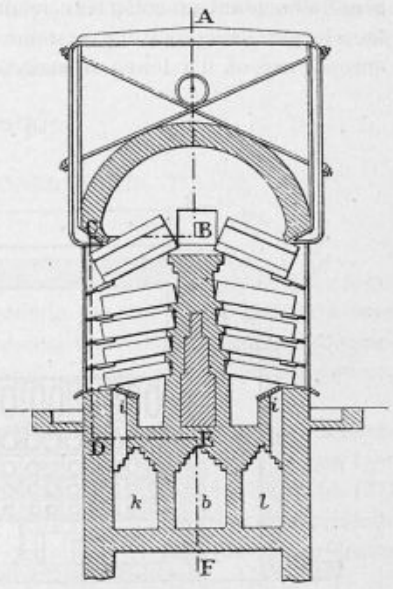


FIG. 192. — Four Hegeler et Matthiesen. Coupe transversale.

La voûte supérieure du four, profilée en plein cintre, s'appuyait sur des poutres en fer formant l'encadrement supérieur des devantures; ces poutres étaient consolidées au moyen d'un système assez complexe d'armatures transversales installées au-dessus du massif (fig. 192).

Dans ce modèle de four, tous les creusets reçoivent le coup de feu sur leurs génératrices supérieures. C'est là une condition favorable à leur conservation, car la région inférieure, sur laquelle les scories vont s'accumuler naturellement, est alors la moins chauffée, à l'opposé de ce qui se passe d'ordinaire. Ainsi chauffés, les creusets se percent moins facilement; un coup de feu trop violent n'a d'autre effet que de les infléchir plus ou moins. Ce résultat, intéressant en lui-même, n'était obtenu à l'usine Hegeler et Matthiessen que par des combinaisons bien compliquées. Le chauffage devait être peu uniforme dans chaque

©BIU Santé

section horizontale du four, car la disposition adoptée pour les brûleurs était de nature à développer un coup de feu localisé, suivi d'un refroidissement trop rapide de la flamme; de plus, l'introduction du gaz aux deux extrémités seulement d'un four de 12 mètres de long entraînait nécessairement des inégalités de chauffage.

Il semblerait enfin, autant qu'on peut en juger par les indications sommaires qui ont été publiées à ce sujet, que l'usine Hegeler et Matthiessen eût entrepris de chauffer l'ensemble de ses fours au moyen d'une batterie de gazogènes alimentant un collecteur commun qui aurait distribué lui-même à chaque four le gaz nécessaire. Ce système a été expérimenté dans diverses usines européennes où il a donné de mauvais résultats; il a probablement contribué à

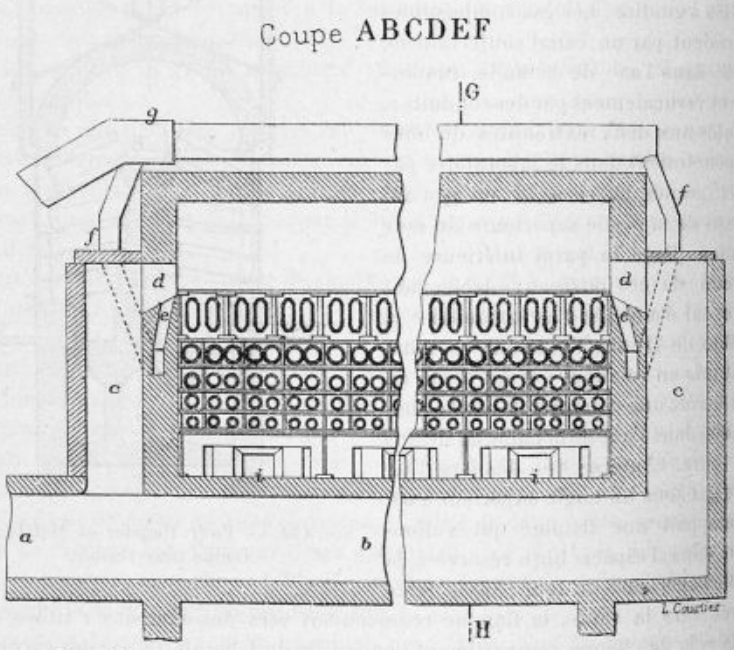


FIG. 193. — Four Hegeler et Matthiessen. — Coupe longitudinale.

l'échec des combinaisons adoptées à La Salle. A moins que l'on ne donne au collecteur de gaz des dimensions énormes, onéreuses par suite comme dépense de premier établissement, les fours s'influencent constamment les uns les autres; l'ouverture du registre de l'un fait diminuer le débit de gaz dans l'autre et abaisse par suite sa température; toute l'usine forme donc, au point de vue du chauffage, un système en équilibre instable et d'un réglage fort difficile. De plus, l'impossibilité où l'on se trouve de jauger pratiquement le débit des divers courants gazeux supprime tout contrôle sur les consommations individuelles des fours. Ce sont là des inconvénients qui compensent, et au delà, l'avantage qu'on peut trouver à régulariser la composition moyenne du gaz combustible en mélangeant, dans un même collecteur, la production de plusieurs gazogènes.

©BIU Santé

Les fours Hegeler et Matthiesen, contenant trois cent trente-six creusets ronds et soixante-douze grands mouffles, recevaient des charges de 10.800 kilogrammes de calamine calcinée, à 55 0/0 de zinc, qui y séjournaient vingt-quatre heures; la production de zinc correspondante était de 4.900 kilogrammes et l'écart de 0,175 de la teneur (Schneider, *B. u. H. Ztg.*, 1878, p. 230). Ce dernier résultat est peu satisfaisant, étant donnée la teneur élevée des minerais. Les consommations de combustible, de main-d'œuvre et de creusets dans les fours Hegeler et Matthiesen n'ont pas été indiquées. Il est probable qu'elles étaient assez élevées, car l'usine de La Salle a abandonné l'appareil que nous venons de décrire pour lui substituer un four à compartiments multiples, disposés en série, sur lequel nous donnerons plus loin des indications.

FOURS DOUBLES, AVEC INVERSION DU TIRAGE

La combinaison consistant à réunir sous une voûte commune deux fours du type belge, séparés par un mur ne montant pas jusqu'à la voûte, et à faire circuler les flammes dans le sens ascendant à l'intérieur du premier compartiment, dans le sens descendant à l'intérieur du second, a été imaginé par Siemens.

Le type à régénérateurs, créé par cet inventeur et expérimenté par la Compagnie Asturienne, a été transformé plus tard par cette compagnie en un type à récupération continue. Le four breveté par cette Société le 27 mars 1877 (brevet français n° 117.552) se compose de deux compartiments, à six rangées de creusets, séparés l'un de l'autre par un mur de 1m,20 d'épaisseur au-dessus duquel existe un passage de 0m,40 de hauteur pour les flammes (fig. 194).

Au-dessous de l'un des deux compartiments se trouve une chauffe N ayant une largeur de 0m,50, une longueur variant suivant celle de la devanture et une profondeur de 1m,10 ; sa grille est à barreaux droits. Les flammes montent dans le premier compartiment L, redescendent dans le second R, s'échappent par deux ouvreaux G situés au bas de celui-ci, sur ses petits côtés, descendent au niveau d'une galerie N, qu'elles parcourent sur la moitié de sa longueur et vont enfin, par une courte branche verticale, aboutir à un canal souterrain K qui les conduit à une cheminée extérieure.

Au cours de leur circulation descendante, les flammes cèdent une partie de leur chaleur à l'air secondaire qui est introduit dans le four par les ouvreaux *f*, placés en haut du deuxième compartiment R. Cet air pénètre, par deux guichets placés aux extrémités du massif, près du niveau du sol des caves, dans un canal B, trois fois replié sur lui-même, au-dessous du carneau H, où circulent les flammes perdues ; il passe de là dans une chambre C, située au-dessus de H et au-dessous d'une fosse à scories qui prolonge inférieurement le deuxième compartiment du four ; deux ouvreaux D l'amènent dans un collecteur horizontal E, situé à la hauteur de la chauffe ; enfin des canaux verticaux, coudés à angle droit à leur partie supérieure, l'introduisent dans le four en *f*, dans les inter-

©BIU Santé

valles des creusets de la deuxième devanture, immédiatement au-dessous de la rangée supérieure.

Ainsi disposé, le four d'Auby conservait, dans une certaine mesure, les avantages de la récupération de la chaleur, tels qu'on aurait pu les obtenir avec le système Siemens. Il substituait la récupération continue à la récupération alternée, sans modifications bien sensibles dans la superstructure du four. On pouvait seulement lui reprocher l'insuffisance de son récupérateur, trop exigu évidemment pour avoir une efficacité réelle. L'insuffisance même de cet

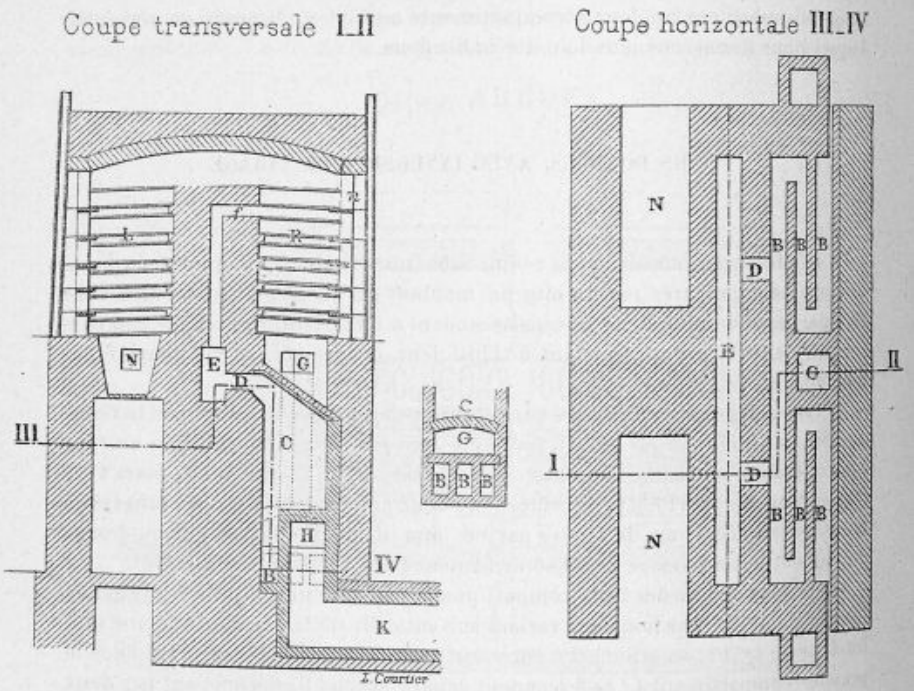


Fig. 194. — Four d'Auby.

appareil en a provoqué la suppression ; il n'est resté du type primitif que l'inversion des flammes d'une devanture à l'autre et l'introduction d'air secondaire à la partie supérieure du deuxième compartiment.

Les fours reçoivent toujours six rangées de creusets ronds, ayant $0^{m},17$ de diamètre intérieur ; le nombre des creusets par rangées a varié de dix à dix-huit. On donne au foyer une profondeur de $1^{m},50$; la grille, formée de trois ou de quatre barreaux seulement, supporte une couche épaisse de mâchefer.

La combustion est poussée assez activement, car le dessous de la grille est tenu constamment clair ; la proportion d'escarbilles qui tamise dans le cendrier représente au minimum le dixième du poids du combustible employé et dépasse souvent ce chiffre.

Les taques en fonte sont continues sur toute l'étendue de la devanture ; de

©BIU Santé

deux en deux creusets, elles sont soutenues par des piliers en fonte. On a essayé de réaliser des admissions d'air supplémentaires au moyen de canaux ménagés au travers de ces piliers et des pièces réfractaires qui leur sont adossées ; cette combinaison semble avoir eu peu de succès, et on en est revenu au système consistant à pratiquer des trous dans le calage de la devanture. Les admissions d'air ménagées en haut de la deuxième devanture ne sont guère utilisées par les ouvriers que pendant la période de nuit, lorsqu'on doit porter à une température élevée les rangées inférieures de la face postérieure du four.

Les tubes employés à Auby présentent un fort renflement inférieur qui augmente leur capacité ; ils pèsent environ 7 kilogrammes et sont revêtus de tôle à leur extrémité antérieure.

Les étouffoirs ont la forme d'un tronc de cône très allongé, comme à Antheit.

Les fours d'Auby sont armés au moyen de poutrelles de $0^m,25$ posées verticalement et reliées deux à deux par deux tirants placés de part et d'autre; dans les fours à cent soixante-huit creusets, on en place une au milieu de la devanture et une à chaque extrémité.

Pour diminuer la poussée sur les murs latéraux, au moment de la mise à feu, on ne les relie pas avec le mur médian; on laisse, au contraire, aux extrémités de celui-ci, un intervalle de $0^m,04$ environ. Cet artifice, en usage dans d'autres usines, n'est pas compatible avec la circulation de l'air dans le sens horizontal à l'intérieur du mur médian.

Les flammes sortent du four à une température fort élevée; on en a tiré parti pour la production de la vapeur en les faisant circuler autour de chaudières horizontales.

Pour desservir un four à cent soixante-huit creusets, comportant quatorze creusets par rangée, on emploie un brigadier et un grand manœuvre faisant des postes de vingt-quatre heures, plus trois petits manœuvres, occupés seulement pendant la période de nettoyage et de chargement ; pour les fours à dix-huit creusets par rangée, il faut un grand manœuvre de plus. Le changement de poste se fait à six heures du matin.

Les tirages ont lieu à une heure et six heures du soir, une heure et cinq heures du matin ; pour la devanture d'arrière, on fait un tirage supplémentaire entre sept et huit heures du matin.

La charge est de 20 kilogrammes de minerai par creuset ; par tonne de minerai, on emploie 300 kilogrammes de charbon de réduction et 1.400 kilogrammes de charbon de chauffage.

Les creusets durent trente-cinq jours en moyenne ; on consomme donc par tonne de minerai, 1,43 creuset, soit 86 kilogrammes environ de pâte réfractaire plus quatre tubes, dont la confection aura exigé 28 kilogrammes de pâte de deuxième qualité.

Avec des minerais tenant 50 unités de zinc, l'écart est en moyenne d'un dixième de la teneur. Pour l'atténuer, on charge couramment 1 0/0 de sel marin ; cette addition, renouvelée des origines de la métallurgie du zinc, ne semble pas modifier le rendement total en métal ; mais elle diminue, dit-on, la fraction de la teneur passant à l'état de poussières.

Les fours d'Auby font des campagnes de deux ans et demi à trois ans, pourvu

©BIU Santé

qu'on reconstruise leur foyer tous les six ou sept mois sans laisser refroidir la partie supérieure de l'appareil. A cet effet on démolit la partie supérieure du tisard, de manière à mettre à découvert une traverse en fer qui a été posée d'avance à l'intérieur de la maçonnerie. Sur cette traverse on engage des barres de fer qui vont s'appuyer, par leur autre extrémité, sur un ressaut de la paroi opposée; on recouvre ces barres de fer d'une couche épaisse de débris de briques réfractaires concassés assez fin pour empêcher la circulation de l'air. Clos ainsi à sa partie inférieure, le laboratoire du four ne se refroidit pas très rapidement, et le rayonnement de ses parois ne gêne pas trop les ouvriers qui travaillent à la réfection des parois de la chauffe. Néanmoins ce travail doit s'exécuter au moyen de pinces et de ringards; les matériaux employés sont des briques de $0^m,36$ de queue, avec $0^m,15$ de hauteur d'assise et $0^m,36$ de longueur, suivant le lit de pose.

Ces réfections de foyer sont un des inconvénients du type d'Auby; un four identique au point de vue de la superstructure, mais chauffé au moyen de gazogènes indépendants, présenterait des garanties de durée beaucoup plus grandes.

Four d'Angleur. — A Angleur, les dispositions générales sont sensiblement les mêmes qu'à Auby, mais la chauffe unique, à grille horizontale, a été, remplacé par deux gazogènes placés au-dessous de la première devanture du four. Ces gazogènes ont chacun une grille rectangulaire, de $0^m,75$ sur $1^m,30$, formée de barreaux légèrement inclinés, en fer carré de $0^m,06$. Leur poitrine est pleine, en briques réfractaires, et inclinée à 60 degrés environ : elle dépasse notablement la devanture antérieure du four. L'orifice de chargement de chaque gazogène se trouve à $0^m,50$ du pied de cette devanture; il est rectangulaire, de $0^m,30$ sur $0^m,25$. La profondeur des gazogènes, sous voûte, est de $2^m,50$.

Chaque compartiment du four reçoit 100 creusets elliptiques, ayant intérieurement $0^m,22$ sur $0^m,16$, avec une longueur de $1^m,35$; l'épaisseur de leurs parois est de $0^m,03$, celle de leur fond, de $0^m,05$.

Leurs tubes ont $0^m,60$ de long; au petit bout, leur diamètre extérieur est de $0^m,08$; au gros bout, leurs dimensions extérieures sont de $0^m,14$ dans le sens vertical et $0^m,13$ dans le sens horizontal; leur épaisseur est de $0^m,01$. Ils présentent à leur partie inférieure un renflement accentué et, une fois mis en place, s'engagent de $0^m,03$ environ dans le creuset.

Les étouffoirs, de forme conique, ont $0^m,70$ de long.

Les creusets sont répartis sur cinq rangées, comprenant chacune 10 creusets par devanture; de deux en deux, ils sont séparés par des piliers laissant entre eux un intervalle libre de $0^m,68$. La construction de la devanture ne présente d'ailleurs rien de particulier.

Quelques fours, de construction relativement récente, n'ont que quatre rangées de creusets au lieu de cinq; en compensation, leurs creusets ont une hauteur intérieure de $0^m,27$ au lieu de $0^m,22$. La largeur intérieure étant de $0^m,16$ dans l'un et l'autre cas, le volume destiné à recevoir la charge est resté sensiblement constant et, en fait, le poids de la charge est le même pour les deux

©BIU Santé

types. Le personnel ne semble avoir de préférence marquée, soit pour l'un soit pour l'autre.

L'introduction de l'air secondaire dans le laboratoire s'effectue par deux séries d'ouvreaux, l'une à la base du premier compartiment, l'autre au haut du deuxième. L'air destiné à cette seconde admission a préalablement circulé dans des canaux serpentant horizontalement à l'intérieur du mur médian, exactement comme dans le type Loiseau (Voir page 465).

Après avoir parcouru les deux compartiments du four, les flammes descendent dans une fosse à scories, située au-dessous du deuxième, sortent par des ouvreaux situés aux deux extrémités et aboutissent à des canaux souterrains les conduisant à la cheminée.

Les résidus de distillation tombent de la devanture antérieure, sur le sol des caves, de la devanture postérieure, dans des trémies en tôle établies dans le sous-sol à une hauteur telle qu'on puisse les vider directement dans des wagonnets en ouvrant une porte à coulisse.

Le personnel comprend, par massif de deux fours (400 petits ou 320 grands creusets) un brigadier, un chauffeur et huit grands manœuvres, plus quatre petits manœuvres dont la présence à l'usine est limitée à la période de nettoyage et de chargement. Le changement de poste a lieu à cinq heures et demie du matin : le brigadier et le chauffeur, aussitôt arrivés, descendent dans le sous-sol pour procéder au décrassage des gazogènes. Ce travail s'opère, comme d'ordinaire, en enfonçant des palettes en fer par un intervalle réservé entre le haut de la grille inclinée et le bas de la partie pleine de la devanture ; on appuie l'extrémité de ces palettes sur le mur de fond et leur manche sur une forte traverse en fer placée en avant du gazogène. La charge une fois soutenue de cette manière, on fait basculer en avant la grille, formée de barreaux en fer carré, de $0^m,06$, articulés à l'arrière et réunis par une traverse à l'avant, de manière à pouvoir être manœuvrés tous ensemble au moyen d'un levier unique : on fait tomber les mâchefers qui se trouvent au-dessous des palettes, puis on remet la grille en place et on enlève les palettes, pour laisser redescendre le feu. On procède au décrassage à des intervalles de trois à quatre heures, suivant la teneur du combustible en cendres.

Le travail de nettoyage et de chargement est fait par le reste du personnel, réparti à raison de deux grands manœuvres et d'un petit manœuvre par section comprenant cinquante ou quarante creusets sur chaque devanture.

Après avoir remplacé les creusets détériorés, l'équipe partielle commence par nettoyer tous les creusets de la façade antérieure du four ; le chargement de cette façade ne commence qu'une fois le nettoyage terminé. La deuxième façade est normalement en retard de plusieurs heures sur la première ; la distillation n'y est pas complètement terminée au moment du changement de poste, et on doit y faire, pour les rangées inférieures, un dernier tirage de zinc vers huit heures, avant de commencer le nettoyage. Celui-ci se fait par rangées, dans l'ordre descendant ; à l'inverse de ce qui se pratique pour la première façade, il est suivi immédiatement du chargement des creusets, qu'on termine, pour chaque rangée, avant de commencer le nettoyage de la rangée suivante.

Parfois on procède simultanément au chargement des deux creusets placés

©BIU Santé

dans une même niche, en projetant alternativement une pelletée de mélange dans chacun d'eux.

Les petits manœuvres quittent l'usine vers dix heures, après avoir préparé la charge du lendemain et l'avoir placée dans des cases délimitées par des cloisons en tôle, le long du mur de la halle.

Pendant la période de distillation, le brigadier et le chauffeur ont pour occupation principale la conduite du feu et le réglage des admissions d'air, tandis que les grands manœuvres exécutent les tirages de zinc. Le réglage de la température dans les diverses zones du four se fait suivant les mêmes principes que dans tous les fours belges munis d'admissions d'air secondaire, c'est-à-dire de manière à déplacer progressivement la zone de haute température, depuis la première jusqu'à la dernière rangée des creusets. Au début, les ouvreaux de la rangée inférieure sont seuls ouverts : la température s'élève rapidement dans le premier compartiment, lentement dans le second. Dans la soirée, on diminue peu à peu l'admission d'air pour la première ligne d'ouvreaux et on l'augmente pour la seconde ligne : le deuxième compartiment s'échauffe peu à peu, avec un retard de plusieurs heures sur le premier. Au changement de poste, entre cinq heures et six heures du matin, la rangée inférieure du premier compartiment a cessé de flamber au zinc ; il ne se condense plus rien dans ses tubes. La rangée correspondante du second compartiment est au contraire en pleine distillation, bien qu'elle soit ordinairement chargée d'oxydes, de crasses et d'autres matières faciles à réduire.

Les tirages sont relativement peu nombreux à Angleur, parce que, d'une part, les minerais que l'on traite dans cette usine n'ont pas une teneur moyenne bien élevée, et que, d'autre part, on emploie des tubes de grandes dimensions. On effectue ordinairement les tirages à quatre heures, sept heures du soir et minuit pour la première devanture, minuit et cinq heures du matin pour la deuxième, avec un tirage supplémentaire à huit heures pour les rangées inférieures.

La quantité de minerai chargée est en moyenne de $22^{kg},5$ par creuset de $0^{m},22$ de hauteur, avec certaines variations de poids et de composition suivant les rangées. Par tonne de minerai, on consomme 460 kilogrammes de charbon de réduction, 1.300 kilogrammes de charbon de chauffe, et 1,35 creuset, soit 85 kilogrammes environ de pâte réfractaire.

La durée d'un creuset varie naturellement, suivant les rangées ; elle est en moyenne de vingt-neuf à trente jours. L'écart au rendement varie entre 0,12 et 0,145 pour une teneur initiale de 0,43 à 0,46 en zinc. Cet écart se modifie sensiblement d'une année à l'autre, comme dans toutes les usines à zinc, sans qu'on puisse toujours se rendre compte de la raison de pareilles variations.

Les fours d'Angleur peuvent faire des campagnes de deux à trois ans ; la durée de ces campages est limitée surtout par la résistance des parois des gazogènes.

Four d'Ougrée ou four Loiseau. — Ce type à double devanture et tirage partiellement renversé, chauffé au moyen d'un gazogène indépendant, a été breveté en France, le 2 mars 1878, par la Société OEschger, Mesdach et C^ie^ ;

©BIU Santé

il avait été étudié par M. Loiseau, ingénieur de cette Société, et il est souvent désigné sous son nom.

Le four décrit dans le brevet du 2 mars 1878, présente de grandes analogies avec le four d'Auby, breveté un an auparavant; les seules différences consistent dans l'existence d'une rangée d'ouvreaux d'admission d'air au bas du premier compartiment et dans une disposition différente des canaux ménagés dans le mur médian pour la circulation de l'air. La séparation du four et du gazogène n'était pas réellement une innovation; il n'en est pas fait mention d'ailleurs dans les revendications du brevet du 2 mars 1878.

Ce brevet contient, à titre subsidiaire, l'indication d'une disposition intéressante qui a été brevetée à nouveau le 23 octobre 1879, par MM. Hegeler et Matthiessen. C'est la subdivision du four en plusieurs compartiments juxtaposés, avec admission d'air secondaire à l'origine de chacun de ces compartiments.

Le four Loiseau (Pl. XV), contient habituellement cent quarante-quatre creusets, d'une section intérieure de $0^m,18$ sur $0^m,20$, avec une longueur de $1^m,40$; ces creusets sont distribués sur chaque devanture en six rangées de douze creusets chacune. Chaque rangée est subdivisée en quatre groupes de trois creusets, sans pilier intermédiaire en fonte; trois montants verticaux en fonte de $0^m,02$ d'épaisseur, munis de nervures latérales pour supporter les taques, s'étendent du haut en bas de la devanture et la subdivisent en quatre compartiments distincts. Ces montants ont $0^m,18$ dans le sens perpendiculaire à la devanture; les taques et piliers réfractaires ont $0^m,15$ dans le même sens; les deux parties, métallique et réfractaire, de la devanture sont simplement accolées, sans autre liaison entre elles qu'une légère superposition du bord de la taque en fonte sur celui de la taque réfractaire. Pour assurer à la devanture réfractaire une stabilité suffisante, on a pris le parti d'appuyer son bord supérieur contre une saillie spéciale de la voûte; on évite ainsi son renversement éventuel à l'intérieur du four.

Le laboratoire a $4^m,15$ de largeur, $1^m,20$ de profondeur et $2^m,30$ de hauteur sous la poutre supérieure de la devanture. Cette poutre, forte cornière en fonte de $0^m,06$ d'épaisseur, reçoit la retombée de la voûte, qui a $3^m,40$ de portée avec $0^m,60$ de flèche. Souvent on surmonte cette poutre d'un mur vertical assez élevé, destiné, soi-disant, à contrebuter la voûte, mais sans utilité réelle à ce point de vue, car la cornière en fonte, maintenue en place par les armatures verticales et par leurs tirants, suffit parfaitement pour empêcher tout mouvement aux naissances.

Le mur médian contient à son intérieur une série de canaux horizontaux, communiquant alternativement à leurs deux extrémités, de manière à former un circuit unique que parcourt l'air secondaire destiné à compléter la combustion dans le deuxième compartiment. La largeur horizontale de ces canaux est de $0^m,12$; leur hauteur est tantôt constante et égale à $0^m,24$, tantôt croissante de bas en haut, afin de tenir compte de la dilatation de l'air, par l'effet de son échauffement progressif. Pour accélérer cet échauffement, on donne aux canaux des parois assez minces; l'épaisseur totale du mur est donc de $0^m,55$ à $0^m,60$ seulement. Tantôt les parois sont formées de deux couches de briques spéciales, avec cordons de profil rectangulaire, comme dans la Pl. XV; tantôt

©BIU Santé

elles sont formées de briques posées à plat et taillées du côté extérieur de manière à obtenir un profil en crémaillère (Voir fig. 109).

Au-dessous du mur médian se trouve une substruction, supportée par trois poutres en fonte, à l'intérieur de laquelle on ménage un système de trois carneaux horizontaux formant circuit d'admission pour l'air devant passer par les ouvreaux placés au bas du premier compartiment du four.

Dans le type primitif, ces ouvreaux étaient placés au-dessous de la devanture; ils recevaient la plus grande partie des scories qui coulaient des creusets percés. Ces scories viennent toujours s'accumuler du côté extérieur par l'effet de l'inclinaison des creusets dans ce sens et perçaient les creusets près de la devanture; elles venaient obstruer les orifices d'admission d'air, qui n'avaient que $0^m,02$ à $0^m,03$ de large sur $0^m,12$ de haut. M. Loiseau avait eu soin, il est vrai, de ménager, sur la paroi extérieure du collecteur d'air secondaire, des ouvreaux de décrassage, tenus fermés en marche normale, mais permettant, à l'occasion, d'introduire au ringard pour déboucher les orifices obstrués du brûleur (Pl. XV, coupe CDMN); cette disposition n'obviait pas aux inconvénients résultant de la corrosion progressive des parois, qui donnait lieu à un élargissement irrégulier des orifices et finalement à une destruction complète des cloisons de séparation. Pour éviter ces inconvénients, on a pris, au Bleyberg, le parti de placer les ouvreaux d'admission d'air à la base du mur médian et non au-dessous de la devanture. Cette modification soulève une autre difficulté; la vitesse horizontale des jets d'air, se composant avec la vitesse verticale du courant de gaz combustible, donne une résultante oblique qui rencontre la devanture; d'où une destruction assez rapide de la partie inférieure de celle-ci. Pour éviter cet inconvénient, il serait préférable de donner aux ouvreaux une direction ascendante, de manière à diriger le coup de feu sur le milieu des creusets.

La deuxième ligne d'ouvreaux est placée au-dessus de la rangée supérieure de la devanture postérieure; d'après M. Loiseau, l'air en sortirait à une température de 800° environ. Il est à une température beaucoup plus basse au moment où il sort de la première rangée d'ouvreaux, bien que les flammes perdues lui aient transmis une certaine quantité de chaleur à travers la paroi réfractaire de la fosse à scories.

Le gazogène est situé à l'extérieur de la halle de travail, c'est-à-dire à une dizaine de mètres de la première devanture. Sa grille est formée de barreaux droits, légèrement inclinés, appuyés à l'arrière sur un fer plat, qui repose sur une saillie de la maçonnerie, à l'avant sur une forte traverse en fonte; elle a $0^m,80$ d'ouverture suivant la pente des barreaux, et $2^m,60$ de largeur parallèlement à la devanture du gazogène.

La devanture est constituée par une paroi réfractaire, inclinée à 50° et soutenue par des fers plats appuyés eux-mêmes sur deux rails formant traverses horizontales. En bas, elle est supportée par une poutre horizontale en fonte, évidée sur presque toute sa longueur par une fente longitudinale assez ouverte pour laisser passer les palettes en fer servant au décrassage. Ces palettes ont environ $0^m,70$ de long, $0^m,10$ de large et $0^m,01$ d'épaisseur; elles sont munies d'un manche en fer rond de $0^m,025$ de diamètre. On les emploie de la même manière qu'à Angleur. L'introduction du charbon dans le gazogène se fait par

©BIU Santé

quatre ouvreaux situés en haut de la face antérieure ; une trémie en tôle, appliquée contre le parement du mur, est tenue constamment pleine de houille, de manière à empêcher l'écoulement des gaz.

La face postérieure du gazogène a une inclinaison de 70 à 75 degrés, de même que ses faces latérales ; cette inclinaison commence à partir de la grille. La profondeur maxima, de l'arrière de la grille à la sole du carneau de sortie des gaz, est de $1^m,10$; mais l'épaisseur normale de la couche de combustible soumise à la gazéification est sensiblement moindre. Dans ces conditions, la combustion complète tend à s'accentuer aux dépens de la gazéification, pour peu que l'on pousse activement le feu ; les dimensions un peu faibles adoptées pour le gazogène conduisent souvent à procéder de cette manière.

Les gaz sont amenés au premier compartiment du four par une conduite voûtée, de $1^m,60$ de large et de $0^m,65$ de hauteur à la clef. Près du four, cette conduite se bifurque en deux branches, ayant chacune $1^m,35$ de large et séparées par une cloison de $0^m,24$. Ainsi divisée, elle débouche sur un des longs côtés de la fosse à scories, qui s'étend sous le premier compartiment et joue le rôle de distributeur de gaz.

Sous le deuxième compartiment, il existe une fosse de même largeur, mais plus profonde ($1^m,42$ sous clef), communiquant par une de ses extrémités avec la cheminée, de 23 mètres de haut et de $1^m,80$ de diamètre, qui assure le tirage du four. Pour que ce tirage s'effectue aussi uniformément que possible dans l'étendue de chaque section horizontale, on donne aux ouvreaux ménagés à travers la voûte de cette fosse, c'est-à-dire dans la sole du deuxième compartiment, des sections qui vont en décroissant du côté où se trouve le carneau conduisant à la cheminée.

Les scories provenant des creusets fendus ou percés s'accumulent au fond des deux fosses régnant au-dessous des devantures ; elles y restent suffisamment fluides pour qu'on puisse les tirer au râble en opérant rapidement. A cet effet, on réserve dans le mur fermant l'extrémité de chaque fosse, vers la partie inférieure de celle-ci, une ouverture d'environ $0^m,20$ sur $0^m,30$, bouchée par une large brique de $0^m,50$ d'épaisseur. Deux fois par semaine, on enlève cette brique et on introduit par l'ouverture un râble au moyen duquel on fait tomber la scorie sur le sol des caves ; puis on remet en place la brique de fermeture. L'opération doit être terminée en cinq minutes environ ; si elle durait davantage, elle entraînerait pour le four un refroidissement très sensible.

A Bleyberg, les fours Loiseau sont munis d'un rideau en tôle, équilibré au moyen de chaînes et de contrepoids, et mobile dans le sens vertical. Pendant le chargement, on l'abaisse de manière à masquer une partie des rangées de creusets ; pendant la distillation, on le relève au-dessus de la devanture.

Conduite du four Loiseau. — Un four à cent quarante-quatre creusets occupe une équipe, comprenant, d'une part, un brigadier et un chauffeur, faisant des postes de vingt-quatre heures ; de l'autre, un sous-brigadier et deux manœuvres occupés seulement pendant la période de nettoyage et de chargement. La direction du chauffage d'un groupe de fours est ordinairement confiée à un surveillant qui règle la position du registre de la cheminée et de ceux

©BIU Santé

commandant les admissions d'air, de manière à faire varier progressivement la position de la zone de haute température à l'intérieur du four. Comme dans tous les appareils analogues, on cherche à développer d'abord la température la plus élevée possible à la partie inférieure du premier compartiment, puis à la faire avancer progressivement dans le sens de la flamme jusqu'à ce qu'elle arrive à la rangée inférieure du deuxième compartiment. En moyenne, la deuxième façade est en retard de deux heures sur la première au point de vue de l'avancement de la distillation.

Dégagé de toute préoccupation relative au chauffage des creusets, le chauffeur n'a autre chose à faire que d'alimenter le gazogène aussi régulièrement que possible, à des intervalles tantôt de vingt minutes, tantôt d'une demi-heure. On a souvent recours à l'emploi d'une sonnerie spéciale pour lui rappeler le moment où il doit introduire le combustible. Le chauffeur aide en outre à charger les creusets, puis, pendant la journée, à faire les tirages de zinc. Ce sont le brigadier et le sous-brigadier, qui, aidés du chauffeur, font le chargement des creusets : le nettoyage des creusets, le décalage des tubes et leur remise en place, le transport du minerai et son mélange avec le charbon de réduction, si ce mélange n'a pas été fait à l'avance, sont effectués par les manœuvres.

Les tirages de zinc se font à des intervalles variables suivant la capacité des tubes et la richesse du minerai; à Bleyberg, on y procède, pour la première devanture, vers trois heures du soir, huit heures trente du soir et trois heures du matin; pour la deuxième, à cinq heures du soir, onze heures du soir et cinq heures du matin; encore exécute-t-on parfois un tirage supplémentaire avant le décrassage des creusets.

La charge de minerai est de 30 kilogrammes par creuset; la proportion de charbon de mélange est variable. La consommation de charbon de chauffage est de 1.600 kilogrammes au moins par tonne de minerai; elle est sensiblement plus élevée que celle des fours Dor fonctionnant dans la même usine.

La différence des résultats peut tenir, dans une certaine mesure, à ce que la combustion serait moins complète dans le four d'Ougrée. D'après des indications fournies par M. Loiseau, la composition du courant gazeux (en volume) serait la suivante, en divers points de l appareil

	$\frac{CO}{-}$	$\frac{CO^2}{-}$
A la sortie du gazogène.....	23 à 25 p. 100	4 à 5 p. 100
Au haut du premier compartiment.	18	10 à 11
Au bas du deuxième compartiment.	2 à 3	26

D'après ce que nous avons dit plus haut de la conduite du chauffage, il est évident que ces chiffres n'ont qu'une valeur relative, car ils s'appliquent à une phase déterminée du travail et ne représentent pas une valeur moyenne. Tels qu'ils sont, ils semblent indiquer que la combustion est moins complète qu'à Letmathe, où, au niveau de la dernière rangée, on constatait dans les gaz la présence de plus de 5 0/0 d'oxygène libre.

La longue conduite qui relie le gazogène au four donne lieu à des pertes im-

©BIU Santé

portantes de chaleur par conductibilité; on s'en aperçoit facilement à l'élévation anormale de température qui se manifeste dans la région de la halle située en avant de la première devanture. Cet inconvénient est aggravé par les rentrées d'air qui se produisent sur l'étendue de ce long canal maintenu en dépression, et par la combustion partielle qui est la conséquence de ces rentrées.

Il est douteux que l'allure du gazogène lui-même soit toujours aussi satisfaisante que les chiffres fournis par M. Loiseau sembleraient l'indiquer. Les proportions de ce gazogène sont trop faibles pour la consommation de combustible ; le poids de houille brûlé par mètre carré de grille y est d'environ 160 kilogrammes, c'est-à-dire plus du double du chiffre correspondant à une bonne gazéification. Malgré cette marche intensive, la proportion d'escarbilles tamisant à travers la grille n'est pas considérable, si l'on opère le décrassage avec précaution ; à Bleyberg, elle représentait 8 0/0 du poids du combustible, le poids de mâchefer enlevé en même temps étant de 15 0/0.

Comme tous les gazogènes qui fonctionnent à une allure rapide, celui du four Loiseau donne des gaz chauds et relativement pauvres en éléments combustibles : ce sont là des conditions peu favorables à la régularité du chauffage de douze rangées consécutives de creusets.

En compensation le four Loiseau donne lieu à une dépense de main-d'œuvre peu élevée, ne dépassant guère une journée et demie par tonne ; encore cette main-d'œuvre est-elle moins coûteuse que celle qu'exige le four Dor, par exemple. Avec ce dernier appareil, chaque brigadier doit avoir l'expérience nécessaire pour conduire son four; avec le four Loiseau, un surveillant habile suffit à la conduite de plusieurs fours ; les autres ouvriers n'ont guère qu'à développer du travail physique.

La consommation en produits réfractaires est peu élevée ; d'après M. Loiseau, elle pourrait se réduire à 0,9 creuset par tonne traitée, ce qui correspondrait à une durée moyenne de trente-sept jours pour chaque creuset. Ce résultat, exceptionnellement avantageux, ne semble avoir été obtenu que sous la direction immédiate de l'inventeur.

Les fours Loiseau font des campagnes de deux ans au Bleyberg, de trois ans à Ougrée; ils ne sont pas en usage en dehors de ces deux usines.

La construction d'un four de ce modèle coûte une vingtaine de mille francs en Belgique ou dans le Nord de la France.

FOURS A COMPARTIMENTS MULTIPLES

Les principaux types de fours belges actuellement en service sont caractérisés par des introductions multiples d'air secondaire destinées à régulariser la température sur toute l'étendue du laboratoire par un développement progressif de la combustion.

Dans le four Dor, les admissions d'air sont placées au niveau de la deuxième et de la quatrième rangée ; dans le four de Corphalie, au-dessous de la première et de la cinquième ; dans les fours à deux compartiments, au-dessous de la pre-

©BIU Santé

mière et avant la sixième (Angleur, Ougrée) ou avant la septième (Auby). On pourrait pousser plus loin l'application du même principe et allonger encore le parcours de la flamme en introduisant dans le four un grand excès de gaz combustible et en brûlant ensuite ce gaz progressivement, au moyen d'une série d'admissions d'air convenablement espacées.

Cette extension de la formule initiale avait été revendiquée par la Société Œschger, Mesdach et Cie dans son brevet du 2 mars 1878, où elle décrivait non seulement le type connu sous le nom de four Loiseau, mais aussi une autre disposition comportant la juxtaposition d'une série de fours belges de petites dimensions, accolés par leurs murs latéraux. Ces fours communiquaient par des ouvertures ménagées alternativement en haut et en bas de chaque cloison intermédiaire et recevaient de l'air secondaire au voisinage de chacune de ces ouvertures. La figure 195 représente un four de ce système, comportant quatre compartiments dont chacun contient six rangées de quatre creusets; l'air secondaire circule dans des canaux ménagés à l'intérieur des cloisons de séparation avant de déboucher dans le four à l'origine de chacun des compartiments, par des ouvreaux A_1, A_2, A_3. Dans le premier compartiment, on admet de l'air froid par les ouvreaux A, A, A.

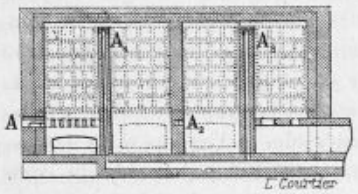


FIG. 195. — Four belge à compartiments multiples.

Nouveau four Hegeler et Matthiessen. — Ce système ne semble pas avoir été appliqué en Europe, mais il l'a été en Amérique par MM. Hegeler et Matthiessen, de La Salle (Illinois). Un brevet, pris le 23 octobre 1879 par ces industriels, décrit à nouveau la disposition indiquée ci-dessus, avec quelques modifications portant sur les modes de chauffage et d'introduction de l'air secondaire.

L'air secondaire ne circule plus simplement dans des canaux ménagés dans l'épaisseur des cloisons qui séparent les compartiments du four; il se réchauffe dans un récupérateur placé derrière le mur formant le fond des divers compartiments. Ce récupérateur se compose d'une série de cylindres verticaux, en terre réfractaire, autour desquels circulent les flammes perdues avant d'aboutir à la cheminée placée vers une des extrémités du massif à côté du gazogène.

L'air provenant du récupérateur est introduit dans le four au moyen de tubes en terre réfractaire, percés de trous. Ces tubes ne diffèrent en rien des *protecteurs* employés autrefois dans les fours belges. L'emploi des tubes cylindriques en terre réfractaire comme éléments de récupérateurs avait déjà été introduit dans la pratique industrielle par la Compagnie Silésienne avant 1867 (Voy. p. 380). La dispositoin générale, revendiquée par le brevet du 23 octobre 1879, ne diffère pas d'ailleurs de celle décrite par MM. Œschger, Mesdach et Cie, dans leur brevet du 2 mars 1878.

Le nouveau type de MM. Hegeler et Matthiessen s'est substitué à l'usine de La Salle, au four à deux compartiments et à tirage renversé, décrit p. 456, mais il a dû subir d'importantes modifications. Le récupérateur, placé pri-

©BIU Santé

mitiyement derrière le mur de fond, a été transporté à l'extrémité du four, pour permettre de revenir à l'ancienne disposition consistant à accoler deux fours symétriques. Les tubes en terre réfractaire, placés à son intérieur, ont été remplacés par des tubes en fonte. L'air secondaire ne peut être réchauffé ainsi qu'à une température modérée ; les gaz brûlés sortent de l'appareil assez chauds pour pouvoir être utilisés au chauffage de chaudières. Celles-ci suffisent à assurer le service de l'usine, qui possède de puissants trains de laminoirs.

Les cloisons intermédiaires ont été supprimées : le laboratoire du four se réduit donc à une longue galerie aux extrémités de laquelle se trouvent d'une part une batterie de gazogènes, d'autre part, le récupérateur qui vient d'être décrit. La combustion des gaz s'effectue progressivement, sous l'action de jets d'air chaud disposés en files verticales, espacées de quatre en quatre files de creusets.

D'après W. A. Ingalls (*The metallurgy of zinc*, p. 451), les fours de La Salle avaient primitivement quatre rangées de creusets ronds; le nombre de creusets par rangée, de 56 à l'origine, a été porté à 72 par la suite, soit, par massif, 448 ou 576 creusets. Le nombre de rangées a été porté à 6 et celui des creusets par rangée, de 72, est passé à 84; les massifs les plus récents de l'usine contiennent donc 864 et 1008 creusets.

Au-dessous de chaque massif se trouve une galerie longitudinale dans laquelle on fait tomber les résidus de distillation. Au-dessus de l'axe de la voûte, on installe un gros tuyau en fonte qui sert à distribuer aux buses superposées de quatre en quatre files verticales de creusets le vent chaud provenant du récupérateur. La pression de ce vent est de 35 à 40 millimètres d'eau; sa température, modérément élevée déjà à la sortie du récupérateur, s'abaisse encore sensiblement après circulation dans une canalisation étendue.

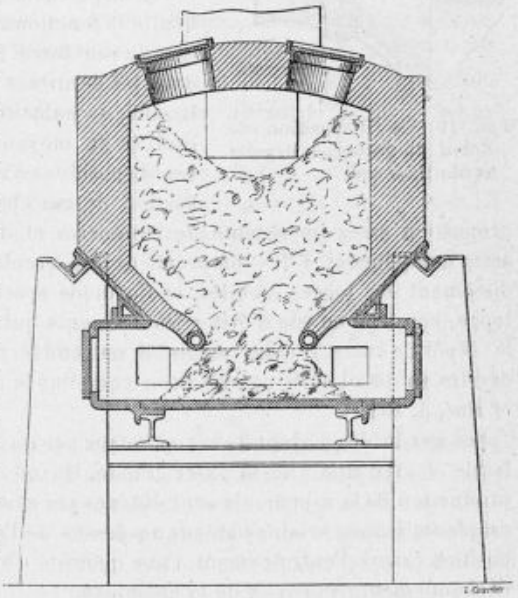


Fig. 196. — Gazogène Hegeler et Matthiessen.

Le gaz combustible est fourni à chaque massif par une batterie de quatre gazogènes d'un type spécial (fig. 196). Ce sont des gazogènes sans grille, présentant en plan une forme rectangulaire et supportés, par des piliers en maçonnerie et des armatures métalliques, à une certaine hauteur au-dessus du sol. Leurs parois, verticales à la partie supérieure, se res-

©BIU Santé

serrent rapidement vers le bas jusqu'au niveau d'un cadre inférieur formé par un tube en fer creux, à circulation d'eau. Au-dessous de cette section resserrée, les mâchefers s'étalent à l'intérieur d'un cendrier fermé, constitué par une caisse rectangulaire en fonte, de dimensions horizontales de beaucoup supérieures à celle du cadre creux. Le pourtour de ce cendrier est assez spacieux pour assurer une distribution uniforme du vent dans la section inférieure de la cuve.

Le chargement du gazogène s'effectue par quatre orifices ménagés dans la voûte et tenus normalement fermés par des tampons en fonte. Une disposition analogue permet l'enlèvement des mâchefers accumulés dans le cendrier.

L'évacuation des gaz s'effectue par un canal latéral aboutissant à un collecteur commun à un groupe de quatre gazogènes. Pour éviter les refoulements de gaz chauds à travers un appareil en cerus de décrassage, on place (fig. 197) sur le canal une soupape à cloche qui permet de couper la communication entre le gazogène et la conduite générale et on installe, au-dessus du point de sortie des gaz, une petite cheminée, fermée à sa base par un registre que l'on ouvre pendant le décrassage.

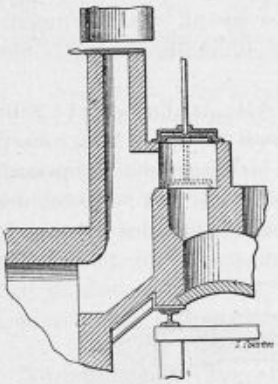


Fig. 197. — Disposition de détail du gazogène Hegeler et Matthiessen.

Ces dispositions permettent d'assurer sans difficulté le fonctionnement des gazogènes sous l'action du vent forcé. Néanmoins on a cru préférable, dans les dernières installations faites à l'usine de Lasalle, de substituer au soufflage une aspiration exercée au moyen du ventilateur du type Root. Les dispositions d'un pareil ventilateur, soumis à l'action de gaz chauds entraînant avec eux une proportion assez importante de poussières et de suies, sont nécessairement assez compliquées. Elles comprennent une circulation d'eau, assurant le refroidissement des pièces mobiles, et un mode spécial de construction de l'enveloppe, combiné en vue d'éviter les accidents qui pourraient être provoqués par le dépôt de suies sur les parois. Il ne semble pas qu'il y ait un intérêt réel à décrire en détail cette combinaison compliquée (W. R. Ingalls, *The metallurgy of zinc*, p. 453).

Les gaz brûlés sortent du récupérateur par un orifice de section relativement faible et avec une vitesse assez grande. Quand ils ne sont pas utilisés pour la production de la vapeur, ils sont évacués par une cheminée en tôle dont la base est placée à une certaine hauteur au-dessus de l'orifice d'évacuation ; cette disposition assure l'entraînement d'une quantité d'air froid suffisante pour limiter l'échauffement des parois de la cheminée.

Le personnel desservant un four de 864 creusets se décompose ainsi :

De jour, un chauffeur et un aide : 4 tireurs de zinc ; 8 nettoyeurs de creusets ; 4 chargeurs ; 2 poseurs de tubes ; 2 ouvriers chargés de manipuler les poussières de zinc ; 4 gamins occupés à nettoyer les tubes ;

De nuit, 1 chargeur et 1 aide ; 4 tireurs de zinc.

Le tirage de zinc, le décrassage et le chargement se font par files verticales de

©BIU Santé

creusets; les charges sont livrées au personnel toutes préparées. On consomme 32 journées d'ouvriers par charge ; 1 ouvrier dessert donc, en moyenne, 27 creusets, chiffre qui s'élève à 33,23, si l'on ne considère que la période de décrassage et de chargement.

Ces chiffres font ressortir une certaine économie de main-d'œuvre comparativement aux petits modèles de fours belges qui étaient autrefois d'un usage exclusif dans la région ouest des États-Unis; mais l'économie semble devoir être attribuée moins au type de fours adopté qu'à l'aménagement général de l'usine, combiné en vue de faciliter autant que possible le travail. Peut-être est-elle due également à une prolongation de la période de décrassage et chargement.

Les fours Hegeler de grande longueur semblent présenter certains avantages au point de vue de la consommation de main-d'œuvre ; il est fort douteux qu'ils en présentent également en ce qui concerne la consommation de combustible.

Au point de vue thermique, le principe sur lequel ils sont fondés est peu rationnel. Les réactions entre molécules gazeuses deviennent de plus en plus lentes et plus difficiles à mesure que la dilution augmente : l'augmentation du parcours que l'on fait subir à l'ensemble des gaz brûlés développe considérablement l'influence du refroidissement extérieur. D'autre part, les dernières files verticales de creusets sont moins chauffées que les premières ; il faut donc faire varier la composition des charges d'une extrémité du four à l'autre. C'est là une complication sérieuse que l'on cherche de plus en plus à éviter en Europe, fût-ce aux dépens de l'économie de combustible.

D'autre part, le réglage des admissions d'air doit être difficile à effectuer exactement; s'il est mal fait, le chauffage devient irrégulier et les pertes en métal augmentent.

En l'absence de données précises sur la consommation de combustible et sur les pertes en métal constatées au cours du fonctionnement du four Hegeler, il est impossible d'émettre une appréciation définitive sur la valeur réelle de cet appareil.

FOURS BELGES CHAUFFÉS AU GAZ NATUREL

La découverte d'importantes accumulations de gaz naturel dans l'Indiana et le Kansas, à une distance relativement modérée des grands gisements de calamine et de blende exploités dans la même région, a amené la plupart des usines à zinc de l'ouest des États-Unis à substituer l'emploi de ce combustible commode et peu coûteux à celui de la houille. Les deux principaux centres où cette substitution a été opérée sont Iola et Cherryvale (Kansas) ; un troisième, celui de Marion (Indiana), emploie également une quantité importante de gaz naturel à la production du zinc, mais dans des conditions moins avantageuses, à cause de l'éloignement relatif des centres de production de minerais.

Fours à tirage ascendant. — Les types de fours les plus usités se rattachent au système belge sans récupération de chaleur (W. R. Ingalls, *The me-*

©BIU Santé

tallurgy of zinc, p. 474-484). Le nombre de rangées de creusets est ordinairement de 5; il s'abaisse exceptionnellement à 4. Le nombre de creusets par rangée est de 20 le plus souvent (Columbia Zinc Works, à Marion ; — Edgar Zinc Company à Cherryvale). Les fours sont alors adossés deux par deux, de manière à former des massifs de 400 creusets.

A Marion, on avait installé d'abord des fours isolés, recevant 5 rangées de 80 creusets chacun: ces fours étaient installés dans une même halle, les devantures faisant face aux longs côtés de celle-ci, avec un intervalle assez considérable, entre leurs murs de fond. Les tuyaux distribuant le gaz, sous une pression de $0^m,85$ d'eau, étaient placés dans cet intervalle ; des branchements espacés de $0^m,35$ environ l'un de l'autre, amenaient l'air à un nombre égal de brûleurs Bunsen installés dans des orifices des murs de fond, au-dessous de la rangée inférieure de creusets. Le tirage s'effectuait par 4 ouvreaux ménagés dans la voûte de chaque four ; des cloisons transversales divisaient le laboratoire en un certain nombre de sections, qui constituaient, au point de vue du travail, autant de fours distincts, desservis par des équipes indépendantes, mais formaient, au point de vue du chauffage, un ensemble unique conduit par un chauffeur.

La juxtaposition de quatre fours, en un seul massif de grande longueur, présente le grave inconvénient de donner lieu à une poussée intense dans le sens longitudinal. C'est là une difficulté bien connue, assez difficile à résoudre quand elle résulte de la nature même des choses et qu'il est au moins inutile de s'imposer sans nécessité. D'autre part, l'accolement des fours belges par leur mur de fond présente de tels avantages au point de vue thermique qu'un retour à cette disposition a fini par s'imposer dans presque toutes les usines où l'on avait installé des fours isolés.

Le même phénomène s'est produit dans l'Indiana et le Kansas; on y est revenu aux massifs de 400 creusets, répartis entre deux devantures opposées. Le chauffage se fait alors par des orifices ménagés à l'intérieur de montants creux, en fonte, qui constituent l'élément principal de la devanture métallique. Une conduite principale de gaz est placée au-dessus de la voûte du four; un branchement de $0^m,02$ environ de diamètre, descendant devant chaque montant, alimente des brûleurs Bunsen disposés d'une manière qui varie un peu d'une usine à l'autre.

A Ingalls (Indiana), les brûleurs sont placés alternativement au-dessous de la rangée inférieure de creusets et entre les deuxième et troisième rangées; le tirage s'effectue par 10 ouvreaux (pour 53 creusets par rangée) faisant communiquer le laboratoire avec un collecteur installé sur le mur médian du massif et commun à deux fours.

Les fours de l'Edgar Zinc Company (Cherryvale) sont munis de brûleurs sur les deux parois principales du laboratoire. Du côté des devantures, les appareils sont placés uniformément au-dessous de la troisième rangée de creusets, dans un orifice ménagé à travers chaque montant vertical. Du côté opposé, un collecteur de gaz, placé dans une galerie voûtée, ménagée sous le mur médian, alimente des brûleurs placés au-dessous de la rangée inférieure. La pression du gaz aux brûleurs est réduite, dans cette usine, à $0^m,13$ d'eau; elle suffit néanmoins pour assurer l'entraînement de l'air.

A Columbia Zinc Works (Marion), on a cru nécessaire de souffler l'air au

©BIU Santé

moyen d'un ventilateur; les montants en fonte sont creux et servent de conduites de vent. Les chalumeaux sont placés au-dessous de la rangée inférieure et de la quatrième rangée de creusets (la deuxième en descendant). Le laboratoire est muni de 4 ouvreaux de tirage dans la voûte, le nombre de creusets étant de 20 par rangée.

Four à tirage horizontal. — A Iola (Kansas), le type prédominant dérive du four Hegeler de grande longueur, avec circulation des flammes dans le sens horizontal.

M. Hegeler avait fait breveter (brevet n° 612.104 des États-Unis — 11 oct. 1898) une variante de son appareil, combinée en vue de faciliter l'emploi du gaz naturel. Ce gaz était introduit à une des extrémités du laboratoire, dans une chambre de combustion d'assez grande hauteur, où l'on injectait de l'air sous pression; il circulait ensuite, dans le sens horizontal, entre les rangées de creusets. De quatre en quatre files verticales, des jets d'air lancés au-dessous de chaque rangée, contribuaient au développement progressif de la combustion. Le tirage était assuré par une cheminée placée à l'extrémité opposée du four.

Sous cette forme, le four Hegeler semble n'avoir été employé nulle part, mais les fours de grande longueur, en usage à Iola, en reproduisent plus ou moins exactement les dispositions générales. Le type usité ordinairement dans ce district comporte 3 rangées de 60 creusets cylindriques, ayant 0m,20 de diamètre intérieur et 1m,27 de longueur extérieure. Le chauffage y était assuré, à l'origine, d'abord par une série de brûleurs Bunsen, installés dans une des parois extrêmes du four; la combustion du gaz introduit en excès se complétait peu à peu par l'effet d'admissions d'air ménagées dans la devanture, de distance en distance. Cette combinaison donnait lieu à des dépôts de suie entre les creusets et nécessitait par suite des nettoyages au ringard, qui présentaient de graves inconvénients à tous les points de vue.

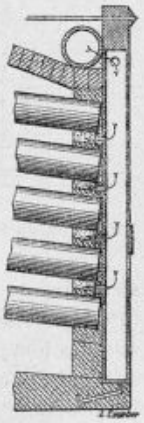


Fig. 198. — Montant creux en fonte pour four chauffé au gaz naturel.

On a été amené à supprimer les brûleurs placés à l'extrémité du four, ainsi que la chambre de combustion nécessitée par leur emploi, et à adopter, comme pour les fours à tirage ascendant, un mode de chauffage fondé sur l'emploi de brûleurs traversant les montants de la devanture. Le plus souvent, à Iola, on adopte la disposition décrite ci-dessus comme employée à l'usine Columbia Zinc Worlks et faisant l'objet du brevet Lanyon (n° 616.475 des États-Unis — 27 déc. 1898). Dans ce système, les montants en fonte de la devanture métallique, de deux en deux, sont creux (fig. 198) et munis, sur leur face intérieure, d'orifices ménagés au niveau des taques réfractaires. Des orifices correspondants sont ménagés dans la devanture réfractaire, soit à travers les piliers, si ceux-ci forment une série continue, soit entre les extrémités de deux taques, si celles-ci supportent les piliers. Leur largeur doit être de 0m,05 environ. Le vent, débité par un ventilateur, est distribué à l'intérieur des montants creux au moyen d'une conduite de 0m,60 de

©BIU Santé

diamètre, posée sur le mur médian du massif (fig. 199); sa pression est de 6 centimètres d'eau en moyenne.

Le gaz est réparti par des tuyaux de $0^m,10$ de diamètre posés sur des consoles, au haut de la devanture, entre des tubes de $0^m,025$ de diamètre; ceux-ci aboutissent à deux buses de $0^m,0125$, qui pénètrent dans des orifices ménagés à travers les montants en fonte, de deux en deux, au niveau de la deuxième et de la quatrième rangée des taques réfractaires (fig. 200). Sa pression est de 18 à 25 centimètres d'eau; autrefois elle était beaucoup plus forte ($0^m,35$ à $0^m,70$), mais on a trouvé tout avantage à la réduire.

Le tirage s'effectue, à une des extrémités du four, par une cheminée qui a

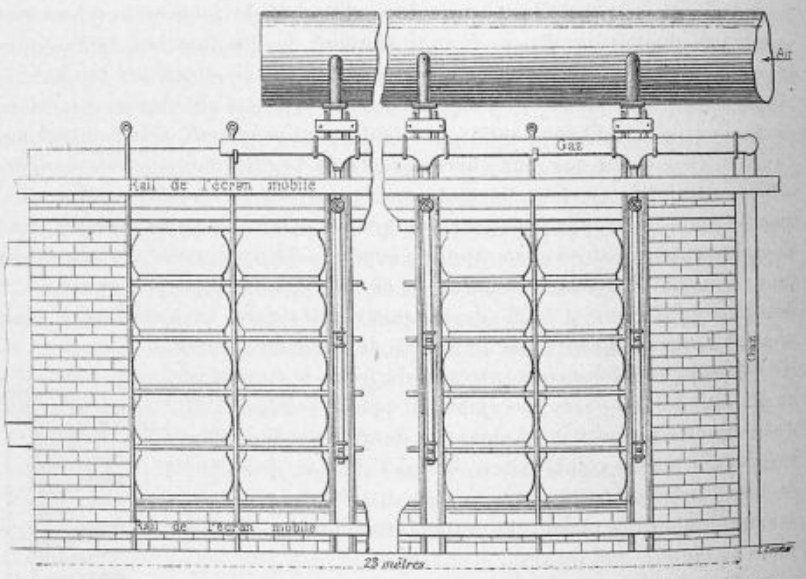


Fig. 199. — Four belge chauffé au gaz naturel (Iola Kansas). — Vue de la devanture.

15 mètres de haut, avec une section rectangulaire intérieure de $0^m,80$ sur $0^m,90$ ($0^{mq},72$). Cette cheminée est généralement placée en dehors du plan de symétrie des fours, de manière à ce que sa base ne vienne pas obstruer la galerie de 3 mètres environ de largeur ménagée, au-dessous des massifs, sur leur axe longitudinal, et servant à l'enlèvement des cendres d'usine (fig. 200).

Pour empêcher la flamme de suivre la voûte, on ménage sur l'intrados de celle-ci, en face de quelques-uns des montants verticaux de la devanture, des nervures saillantes à arête horizontale. On monte également sur la sole du four un certain nombre de cloisons verticales.

Les fours d'Iola, recevant 60 creusets par rangée, ont une longueur totale de 24 mètres environ. Avec une pareille dimension, les effets de la dilatation, au moment de la mise à feu, sont fort accentués; ils se sont traduits, à Iola, par une poussée au vide capable de compromettre la stabilité des murs extrêmes. Pour atténuer cet inconvénient, on a pris le parti de réserver, au moment de la

©BIU Santé

construction, deux fentes de 0m,05 d'ouverture dans la maçonnerie du mur médian et dans celle des voûtes, au tiers de la longueur à partir de chaque extrémité. On recouvre ces fentes de briques à plat au moment de l'allumage, jusqu'au moment où la dilatation s'est effectuée. On doit également prendre soin de laisser un certain jeu entre les éléments de la devanture réfractaire. Malgré toutes ces

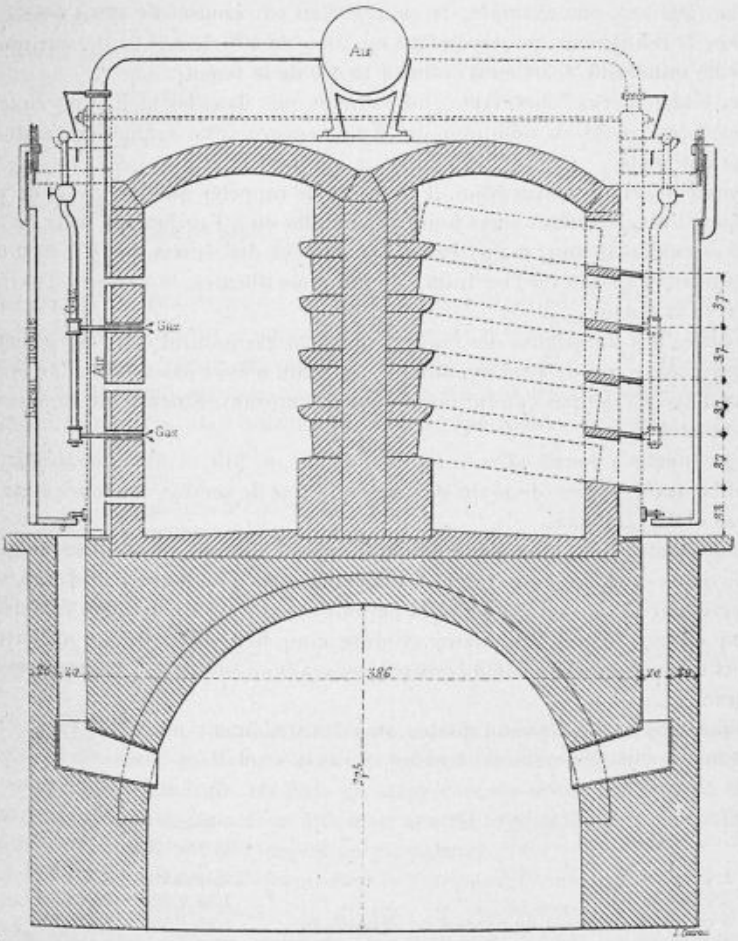


Fig. 200. — Four belge chauffé au gaz naturel (Iola Kansas). — Coupe transversale.

précautions, les dilatations et les contractions des maçonneries doivent être fort nuisibles à la stabilité de fours aussi longs : c'est probablement pour ce motif que la Lanyon Zinc Company s'est décidée à réduire à 40 le nombre de creusets par rangée, et à 400 leur nombre total par massif, dans la construction de fours qu'elle a installés récemment à Iola.

Il est assez difficile de se rendre un compte exact des résultats économiques

©BIU Santé

obtenus avec les fours à gaz de l'ouest des États-Unis. Les données font absolument défaut en ce qui concerne la consommation de combustible : le gaz naturel a été fourni jusqu'ici aux usines sans jaugeage précis, et celles-ci ne se préoccupent guère de déterminer sa répartition entre leurs divers appareils.

Les rendements en métal paraissent être peu satisfaisants, étant donné que les minerais traités ont une teneur moyenne de 70 0/0 environ. Aux Columbia Zinc Works (Marion), par exemple, la charge était par creuset de 18kg,1 de blende grillée ; le rendement correspondant en zinc, de 10kg,8, soit 60 0/0 environ du poids de minerai. L'écart était évalué à 18 0/0 de la teneur.

Aux Edgar Works (Cherryvale), on estimait que, dans les meilleures circonstances, l'écart était au minimum de 10 0/0; encore cette évaluation paraît-elle plutôt optimiste.

Comme point de comparaison, il convient de rappeler que les usines de l'est des États-Unis, chauffant leurs fours à la houille ou à l'anthracite, mais traitant des minerais beaucoup moins riches, constatent des écarts de 18 à 20 0/0 et qu'à Girard (Kansas), où l'on traite des minerais silicatés, la perte est d'environ 20 0/0 de la teneur.

La durée des campagnes des fours chauffés au gaz naturel était assez faible à l'origine, parce que la construction de ces fours n'était pas assez solide et que le chauffage n'était pas conduit avec un soin suffisant. Elle atteint aujourd'hui trois années.

M. R. Ingalls a donné (*The metallurgy of zinc*, p. 513 et 514) une évaluation détaillée des dépenses de main-d'œuvre qu'exige le service des fours à gaz du Kansas et de l'Indiana.

A Iola (Kansas), les grands fours chauffés au gaz naturel, recevant 620 creusets en moyenne et traitant environ 11.500 kilogrammes de minerai par charge, sont desservis par 17 ouvriers pendant la période de travail intensif, qui commence à cinq ou six heures du matin et dure cinq heures environ : un ouvrier dessert donc en moyenne 36,5 creusets, recevant ensemble 675 kilogrammes de minerai.

L'équipe de nuit comprend quatre ouvriers seulement :

Les salaires de ce personnel sont les suivants (en dollars)

	SALAIRE ÉLÉMENTAIRE	DÉPENSE TOTALE
Service de jour :	—	—
1 chauffeur	2,75–3,00	2,75– 3,00
4 chargeurs	2,30–2,35	9,20– 9,40
6 ouvriers à l'avant du chariot de chargement	1,40–1,50	8,40– 9,00
4 — à l'arrière — —	1,60	6,40– 6,40
2 nettoyeurs de tubes	1,70	3,40– 3,40
		30,15–31,20
Service de nuit :		
1 chauffeur	2,75–3,00	2,75–3,00
2 tireurs de zinc	2,35	4,70–4,70
1 manœuvre	1,50	1,50–1,50
		8,95–9,20

©BIU Santé

Les frais totaux de main-d'œuvre sont donc de 39,19 à 40,40 dollars par vingt-quatre heures, soit, en adoptant le plus élevé de ces deux chiffres, 3,5 dollars ou 18 fr. 10 environ par tonne de minerai.

A Marion (Indiana), les longs fours à gaz sont divisés, au point de vue du travail, en sections de 200 creusets; le décrassage et le chargement se font par rangées horizontales. Chaque section est desservie par une équipe composée de la manière suivante :

Service de jour :

	Dollars
1 chargeur	2,00
1 fondeur	1,75
4 aides	5,40
6	9,15

Service de nuit :

2 tireurs de zinc	3,00
TOTAL	12,15

Chaque ouvrier dessert 33 1/3 creusets pendant la période de décrassage, etc. La charge est d'environ 3.600 kilogrammes de minerai; les frais de main-d'œuvre par tonne (métrique) sont donc de 3,32 dollars soit 17 fr. 20 environ.

A Ingalls (Indiana), un four de 424 creusets, traitant des charges de 4.800 kilogrammes de minerai, était desservi par une équipe constituée ainsi :

Service de jour :

	Dollars
2 brigadiers à 1,90	3,80
2 fondeurs à 1,75	3,50
10 aides à 1,25	12,50
	19,80

Service de nuit :

1 chauffeur	2,00
4 tireurs de zinc à 1,50	6,00
	8,00

soit en tout 27,8 dollars ou 5,80 (30 francs environ) par tonne de minerai. C'est un chiffre très élevé qui s'explique par la faiblesse relative du poids des charges.

D'une manière générale, les frais de main-d'œuvre sont relativement élevés dans l'ouest des États-Unis. Leur élévation neutralise partiellement les avantages que les fondeurs tirent de l'emploi du gaz naturel.

La cherté de la main-d'œuvre dans le Kansas et l'Indiana ne semble pas, d'ailleurs, être compensée par sa qualité; les rendements obtenus sont peu satisfaisants, bien que le chauffage au gaz naturel facilite singulièrement la conduite du travail.

FOURS BELGES A RÉCUPÉRATION CONTINUE

Four Thum. — Le plus ancien type de four belge, muni de récupérateurs à circulation continue, qui ait été mis en service, est celui de Thum (*B. u. H. Ztg.*, 1875, p. 1).

©BIU Santé

Dans cet appareil (fig. 201), la circulation des flammes s'effectue dans le sens ascendant : le brûleur, situé à la partie inférieure du laboratoire, se compose d'une série d'ouvreaux *a* et *g*, ménagés dans la sole, les uns en face des autres, et communiquant avec deux canaux A et G, situés au-dessous du four et amenant, l'un le gaz combustible, l'autre l'air secondaire. Cet air circule d'abord dans un canal horizontal C placé sur la voûte du four, au-dessous du canal F d'évacuation des fumées et, après avoir récupéré ainsi une certaine quantité de chaleur, descend par un canal D situé à une extrémité du massif pour aboutir à la galerie inférieure A.

En dehors de son mode de chauffage, le four Thum était caractérisé par

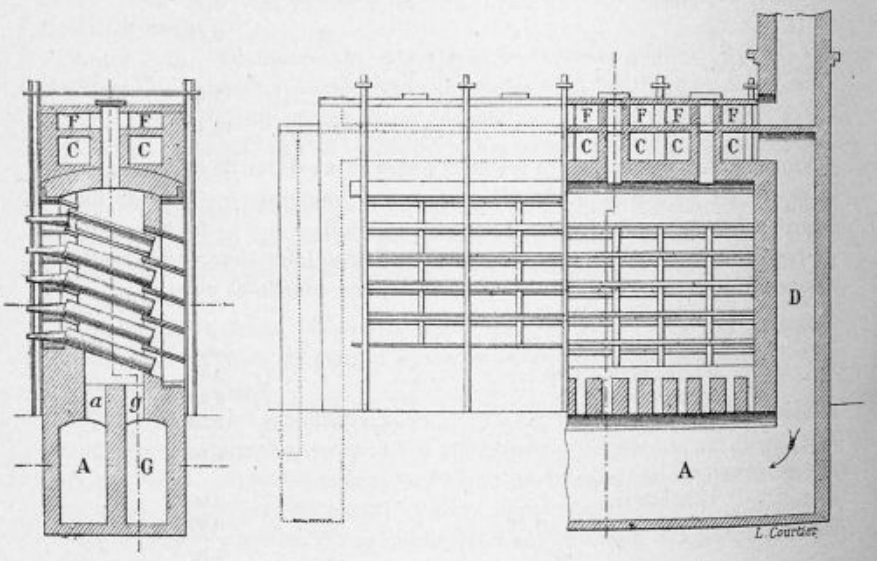


Fig. 201. — Four Thum, à creusets inclinés. — Coupes verticales.

l'emploi de creusets inclinés à 20 degrés environ, ouverts aux deux extrémités et débouchant sur deux devantures, qui étaient composées chacune d'une partie réfractaire et d'une partie métallique. Cette disposition, imaginée spécialement en vue du traitement des minerais plombeux, sera étudiée dans un autre chapitre.

Le four Thum a fonctionné pendant quelques semaines, vers 1873 ou 1874, dans une usine située à Sunderland (Angleterre) ; son fonctionnement aurait été arrêté, au dire de l'inventeur, par divers incidents indépendants du système lui-même.

Four d'Auby. — Le type primitif du four d'Auby comportait un récupérateur à circulation parallèle, de dimensions trop faibles pour avoir une efficacité sérieuse. On a vu (p. 460) que, au lieu d'augmenter les dimensions de cet organe, on avait préféré le supprimer purement et simplement.

©BIU Santé

Système Radot et Derval. — L'application de la récupération continue aux fours du type belge a fait l'objet d'un brevet pris le 12 août 1891, par MM. Radot et Derval, brevet complété par des certificats d'addition en date du 16 juillet 1893 et du 20 avril 1894.

D'après le brevet initial, les gaz sont amenés des gazogènes par des tuyaux en

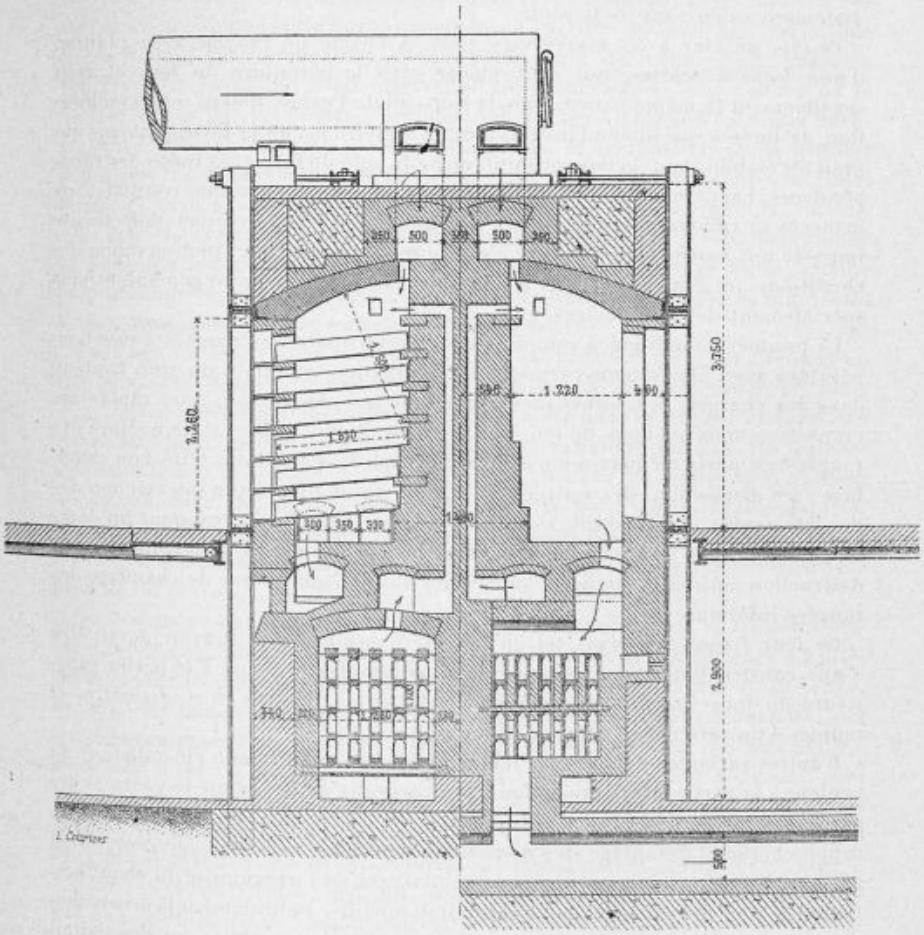


Fig. 202. — Four Radot et Derval.

tôle munis intérieurement d'un revêtement réfractaire (fig. 202), et sont introduits dans le four par une série d'ouvreaux rectangulaires percés dans la voûte. Ils rencontrent des jets d'air secondaire sortant d'ouvreaux ménagés dans le haut du mur médian : la flamme ainsi développée circule de haut en bas dans le laboratoire du four, sort par une série d'ouvreaux réservés au bas de la devanture, passe par une galerie destinée à arrêter les scories,

©BIU Santé

descend, par une extrémité de cette galerie, dans le récupérateur, parcourt deux fois ce récupérateur dans le sens horizontal, et aboutit enfin à la cheminée.

L'air monte par les canaux verticaux du récupérateur, aboutit au collecteur situé sous la sole, au pied du mur médian, puis remonte par des canaux verticaux, ménagés à l'intérieur de ce mur, jusqu'aux ouvreaux placés immédiatement au-dessous de la voûte.

Ce type de four a été essayé vers 1894, à l'usine de Prayon, avec addition d'une fosse à scories, qui était placée sous la devanture du four et avait sensiblement la même hauteur que le sous-sol de l'usine. Malgré cette modification, destinée à remédier à l'insuffisance de dimensions de la fosse analogue qui avait été établie, dans le type primitif, entre la sole du four et la voûte des récupérateurs, l'appareil Radot et Derval n'a donné que de mauvais résultats. Son insuccès s'expliquerait, d'après ses inventeurs, par la direction défectueuse imposée aux essais, mais elle peut s'expliquer également par l'inobservation des conditions qui s'imposent dans le chauffage des fours à zinc en général, et plus spécialement des fours belges.

La première condition à remplir est de porter toutes les rangées à une température assez élevée pour permettre la distillation complète du zinc contenu dans les charges, sans provoquer cependant une destruction trop rapide des creusets soumis au coup de feu. Dans le four Radot et Derval, le nombre des rangées est porté au maximum compatible avec les conditions d'un bon chauffage : les dispositions des entrées d'air et de gaz donnant une intersection des des jets gazeux à angle droit, sont combinées de manière à provoquer un développement rapide de la combustion. Dans ces conditions, on a dû constater une destruction active des creusets supérieurs et une insuffisance de chauffage des rangées inférieures.

Le four Radot et Derval, tel qu'il a été expérimenté à Prayon, devait être d'une construction assez coûteuse; la situation des brûleurs à la partie supérieure du four imposant l'emploi de conduites en tôle, de fort diamètre, et munies d'un revêtement réfractaire intérieur.

D'autres variantes du système Radot et Derval, comportant l'installation du brûleur à la partie inférieure du four, des carneaux de tirage sur la voûte et des gazogènes au contact du massif, coûteraient moins cher d'installation et se rapprocheraient davantage des dispositions usuelles, mais elles présenteraient toujours les mêmes inconvénients au point de vue de l'irrégularité du chauffage. Pour atténuer ces inconvénients, il faudrait modifier radicalement la disposition du brûleur et diminuer le nombre des rangées de creusets; on reviendrait ainsi à une disposition bien connue, que nous décrirons plus loin au chapitre des fours rhénans.

On a installé récemment à South Bethlehem (Pennsylvanie) un nouveau type de fours à récupérateurs tubulaires, breveté le 4 novembre 1902 par MM. Convers et de Saulles. Il se rapproche du type belge par le mode de construction des devantures et par le nombre des rangées de creusets (cinq superposées), mais à tous les autres points de vue il appartient au type rhénan. Nous le décrirons avec les fours de cette catégorie.

©BIU Santé

Four Grobe-Lürmann. — Ce système, breveté en France le 14 août 1877, constitue une variante toute particulière de la récupération continue. Son principe consiste à utiliser la chaleur des flammes perdues en vue d'assurer non seulement le réchauffage de l'air secondaire, comme d'ordinaire, mais aussi la distillation du combustible qui alimente le gazogène. Ce dernier appareil devient, par suite, une partie intégrante du four lui-même; il est formé d'une cornue tronconique placée horizontalement, à l'arrière du four. Le combustible y est refoulé mécaniquement, par la petite base du cône, d'une manière continue ou du moins à des intervalles très rapprochés. Sous l'action de la chaleur cédée par les flammes perdues qui circulent dans des carneaux enveloppant extérieurement les parois de la cornue, le combustible laisse distiller peu à peu les éléments volatils qu'il renferme et se transforme en coke, dont le refoulement progressif est facilité par l'évasement des parois de la cornue.

La grande base de celle-ci s'ouvre dans la paroi latérale d'une chauffe profonde où s'effectue la gazéification du coke, par injection d'air mélangé d'une certaine proportion de vapeur d'eau. Les produits gazeux de cette opération se réunissent à ceux de la distillation et sont dirigés vers le four.

Pour assurer leur combustion, on se sert d'air préalablement chauffé dans un récupérateur ordinaire, en utilisant à cet effet une partie des flammes perdues.

Le système de chauffage Gröbe-Lürmann a été adapté par ses auteurs à la réduction des minerais de zinc, avec diverses variantes qui ont été décrites soit dans le brevet original du 14 avril 1877, soit dans les certificats d'addition qui s'y rattachent. Nous croyons inutile de décrire ces dispositions compliquées, qui n'ont donné aucun résultat pratique. Les essais poursuivis de 1878 à 1880, à l'usine de Moresnet, ont abouti, en effet, à un échec qu'il aurait peut-être été possible de prévoir.

Quelles que soient leurs dispositions, les fours à récupération se trouvent placés dans des conditions peu favorables à la stabilité de la température à l'intérieur de leur laboratoire. Tout abaissement de cette température et, par suite, de celle des flammes perdues, diminue la quantité de chaleur transmise, par unité de temps, à l'air secondaire traversant le récupérateur. Le refroidissement tend donc à s'accentuer, mais avec les types usuels, cette tendance peut être neutralisée par l'augmentation du débit du gaz combustible. On a toute facilité pour opérer ainsi si l'on a pris le soin de donner aux gazogènes une puissance de production sensiblement supérieure à la consommation normale du four.

Dans le système Gröbe-Lürmann, cette ressource fait défaut, puisque l'activité de la distillation du combustible varie en proportion de la quantité de chaleur emportée par les flammes perdues et que le débit du gazogène est commandé par la marche de la distillation. Tout refroidissement du four a donc pour conséquence non seulement un abaissement de température de l'air secondaire, mais aussi une diminution de la quantité de gaz combustible introduite dans le laboratoire du four; les dérangements d'allure tendent donc à s'accentuer indéfiniment et le régime thermique est d'une instabilité complète.

L'abandon du système Gröbe-Lürmann semble donc avoir un caractère bien définitif.

©BIU Santé

FOURS BELGES A RÉGÉNÉRATEURS SIEMENS

L'application du système Siemens aux fours belges a été expérimentée à plusieurs reprises.

Fours de Monteponi. — Ce four (fig. 203 et 204), étudié par M. le directeur Ferraris, présente quelques analogies avec les fours rhénans, en ce sens qu'il comporte, seulement trois rangées de trente creusets chacune. Mais à

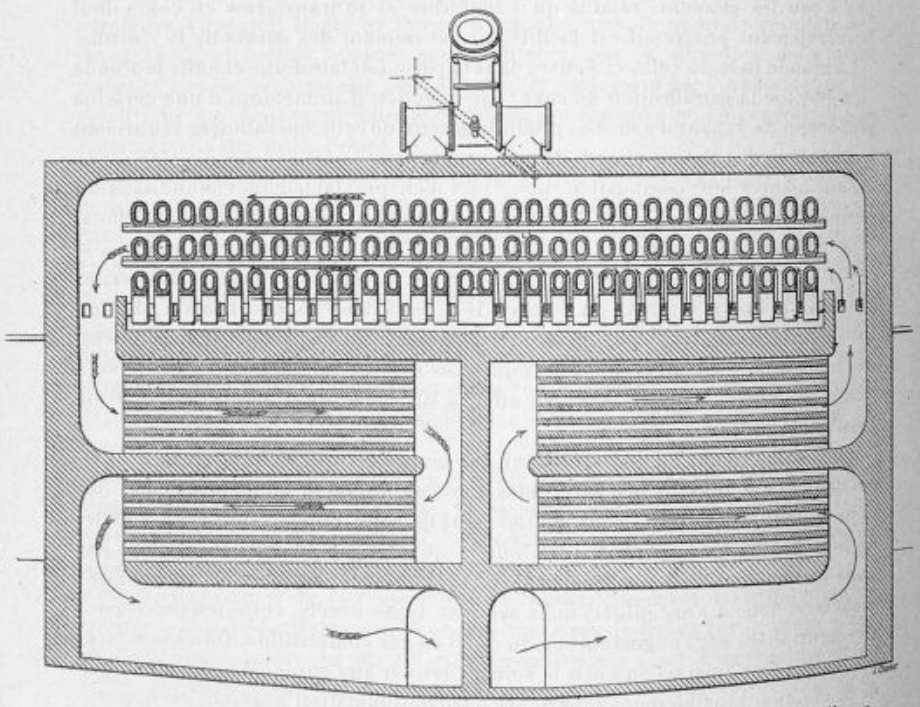


Fig. 203. — Four de Monteponi. — Coupe longitudinale du laboratoire et des empilages.

chacune de ces devantures, correspond un laboratoire distinct avec un mur épais, placé au milieu du massif comme dans le type belge.

Les empilages sont placés au-dessous du four; les briques y sont disposées de manière à former des canaux horizontaux, à travers lesquels on fait circuler horizontalement les gaz brûlés et l'air secondaire. L'air, une fois chauffé, débouche dans le laboratoire par une large ouverture ménagée à une de ses extrémités et le parcourt suivant toute sa longueur: le gaz, au contraire, est introduit par une série d'ouvreaux ménagés dans le mur de fond, au-dessous de la rangée inférieure de creusets. Il est amené et distribué à ces ouvreaux par

©BIU Santé

trois canaux ménagés dans l'épaisseur du mur médian. Pendant chaque période de fonctionnement du four, il n'est introduit que par une moitié seulement de ces ouvreaux : l'inversion est obtenue au moyen d'un papillon de Siemens placé sur le milieu du massif.

Les gaz brûlés sortent par l'extrémité opposée à celle par où l'air pénètre du laboratoire, paraissent en serpentant dans l'empilage inférieur et aboutissent finalement à la cheminée.

L'appareil a été mis en service à Monteponi ; il ne semble pas y avoir donné

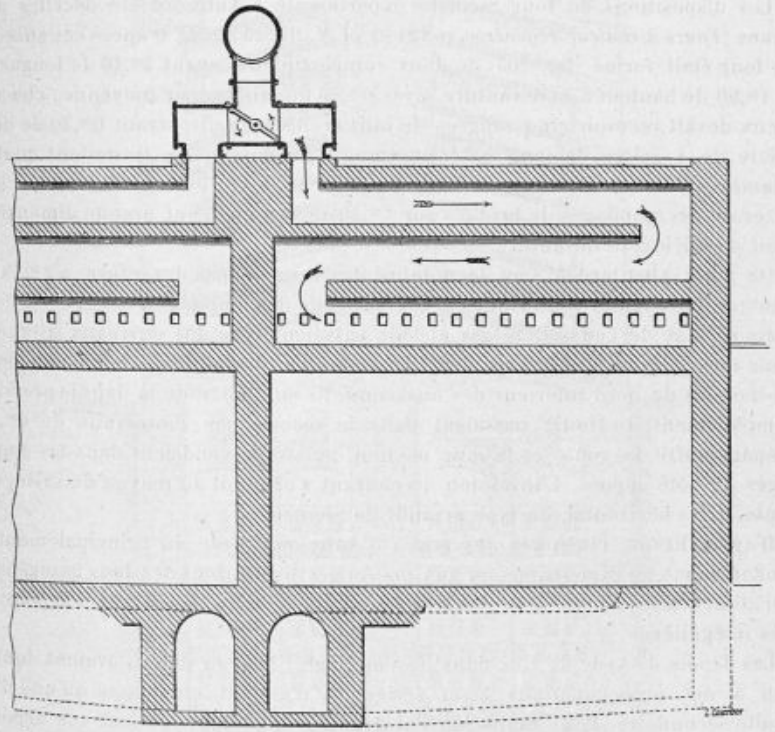


Fig. 204. — Four de Monteponi. — Coupe longitudinale par le plan médian du massif.

de résultats très satisfaisants. Les principes qui ont présidé à sa construction sont assez discutables. Nous avons signalé, en décrivant des fours de grande longueur employés couramment dans l'ouest des États-Unis, les inconvénients qu'il y a à trop augmenter les surfaces de refroidissement et les difficultés de réglage inhérentes au principe de la combustion progressive. Ici, ces dernières difficultés sont aggravées par la position des ouvreaux d'admission du gaz, car cette position rend pratiquement impossible le réglage individuel du débit de chacun d'eux.

Les gaz circulant dans le sens horizontal, à travers les empilages, se répartissent moins régulièrement qu'ils ne le feraient en passant par des canaux

©BIU Santé

verticaux, mais c'est là un inconvénient d'ordre relativement secondaire. Il est probable que la disposition horizontale des empilages a été adoptée en vue de faciliter l'enlèvement des poussières : elle n'est pas réellement indispensable pour le bon fonctionnement des régénérateurs Siemens adaptés à des fours à zinc.

Fours Siemens à double devanture. — La variante brevetée par Siemens a été expérimentée à l'usine d'Auby (Nord), au moment de la création de cette usine, c'est-à-dire pendant les années 1867 et 1868.

Les dispositions du four Siemens expérimenté à Auby ont été décrites par Krans (*Fours à chaleur régénérée*, p. 124 et pl. V, fig. 29 et 32). D'après cet auteur, ce four était formé (fig. 205) de deux compartiments ayant $3^m,10$ de longueur et $1^m,90$ de hauteur à la devanture, avec $0^m,85$ de profondeur moyenne : chacun d'eux devait recevoir cinq rangées de huit creusets ronds, ayant $0^m,30$ de diamètre de 1 mètre de long extérieurement. Au dessous se trouvaient quatre chambres de $3^m,10$ de long, de $0^m,50$ de large et de $1^m,70$ de hauteur sous clef, recevant des empilages de briques sur $1^m,40$ de hauteur. Leur grande dimension était parallèle à la devanture.

On porta plus tard à sept le nombre des rangées par devanture, à $2^m,75$ la hauteur des chambres à briques et à $2^m,25$ celle des empilages.

En sortant de ceux-ci, le gaz et l'air passaient, par des ouvreaux latéraux, dans une fosse à scories, large de $0^m,50$ environ et profonde de $0^m,20$ seulement au-dessous du bord inférieur des ouvreaux. Ils montaient de là dans le premier compartiment du four, passaient dans le second par l'intervalle de $0^m,40$ ménagé entre la voûte et le mur médian, puis redescendaient dans les empilages du côté opposé. L'inversion du courant s'obtenait au moyen de valves en fonte, à axe horizontal, du type primitif de Siemens.

D'après Krans, l'insuccès des essais d'Auby aurait été dû principalement à l'insuffisance de dimensions ou aux mauvaises dispositions des deux gazogènes, qui alimentaient chaque four ; les refroidissements étaient fréquents et la marche très irrégulière.

Les dépôts d'oxyde de zinc dans les empilages, qui, au début, avaient donné lieu à des préoccupations assez sérieuses, n'étaient en somme qu'une difficulté secondaire. Pour empêcher l'obstruction des empilages par ces dépôts, on avait ménagé, sur les petits côtés des chambres, des ouvreaux permettant de nettoyer les rangées principales de briques. On procédait tous les mois au nettoyage, et on extrayait ainsi une assez forte quantité de poussières des chambres à air, fort peu des chambres à gaz. Celles-ci renfermaient quelques dépôts à leur partie inférieure, quand la température moyenne de cette région n'était pas très élevée, rien dans le cas contraire.

Il est possible que l'insuffisance de la capacité des fosses à scories ait contribué à l'échec final du type décrit ci-dessus. Cette insuffisance devait nécessiter des décrassages très fréquents, qui refroidissaient le four et faisaient casser les creusets. Si les nettoyages avaient été trop espacés, les scories fluides auraient fini par se déverser dans les chambres à briques et par engorger ou corroder les empilages.

©BIU Santé

Le développement trop rapide de la combustion au bas du premier compartiment du four a pu également contribuer à l'abandon du système. La rencontre directe des jets d'air et de gaz sortant des parois opposées de la fosse à scories devait donner lieu, comme d'ordinaire, à un coup de feu intense sur les premières rangées de creusets et à un chauffage insuffisant des autres.

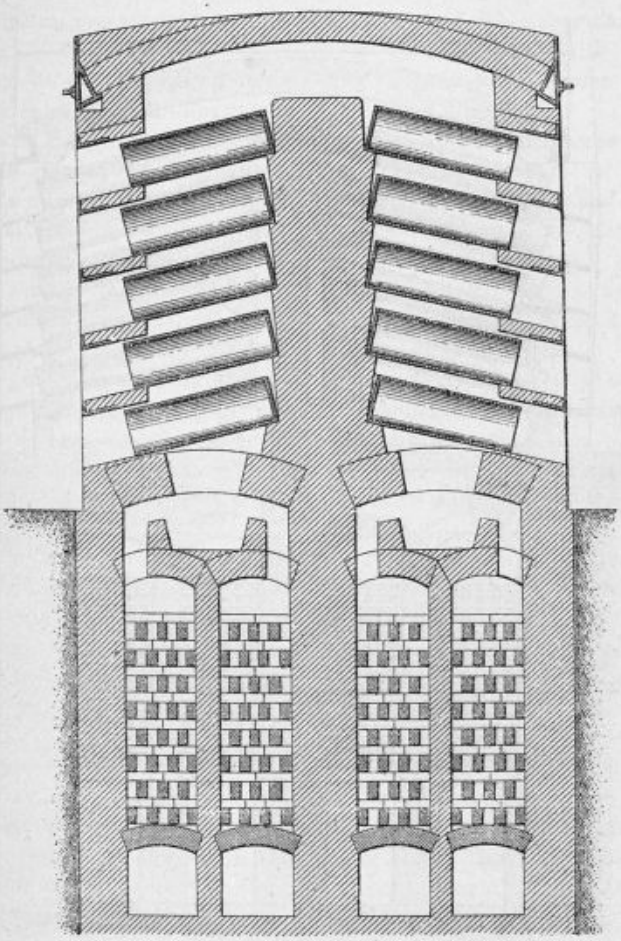


Fig. 205. — Four Siemens (type d'Auby). — Coupe transversale.

Pour obtenir une meilleure répartition de la chaleur à l'intérieur du four, il aurait fallu, ou bien diminuer beaucoup la hauteur de celui-ci et par suite le nombre des rangées de creusets, ce qui aurait rapproché l'appareil du type décrit plus loin sous le nom de type rhénan, ou bien au contraire ralentir la combustion en disposant autrement les introductions d'air. Cette manière de procéder était contraire aux idées admises à l'époque où se faisaient les essais d'Auby; elle a prévalu depuis dans la pratique des fours à zinc.

©BIU Santé

Aux États-Unis, les fours belges du système Siemens, avec circulation des flammes dans le sens transversal, ont été en service dans trois usines, celles de la Granby Mining and Smelting Company à Pittsburg (Kansas), de la Rich Hill Mining and Smelting Company, à Rich Hill (Missouri), et de l'Illinois Zinc Compagny à Peru (Illinois). Dans les deux premières, ils ont été ins-

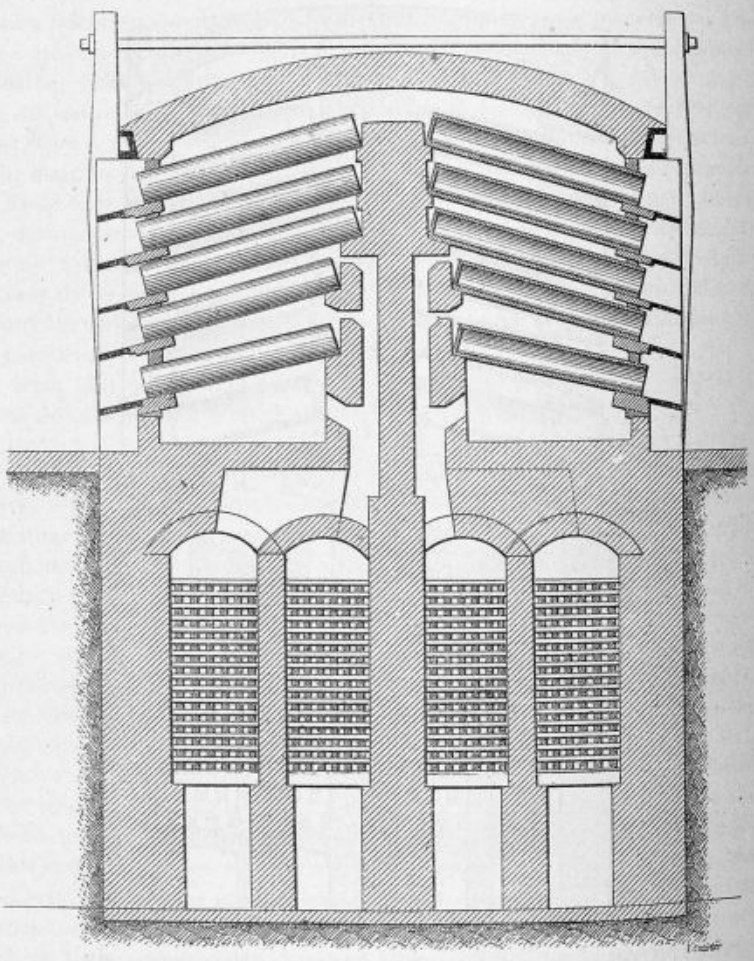


Fig. 206. — Four Neurenther. — Coupe transversale.

tallés en 1882 et n'ont pas fonctionné bien longtemps. Il semble que la mauvaise qualité de la houille consommée ait été la cause principale de l'insuccès du système ; cette houille donnait des mâchefers très fluides qui obstruaient rapidement les grilles à gradins des gazogènes Siemens alimentant les fours.

Les fours eux-mêmes appartenaient à un type intermédiaire entre le type rhénan et le type belge ; ils n'avaient en effet que trois rangées à Rich Hill,

©BIU Santé

quatre à Pittsburg; leurs creusets étaient de section elliptique. Leurs devantures étaient disposées suivant le système belge. Ils avaient environ 18 mètres de long, pour 48 ou 50 creusets par rangée ; leurs empilages avaient 0m,70 de large. Leur construction ne différait de celle des fours primitifs d'Auby ou de celle des fours rhénans de Birkengang, qui seront décrits plus loin, que par la disposition des brûleurs dont ces orifices étaient ménagés vers la base du mur médian, un peu au-dessus de la sole, au lieu de déboucher dans la sole elle-même.

La charge de minerai variait entre 7.250 et 7.700 kilogrammes par four, c'est-à-dire entre 30 et 32 kilogrammes par creuset elliptique.

A l'usine de Peru, les fours Siemens étaient installés avant l'année 1878 ; ils présentaient exactement les mêmes dispositions que les fours de Rich Hill, auxquels ils avaient probablement servi de modèles. Alimentés par des gazogènes Taylor, au lieu de gazogènes Siemens, ils ont fonctionné, depuis l'origine, d'une manière satisfaisante et sont encore en service.

Le type actuel comporte quatre rangées de creusets elliptiques, ayant intérieurement 0m,19 sur 0m,27, avec une longueur extérieure de 1m,30. Le nombre de creusets par rangée est de 56, de 60, ou même de 68.

M. Neureuther, directeur de l'usine de Peru, a pris un brevet (n° 666.390 des États-Unis, 22 janvier 1901) pour une modification consistant à porter à cinq le nombre des rangées de creusets et à rendre le chauffage plus régulier en substituant à la rangée unique d'ouvreaux, ménagés à la base du mur médian, de chaque côté de celui-ci, trois rangées placées au-dessous des trois premières des creusets (fig. 206).

Cette combinaison répartit le chauffage d'une manière qui varie suivant l'état de corrosion des bords des ouvreaux : elle a de plus l'inconvénient d'exiger, pour les creusets inférieurs, une longueur inférieure à celle des autres. Il est plus rationnel d'uniformiser le chauffage des diverses rangées de creusets en diminuant le nombre de ces rangées, ce qui revient à substituer le type rhénan au type belge.

Four Dor-Siemens. — Un mode nouveau d'application du système Siemens a été breveté le 14 décembre 1891 par M. Dor, directeur de l'usine de Budel. Dans ce système, le four est à double devanture : de même que dans le type initial de Siemens, la circulation des flammes se fait dans le sens transversal, d'une devanture à l'autre. Seulement le renversement du courant gazeux s'effectue à la partie inférieure du four et non à sa partie supérieure. Le gaz combustible et l'air pénètrent dans le premier compartiment par quatre ouvreaux, formant deux à deux (I et II, III et IV, fig. 207, 208, 209 et 210) un brûleur complet à chaque extrémité supérieure du mur latéral; la combustion commence, à la partie supérieure de ce compartiment, dans une chambre assez vaste pour régulariser la distribution du courant gazeux entre les intervalles séparant les files verticales de creusets. Les flammes descendent, par le premier compartiment, dans une vaste fosse à scories qui occupe toute la partie inférieure du four, passent sous le mur central qui supporte l'arrière des creusets, remontent par le deuxième compartiment et se répartissent, par

©BIU Santé

les quatre ouvreaux ménagés à la partie supérieure de celui-ci, entre quatre empilages qui se développent en hauteur contre le mur latéral. Quatre empilages identiques ont assuré l'échauffement préalable du gaz combustible et de l'air secondaire ; pendant la phase suivante, ils emmagasineront la chaleur emportée par les flammes perdues, alors que les empilages opposés fonctionneront comme réchauffeurs.

Les empilages qui se correspondent à droite et à gauche du four sont reliés deux à deux par une série de quatre canaux 1′, 2′, 3′, 4′ parallèles à la devanture et situés au-dessous de la fosse à scories. A un niveau inférieur se trouvent cinq

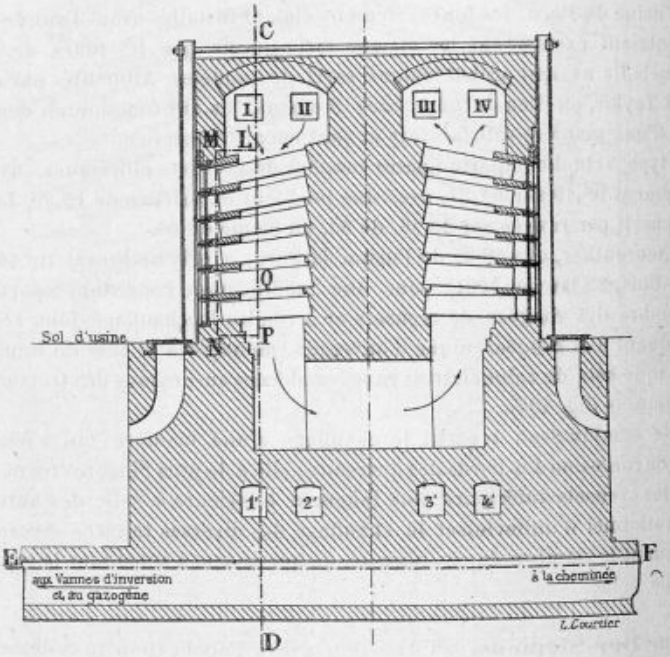


Fig. 207. — Four Dor-Siemens. — Coupe verticale R S.

canaux, perpendiculaires aux précédents; l'un d'eux, placé au milieu, communique avec la cheminée. Les quatre autres communiquent chacun avec un des quatre groupes d'empilages homologues; ils se réunissent deux par deux aux valves de distribution.

Ces dispositions un peu compliquées ont pour objet de faire disparaître l'inconvénient principal de l'ancienne disposition de Siemens, l'obstruction rapide des empilages par les scories et les débris de creusets. Ici ces débris tombent dans une fosse d'une capacité assez considérable pour que les nettoyages puissent être fort espacés les uns des autres.

Les empilages, de faible section horizontale et développés au contraire dans le sens vertical, peuvent se nettoyer facilement au moyen de brosses métalliques. En compensation, la position des brûleurs à la partie supérieure du

©BIU Santé

four risque de provoquer un coup de feu assez intense pour compromettre la résistance de la voûte.

En dehors de toute considération relative à la durée des campagnes, le four Dor-Siemens présente un défaut grave, qui lui est commun, d'ailleurs, avec l'ancien type d'Auby. La combustion se développe rapidement en haut de la première devanture et soumet les rangées supérieures de creusets à un coup de feu qui doit les détériorer. La chaleur sensible des gaz complètement brûlés s'épuise assez vite ; les rangées inférieures seront donc chauffées d'une manière à peine suffisante ; celles de la devanture opposée le seront encore

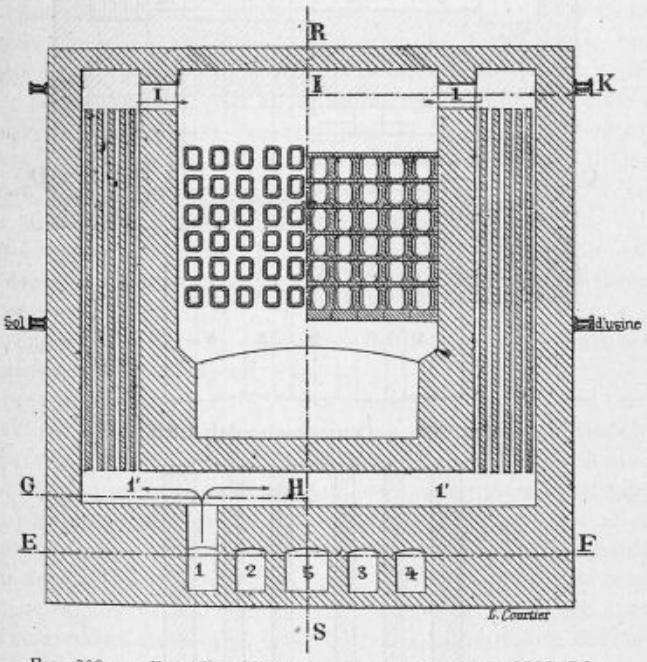


Fig. 208. — Four Dor-Siemens. — Coupe verticale CLMNPO.

moins, jusqu'au moment où l'inversion du courant gazeux viendra relever leur température, d'une manière axagérée peut-être. La difficulté qu'on éprouve à chauffer uniformément un grand nombre de rangées de creusets est commune à tous les fours belges ; elle se trouve aggravée dans les variantes du type Siemens comportant la circulation des flammes d'une devanture à l'autre, puisque cette combinaison a pour effet de doubler le nombre des rangées à chauffer.

Les oscillations de température, inhérentes au système Siemens, sont nuisibles à la bonne marche de la distillation, quand elles dépassent une certaine limite. Toute la chaleur fournie au creuset au-dessous de la température nécessaire pour la réduction du minerai n'est pas utilisée ; le temps pendant lequel la température s'est abaissée au-dessous de ce point est du temps perdu.

©BIU Santé

D'autre part, les variations considérables de température sont très nuisibles à la conservation des creusets ; il convient donc de les limiter autant que possible. On ne peut y parvenir avec le système Siemens, qu'en réduisant beaucoup

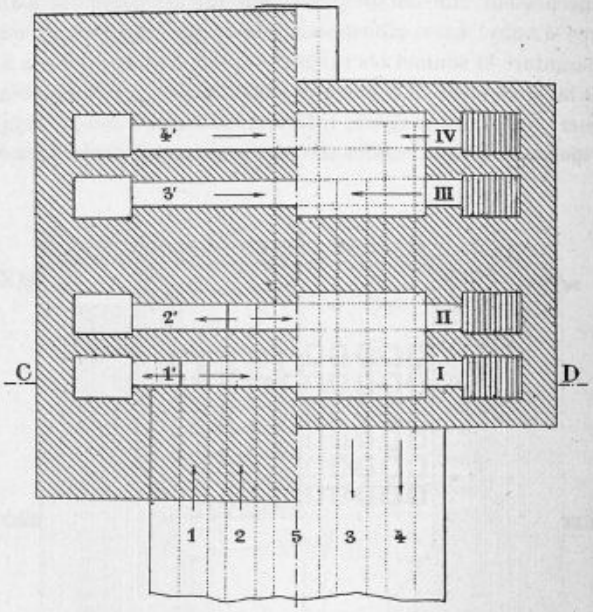


Fig. 209. — Coupe horizontale GHIK.

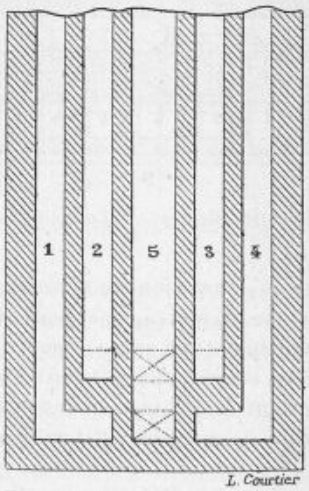


Fig. 210. — Four Dor-Siemens. — Coupe horizontale EF.

le nombre des rangées. Ces considérations expliquent le contraste apparent des résultats obtenus au moyen de ce système de chauffage d'une part avec le four belge, d'autre part avec le four à trois rangées de creusets (type rhénan).

©BIU Santé

CHAUFFAGE PAR LE CHARBON PULVÉRISÉ

Ce mode de chauffage a été expérimenté dans des conditions diverses. Dès 1842, il avait été appliqué au réchauffage du fer, par Sprung, de Leoben (*Kärnth. Ztschr.*, 1877, p. 222).

A première vue, il semble assez rationnel. Il pourrait en effet donner des résultats analogues à ceux que l'on obtient par la gazéification si les combustibles minéraux ne renfermaient pas en général une proportion de cendres assez élevée pour obstruer rapidement les chambres ou canaux où la combustion s'effectue. Son application à la métallurgie du zinc a été proposée, il y a longtemps déjà, par F.-W. Dähne, qui employait à cette effet un mode d'inversion du courant gazeux rappelant le système Siemens (*B. u. H. Ztg*, 1868, p. 7). L'appareil (fig. 211) se compose de deux fours belges accolés par l'arrière, surmontés d'un distributeur de poussier et munis, à leur partie inférieure, de deux chauffes F, F, qui ne servent qu'au moment de l'allumage. Ces chauffes communiquent avec la partie inférieure des laboratoires des deux fours par deux canaux qui permettent d'établir une communication directe entre les deux laboratoires.

Le distributeur de charbon pulvérisé constitue un des éléments caractéristiques du système. Il comprend :

1° Un broyeur A, formé d'une noix cannelée, tournant avec un jeu très faible dans une cavité de même forme, à parois également cannelées. Son axe se trouve dans le plan de symétrie du four, de manière à permettre l'écoulement du charbon pulvérisé, soit dans un des compartiments, soit dans l'autre, suivant la position occupée par une valve en fonte B qui peut osciller autour de son arête inférieure et occuper deux positions extrêmes dans lesquelles elle repose sur deux sièges inclinés de 45° environ de part et d'autre de la verticale ;

2° De deux canaux d'écoulement du gaz *h*, placés au-dessus des deux devantures ; le mouvement oscillant de la valve supérieure dirige le courant gazeux vers l'un ou l'autre de ces canaux ;

3° De deux compartiments remplis de traverses en terre réfractaire *c*, *c*, *c*, *c*, alternées en plan comme celles d'un four Gerstenhöfer, de manière à répartir le poussier de charbon d'une manière aussi uniforme que possible sur toute la section horizontale du laboratoire. Chacun de ces compartiments est immédiatement au-dessus du laboratoire de l'un des deux fours.

En haut et en bas de chacun de ces deux laboratoires, se trouve une rangée de creusets *b*, *b*, *b*, *b*, percés, sur leur face inférieure, de trous *i*, *i*, *i*, *i*, servant à l'admission de l'air à l'intérieur du four :

Chacun de ces creusets renferme un tube en terre réfractaire, de moindre diamètre, luté sur l'orifice antérieur et pénétrant jusqu'à une petite distance du fond. L'air pénètre par ce tube, s'échauffe en circulant dans l'intervalle qui existe entre sa paroi et celle du creuset perforé, et finit par déboucher dans le four.

Pour mettre l'appareil en train, on commence par le chauffer au moyen des

©BIU Santé

deux foyers inférieurs B, B; une fois le rouge vif atteint, on ferme hermétiquement les ouvertures desservant ces deux foyers et on débite le charbon pulvérisé dans un des deux compartiments du four. La combustion, commencée dans le distributeur supérieur, s'achève dans le laboratoire du four. Pour ralentir la chute, les creusets sont disposés en quinconce, suivant la disposition indiquée

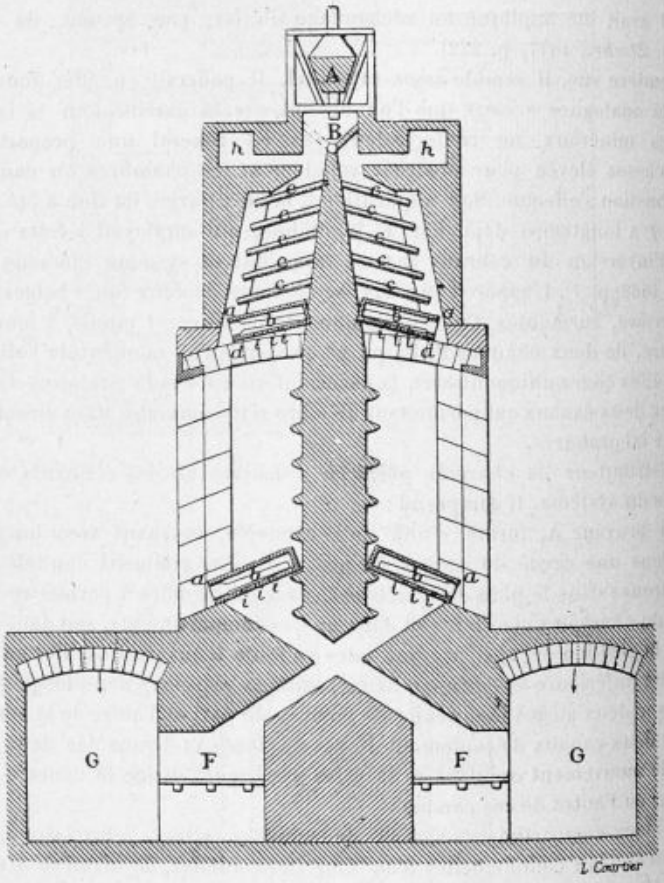


Fig. 211. — Four Dähne.

page 334. Les fragments de charbon doivent être complètement gazéifiés avant d'avoir atteint, dans leur chute, les rangées inférieures de creusets et avoir fourni une quantité importante d'oxyde de carbone.

Les gaz sortent par le bas du premier laboratoire, passent, par les canaux des chauffes d'allumage, dans la partie inférieure du deuxième laboratoire ; ils se brassent avec les jets d'air sortant de la rangée inférieure de creusets perforés, finissent de brûler pendant leur circulation ascendante et sortent finalement par la chambre de distribution et le collecteur de fumées situés à la partie supérieure de la deuxième devanture. Au bout d'une heure, on fait tourner de

©BIU Santé

90e la valve supérieure B, on ferme le canal d'évacuation des fumées, du côté où se faisait le tirage et on ouvre le canal symétrique ; on arrête l'admission de l'air par les deux rangées de creusets perforés qui avaient fonctionné pendant la période précédente et on débouche au contraire les deux autres : l'inversion des courants gazeux se produit comme dans un four Siemens.

Ce four aurait été, paraît-il, essayé à Letmathe et abandonné après une période assez courte, bien que, d'après l'inventeur, il eût permis d'économiser les trois cinquièmes du combustible que l'on consommait auparavant dans des fours belges du type ordinaire.

Il est probable que l'abandon du four Dähne a été motivé par la complication de ses dispositions, par la difficulté d'entretien de la valve d'inversion, par l'irrégularité du chauffage obtenu et surtout par les détériorations que subissaient les creusets au contact des cendres du combustible.

Brevet Hauzeur (2 décembre 1871). — Le système breveté, en 1871, par la Compagnie royale asturienne, sous le nom de son président, M. Hauzeur était combiné en vue d'éviter ce dernier inconvénient. Il comportait la combustion du poussier de charbon dans une chambre distincte, placée au-dessous du laboratoire du four ; le tirage était ascendant et continu, comme dans les fours ordinaires.

Les dispositions de détail que comporterait l'application pratique du système n'ont pas été précisées dans le brevet. La Compagnie asturienne ne semble d'ailleurs pas avoir fait de bien longues tentatives pour rendre ce mode de chauffage réellement pratique.

Plusieurs inventeurs sont revenus, à une date plus récente, sur la question du chauffage par injection de charbon pulvérisé, mais aucun ne semble s'être occupé spécialement du chauffage des fours à zinc.

FONCTIONNEMENT DES TYPES ACTUELS DE FOURS BELGES

Au cours de la description des divers types de fours belges actuellement en usage, nous avons indiqué les éléments caractéristiques du fonctionnement de chacun d'eux au point de vue technique et économique. Dans la plupart des cas, nous n'avons pu faire autre chose que de reproduire sans contrôle les chiffres fournis par les intéressés. Les résultats obtenus avec un même type de four à zinc peuvent d'ailleurs varier beaucoup suivant la nature des minerais traités, la qualité des charbons consommés, l'habileté du personnel, etc.

Les documents numériques, disséminés dans les pages précédentes, sont groupés ci-contre, sous la même forme que ceux concernant les anciens types silésiens ou belges et les fours silésiens actuellement en service.

Du rapprochement de ces divers éléments nous tirerons quelques conclusions générales sur les qualités respectives des types de fours belges employés en Europe. En ce qui concerne, les États-Unis, les renseignements fournis par les publications américaines ne sont pas assez complets pour permettre d'établir un tableau analogue.

Tableau des dimensions caractéristiques des fours belges (actuels).

	FOUR DOR		CORPHALIE	ENGIS	AUBY	ANGLEUR	FOUR LOISEAU — BLEYBERG
	AMPSIN	BLEYBERG					
Nombre de creusets par four	50	60	70	54 × 2	84 × 2	100 × 2	72 × 7
— de rangées de creusets	5	6	7	6 × 2	6 × 2	5 × 2	6 × 2
Longueur intérieure d'un creuset (longueur moyenne, en mètres)	1,24	1,25	1,25	1,25	1,30	1,30	1,34
Hauteur — — — —	0,209	0,209	0,21	0,20	0,17	0,22	0,209
Largeur — — — —	0,178	0,178	0,21	0,18	0,17	0,16	0,178
Section transversale intérieure (en mètres carrés)	0,0301	0,0301	0,0342	0,035	0,0227	0,0297	0,0301
Rapport de cette section au périmètre	0,050	0,050	0,050	0,0524	0,0425	0,0477	0,050
Capacité intérieure d'un creuset (en mètres cubes)	0,0373	0,0376	0,0428	0,0437	0,0296	0,0386	0,0403
— de l'ensemble des creusets (en mètres cubes) (V)	1,87	2,26	3,00	5,16	4,96	7,72	5,8
Hauteur intérieure du four (en mètres)	2,15	2,30	2,60	2,35 × 2	2,30 × 2	2,25 × 2	2,50 × 2
Longueur intérieure du four (en mètres)	4,40	3,40	4,00	3,00	4,30	6,50	4,15
Profondeur intérieure (perpendiculaire à la devanture)	1,20	1,20	1,20	1,20	1,25	1,25	1,20
Volume intérieur (en mètres cubes) (v)	8,78	10,20	12,48	16,9	24,70	36,5	24,90
Valeur du rapport $\frac{V}{v}$	4,75	4,60	4,16	3,27	4,96	4,74	4,3
Longueur de la grille (en mètres)	2,40	2,40	1,00	2,60	2,50	0,75	0,70
Largeur — —	0,45	0,45	0,80	0,40	0,50	1,30 × 2	2,50
Surface — (en mètres carrés) (S)	1,18	1,18	0,80	1,04	1,25	1,95	1,75
Valeur du rapport $\frac{V}{S}$	7,45	8,64	15,6	16,2	19,7	18,7	14,2
Profondeur moyenne de la chauffe	1,00	1,00	2,0	1,00	1,50	2,50	1,10
Poids de houille brûlé par mètre carré de grille et par heure (en kilogrammes)	65	75	1,60	150	1,60	120	175

©BIU Santé

Encyclopédie chimique.Tome V.- Applications de la chimie inorganique. 2eme ... - page 497 sur 841

©BIU Santé

Charge de minerai par four (en kilogrammes).	1.250	1.500	1.900	2.700	3.360	4.500	4.000
— — par creuset (en kilogrammes).	25	25,0	27,2	25	20	22,5	27,8
— — par mètre cube de capacité des creusets (en kil.)	670	668	635	580	700	583	690
Rapport (en poids) du charbon de mélange au minerai.	0,32	0,37	0,42	0,40	0,30	0,46	0,35
Charge totale par four.	1.650	2.060	2.700	3.880	4.370	6.560	5.400
— totale par creuset.	33	34,4	38,8	35	26	32,9	37,5
— par mètre cube de capacité de creusets.	885	910	900	810	910	850	930
Production de zinc par charge.	606	535	845	1.040	1.510	1.800	2.460
Teneur du minerai (calciné ou grillé).	0,52	0,425	0,48	0,45	0,50	0,46	0,425
Rendement —	0,485	0,382	0,445	0,385	0,45	0,40	0,365
Écart rapporté au poids du minerai.	0,035	0,042	0,035	0,065	0,05	0,06	0,06
— — — du zinc contenu.	0,067	0,10	0,073	0,145	0,10	0,13	0,14
Poids d'un creuset (sec) en kilogrammes	56	56	70	60	60	58	65
Durée moyenne d'un creuset (en jours).	25	30	24	26,5	35	28	28,5
Consommations							
Par four et par charge — Charbon de mélange.	400	570	800	1.000	1.010	1.160	1.400
— de chauffe.	1.875	2.170	3.300	3.780	4.700	5.500	6.600
— total.	2.475	2.740	4.100	4.780	5.710	6.660	8.000
Nombre de creusets.	2	2,25	2,9	4,5	4,8	5,58	5
— de journées d'ouvrier.	3	3	4	6	7	11	7,5
Par tonne de minerai — Charbon de mélange.	320	370	420	370	300	460	350
— de chauffe.	1.500	1.400	1.735	1.400	1.400	1.225	1.650
— total.	1.820	1.770	2.155	1.770	1.700	1.685	2.000
Nombre de creusets.	1,6	1,5	1,53	1,67	1,43	1,24	1,25
calciné ou grillé — Poids correspondant de pâte réfractaire (en kilogrammes).	90	84	107		86	72	81
Nombre de journées d'ouvrier.	2,4	1,93	2,11	2,22	2,06	2,42	1,88
Par tonne de zinc produit — Charbon de mélange.	780	1.030	930	960	670	1.150	960
— de chauffe.	3.150	3.910	3.950	3 640	3.110	3.030	4.325
— total.	3.940	4.940	4.900	4,600	3.780	4.180	5.485
Nombre de creusets.	3,37	4,05	3,44	4,7	3,18	3,1	3,43
Poids correspondant de pâte réfractaire (en kilogrammes).	190	225	240	250	190	180	225
Nombre de journées d'ouvrier.	5,06	5,4	4,75	6,25	4,6	6,1	4,95

Encyclopédie chimique.Tome V.- Applications de la chimie inorganique. 2eme ... - page 498 sur 841

©BIU Santé

Composition et état physique des minerais traités. — On a vu qu'en Silésie, par suite de l'appauvrissement des gîtes superficiels, la teneur moyenne des minerais traités s'était abaissée d'une manière continue jusque vers 1875, pour se relever ensuite jusqu'à 25 et 30 0/0, grâce à l'introduction dans les charges d'une proportion croissante de blendes grillées.

En Belgique, on n'a pas eu à constater de semblables variations. L'appauvrissement ou l'épuisement des gisements locaux n'ont pas modifié sensiblement les conditions de fonctionnement des usines à zinc parce que ces usines ont pu s'approvisionner de minerais riches en Espagne, en Sardaigne, etc. Certaines d'entre elles ont cherché à maintenir aux environs de 50 à 52 0/0 la teneur moyenne des charges. D'autres ont préféré au contraire laisser descendre cette teneur à 45 ou même à 40 0/0.

Lorsqu'on dispose d'un bon personnel ouvrier, le traitement de minerais riches est avantageux, en ce sens qu'il permet de réduire au minimum l'écart ainsi que la consommation de creusets par tonne de minerai, sans augmentation sensible des autres frais de traitement.

Avec les charges à faible teneur les pertes sont relativement élevées; mais les formules d'achat des minerais sont établies de manière à tenir compte de cet inconvénient. En compensation, le traitement de minerais pauvres présente, pour un personnel médiocrement expérimenté, moins de difficultés que celui de minerais à haute teneur. Il élargit d'ailleurs beaucoup les bases d'approvisionnement de l'usine; cette dernière considération présente un réel intérêt lorsqu'on doit soutenir une grosse production.

L'ampleur du marché des minerais de zinc en Belgique permet aux établissements de ce pays de régler à peu près à volonté, par voie de mélanges, non seulement la teneur moyenne des charges, mais aussi la proportion moyenne des éléments, autres que le zinc, contenus dans ces charges. D'une manière générale, la composition du mélange, et par suite celle des résidus de distillation, doivent rester comprises entre certaines limites.

L'augmentation de la résistance des creusets à la corrosion, due à l'introduction du procédé de fabrication à la presse, permet de traiter des minerais beaucoup plus plombeux et plus ferrugineux qu'autrefois. Il y a une trentaine d'années, la société de la Vieille-Montagne refusait tous les minerais tenant plus de 5 0/0 de plomb; aujourd'hui, il n'est plus question d'imposer une pareille limite. On ne saurait cependant, sans inconvénients graves, traiter des mélanges où la proportion des éléments basiques serait trop élevée par rapport à celle des éléments acides; on s'exposerait ainsi à une corrosion très rapide des creusets ou des moufles. Nous reviendrons, dans un chapitre spécial, sur cette question de la préparation des mélanges, qui intéresse toutes les usines à zinc.

Les calamines arrivent souvent à l'état calciné et en gros morceaux; on les broie et on les tamise ensuite à travers des mailles de $0^m,002$ à $0^m,003$ d'ouverture.

Les blendes sont reçues ordinairement à l'état cru; elles sont broyées de manière à passer à travers des mailles de $0^m,0015$ à $0^m,003$, suivant les cas, puis soumises au grillage, soit à feu nu, soit en moufles, pour la fabrication de l'acide sulfurique.

©BIU Santé

A l'opposé de ce qui se passe en Silésie, on ne charge dans les creusets que des matières complètement calcinées ou grillées et finement broyées. On les mélange avec une proportion de charbon anthraciteux qui est comprise entre le tiers et la moitié de leur poids. Ce charbon est livré aux usines à zinc à l'état de fines déjà tamisées aux mines ; quelquefois il est remis tel quel aux ouvriers, qui le mélangent eux-mêmes avec le minerai. Aujourd'hui on préfère, en général, livrer au personnel le mélange tout préparé et prêt à charger dans les creusets ; on emploie pour cette préparation des broyeurs centrifuges marchant à vitesse réduite.

La densité de chargement varie entre 0,85 et 0,93 dans les usines belges ; elle est comprise entre 0,7 et 0,86 dans les usines silésiennes.

Conduite du travail. — L'organisation générale du personnel des fours belges est restée, en général, la même qu'autrefois, le brigadier conservant la responsabilité entière de la direction du travail et restant près du four pendant toute la durée du traitement d'une charge, c'est-à-dire pendant vingt-quatre heures. Dans certaines usines, les grands manœuvres ou les chauffeurs (fours d'Ougrée) font des postes de même durée. A Angleur, le personnel travaille par périodes de douze heures, bien que la durée de la distillation soit de vingt-quatre heures : ce mode d'organisation du travail est moins pénible pour les ouvriers que le mode ordinaire, mais il semble donner des résultats un peu moins satisfaisants au point de vue économique.

Nous avons donné (p. 349 à 356) assez de détails sur les diverses variantes que comportent le tirage du zinc, le décrassage et le chargement des creusets pour n'avoir rien à ajouter à ce sujet. Pour atténuer le rayonnement de la devanture, on a installé, dans un grand nombre d'usines, des rideaux en tôle pouvant monter et descendre devant celle-ci et ayant une hauteur suffisante pour masquer deux ou trois rangées de creusets. Des contrepoids facilitent le déplacement de ces rideaux, effectué à la main. On n'a d'ailleurs apporté, en Belgique, aucune modification ni au tirage du zinc, ni au mode de chargement des creusets.

Aux États-Unis, on a fait quelques tentatives pour effectuer le chargement par des procédés mécaniques, notamment par entraînement du mélange pulvérulent au moyen d'un jet de vapeur : elles semblent avoir eu peu de succès jusqu'ici. Le décrassage par injection de vapeur ou même d'eau pulvérisée est, au contraire, fort usité dans le district de l'Ouest, où les résidus restent d'ordinaire incohérents et non agglomérés, la distillation une fois terminée.

Un appareil breveté récemment (24 juillet 1900, brevet n° 654516 des États-Unis) par M. Charles Chapman en vue de faciliter le travail du personnel, paraît présenter un caractère plus pratique. L'élément principal de cet appareil (*The Mineral Industry*, t. IX, p. 680) est un système de deux rideaux métalliques en tôle, se déplaçant non pas verticalement, comme en Belgique, mais horizontalement, et laissant entre eux un intervalle correspondant à trois files verticales de creusets (fig. 212 et 213). Les rideaux (DD'-DD') sont reliés entre eux par deux traverses, une supérieure et une inférieure ; cette dernière est bombée vers le four dans l'intervalle entre les rideaux. Le tout forme un système unique, suspendu par deux galets à gorge qui roulent, à une hauteur de 2m,80,

©BIU Santé

sur la tranche d'un fer plat B, supporté lui-même par des potences fixées sur les armatures du four, au-dessus de la devanture de celui-ci. En bas, le guidage est assuré par deux galets s'appuyant contre une bande de fer appliquée sur la devanture, à 0m,20 environ au-dessus du sol d'usine.

Chacun des rideaux se compose d'une partie fixe D et d'une partie mobile D

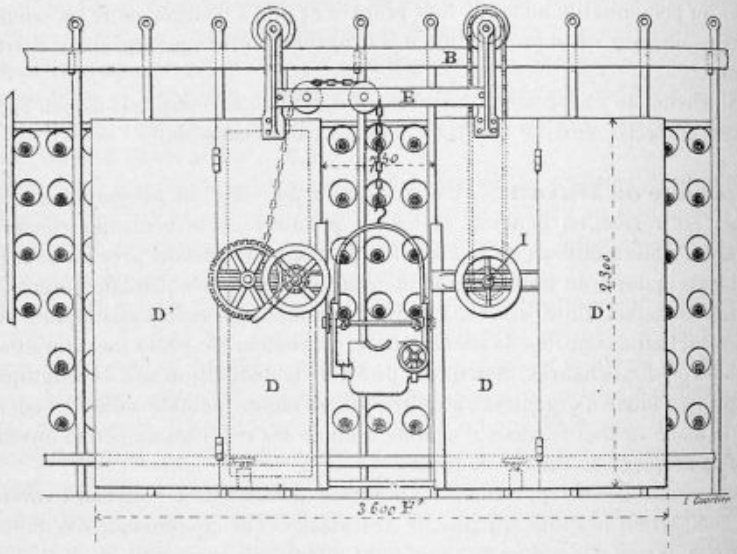


Fig. 212. — Appareil Chapman. — Vue de face.

articulée sur des charnières formant axe vertical. La hauteur commune est de 2m,78, la largeur des panneaux fixes, de 0m,66, celle des panneaux articulés, de 0m,76. L'intervalle médiane a une largeur de 0m,76 également.

Le mouvement de translation du système est obtenu au moyen d'un volant I commandant par l'intermédiaire d'une chaîne de Galle le galet de roulement placé verticalement au-dessus de lui.

Dans l'intervalle entre les deux panneaux se trouve une poche de coulée munie de deux becs opposés et suspendue à une traverse horizontale guidée à ces deux extrémités par les ailes des fers en U, qui consolident de ce côté les bords des rideaux en tôle. Cette traverse est suspendue à une chaîne qui passe sur une poulie supérieure E, et est renvoyée ensuite par une deuxième poulie sur un treuil à engrenage installé sur la gauche du système. En manœuvrant le treuil, on peut faire monter ou descendre à volonté la poche destinée à recevoir 180 kilogrammes de zinc.

Il faut bien remarquer que la poche n'est pas simplement suspendue à la traverse supportée par le treuil; s'il en était ainsi, celui de ses becs qui est tourné vers le four accrocherait l'extrémité des tubes au cours de ses déplacements verticaux. La suspension se fait par l'intermédiaire d'un double levier articulé M : quand celui-ci est dans une position horizontale, le centre de gra-

©BIU Santé

vité de la poche est en avant du plan du rideau ; il revient se placer sur ce plan quand on met les leviers M dans la position verticale.

La première position est celle qui correspond aux déplacements verticaux de la poche ou à la coulée en lingotières; la deuxième est celle que l'on doit donner au levier pendant que l'on effectue les tirages de zinc au grattoir.

Un volant, avec vis sans fin calée sur son arbre, permet d'incliner la poche à volonté, soit pour faciliter l'opération du tirage, soit pour opérer la coulée du zinc en lingotières.

On peut enlever la poche lorsqu'on veut utiliser le rideau mobile pour protéger les ouvriers pendant les opérations de décrassage et de chargement. Les organes mobiles de ce rideau sont portés normalement à une température élevée; aussi a-t-on eu recours autant que possible à des roulements sur billes pour faciliter leurs mouvements.

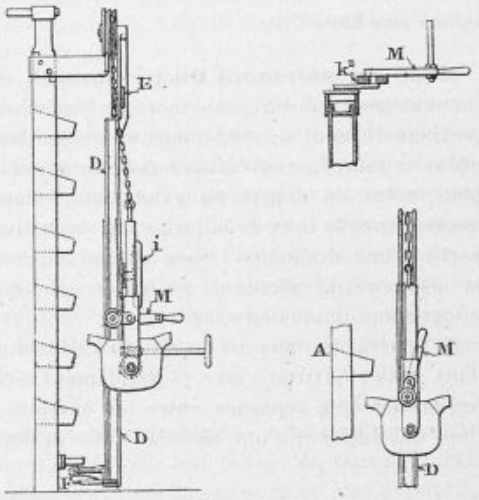


Fig. 213.
Appareil Chapman. — Vue latérale et détail.

Le poids de l'appareil est de 680 kilogrammes; il coûterait, paraît-il, 125 dollars (soit 650 fr. environ). Il est employé assez couramment pour le service des fours à gaz de grande longueur, à Iola, Gas City et Cherryvale (Kansas). Leur usage ne semble pas devoir faciliter beaucoup le travail; de quelque manière que celui-ci soit conduit, par rangées horizontales ou par files verticales, les manœuvres de la poche seront toujours lentes. De plus, la coulée en lingotières, facile pour les rangées inférieures, le sera beaucoup moins pour les rangées élevées.

Un appareil analogue avait été breveté antérieurement (21 mars 1899) par W. et J. Lanyon.

A La Salle (Illinois) et à Laharpe (Kansas), on recueille le zinc liquide dans une grande poche supportée par une grue roulante, circulant elle-même sur une voie parallèle aux devantures.

Dans la première de ces usines, on fait circuler sur la même voie un véhicule spécial sur lequel se placent les ouvriers chargés du décrassage. Ils sont protégés contre le rayonnement du four par un écran présentant vers son milieu une rainure par laquelle passent les manches des râbles ou des herpais. Des poulies à gorge, installées à divers niveaux dans cette rainure, supportent les outils.

Travail imposé au personnel. — Le travail que doit effectuer chaque ouvrier, pendant la période de chargement, diffère peu de ce qu'il était à l'origine de la méthode. Il varie normalement entre 1.000 et 1.150 kilogrammètres,

©BIU Santé

mais dépasse sensiblement cette dernière limite dans le cas des fours Dor à six rangées et des fours Loiseau. Les chiffres correspondant à ces deux types sont respectivement de 1.400 et de 2.000 kilogrammètres. La valeur considérable du dernier correspond à cet abaissement exceptionnel de la dépense de main-d'œuvre par tonne traitée que M. Loiseau revendiquait comme un des avantages essentiels de son système. Il semble difficile qu'elle puisse être atteinte régulièrement, en travail courant.

Le poids de mélange à manipuler varie entre 850 et 1.350 kilogrammes par ouvrier de four; chacun de ces ouvriers doit desservir de 25 à 34 creusets, soit une trentaine en moyenne. Le travail exigé du personnel est sensiblement le même aux Etats-Unis.

Mode de paiement du personnel. — Les ouvriers qui desservent les fours belges reçoivent, en dehors de leur salaire fixe, des primes calculées proportionnellement au rendement en métal dépassant un certain chiffre de base qui varie lui-même suivant la teneur du minerai traité. Quelques usines prennent pour point de départ un rendement relativement faible et réduisent en conséquence le taux de la prime par kilogramme de métal. D'autres préfèrent partir d'une évaluation assez voisine du rendement obtenu réellement par la moyenne du personnel et élever en conséquence le taux des primes par kilogramme obtenu en excédent.

En général, ce taux est de 0 fr. 10 à 0 fr. 15 par kilogramme, pour un écart de deux unités environ entre le rendement réel moyen et le rendement de base. Ces primes sont réparties entre les ouvriers de l'équipe suivant des proportions qui diffèrent d'une usine à l'autre et dont voici quelques exemples :

	FOUR DOR	FOUR LIÉGEOIS	FOUR D'ENGIS
Brigadier	0,8	0,5	0,6
Grand manœuvre	0,2	0,4	0,2
Petit manœuvre	»	0,1	0,1
— —	»	»	0,1
	1,0	1,0	1,0

	FOUR LOISEAU
Chauffeur	0,30
1er Brigadier	0,28
2e Brigadier	0,26
Petit manœuvre	0,16
	1,00

D'autres fois on préfère relever les salaires fixes et, en compensation, diminuer les primes et les abaisser à 0 fr. 06 par kilogramme de zinc, par exemple.

Le total des frais de main-d'œuvre par tonne de zinc varie sensiblement d'une usine à l'autre; il est ordinairement comptés entre 16 et 20 francs par tonne de minerai.

Perte au traitement. — Pour les usines traitant des minerais achetés sur la base de formules laissant une marge de bénéfice relativement limitée, ce

©BIU Santé

qui est le cas ordinaire des usines belges, la perte au traitement est un des éléments les plus importants au point de vue économique, surtout quand le cours du métal est élevé. Elle varie très sensiblement non seulement d'une usine à l'autre, mais même d'un exercice à l'autre dans une même usine.

L'écart oscille en général, dans les usines belges, entre 0,09 et 0,11 de la teneur ; mais il peut s'abaisser jusqu'à 0,07 dans certains établissements traitant des minerais riches et disposant d'un excellent personnel. Inversement, il dépasse parfois 0,13 si les minerais tiennent seulement 40 à 42 0/0 de zinc et si le personnel est de valeur médiocre.

La discussion des causes de perte sera développée plus loin ; elle fera ressortir les différences considérables qui existent à cet égard entre les usines belges et les usines silésiennes.

Consommation de combustible. — Les progrès ont été relativement faibles en Belgique ; en ce qui concerne la consommation de combustible par tonne de minerai ; le coefficient ne s'est pas sensiblement modifié depuis quarante à cinquante ans. L'absence d'économies sur ce chapitre est compensée, il est vrai, par l'obtention régulière, de températures plus élevées dans le laboratoire des fours et pas une diminution considérable de l'*écart* au rendement.

L'application de la récupération de la chaleur permettrait peut-être de concilier les préoccupations de cet ordre avec celles relatives à l'économie de combustible, mais cette application est difficile à concilier avec les dispositions essentielles du type belge.

Durée moyenne des creusets et des allonges. — La durée moyenne des creusets a doublé depuis quarante ans ; elle est passée de quinze jours à trente, bien que les minerais traités soient plus ferrugineux et plus plombeux qu'autrefois. La résistance supérieure des creusets actuels tient surtout à la suppression du moulage à la main et à son remplacement par l'étirage à la presse, permettant l'emploi de pâtes moins plastiques, mais plus réfractaires. Le chauffage au gaz a également contribué à ce progrès.

Les *tubes* ou allonges durent une dizaine de jours en moyenne.

Durée des campagnes. — Les fours belges font ordinairement des campagnes de deux années ; on peut porter ce chiffre à deux ans et demi ou même à trois ans en procédant, sans mettre hors feu, à des réfections partielles soit des parois du foyer, soit des assises saillantes supportant l'arrière des creusets. Les avantages de cette manière de procéder sont plus apparents que réels ; les réparations exécutées dans de pareilles conditions refroidissent considérablement le four, disloquent ses parois et font casser un grand nombre de creusets.

La durée des campagnes des fours d'Engis est inférieure à celle des autres fours belges et n'atteint pas un an.

On peut admettre qu'un groupe de fours belges fonctionne utilement 330 jours par an, en moyenne.

©BIU Santé

FRAIS DE PREMIER ÉTABLISSEMENT

Les frais de premier établissement des fours belges varient naturellement suivant le type adopté et suivant les prix élémentaires des matériaux rendus à l'usine. Nous nous bornerons donc à citer deux exemples correspondant à deux types d'un usage assez fréquent.

	MASSIF de quatre fours BOR	MASSIF de deux fours LOISEAU (avec gazogène)
Nombre de creusets en service	240	288
Poids de minerai traité annuellement (en tonnes).	2.000	2.700
Frais de construction (en francs)	32.000 »	40.000
— par tonne traitée annuellement	16f »	14f,80

Ces chiffres ont été établis dans les mêmes conditions que pour les types *silésiens*, c'est-à-dire sans tenir aucun compte des dépenses de construction de la halle.

FRAIS DE TRAITEMENT AU FOUR BELGE

Comme complément à la description de chacun des types de fours belges, nous avons donné des chiffres qui permettent d'évaluer approximativement les frais de traitement par tonne de minerai quand on connaît les prix des matières premières et de la main-d'œuvre. Les diverses usines belges sont, à cet égard, dans des conditions assez diverses; on ne saurait donc établir, en ce qui les concerne, une évaluation moyenne des frais de fabrication, comme on peut le faire pour les usines silésiennes.

Nous nous bornerons à citer un exemple particulier, pris dans une usine traitant un minerai à la teneur de 48 0/0, avec un écart de 11 0/0 environ, et dans des conditions économiques moyennes.

	PAR TONNE DE MINERAI	
	Quantités	Valeur
Charbon de chauffe (à 11 francs la tonne)	1t,500	17f,80
— de réduction (à 5f,50 la tonne)	0 ,545	3 ,00
Creusets (à 2f,30 la pièce)	1,30	3 ,00
Tubes (à 0f,20)	4,5	0 ,90
Produits réfractaires (à 35 francs la tonne)	0t,083	1 ,15
Divers		1 ,50
Main-d'œuvre et frais généraux d'usine		19 ,50
		46f,85
Frais généraux et amortissement		9 ,00
		55f,85

Ces chiffres correspondent à une période relativement récente, caractérisée

©BIU Santé

par une élévation exceptionnelle des prix de toutes les matières premières et spécialement du combustible. Pour avoir une évaluation moyenne, il conviendrait d'abaisser de quelques francs le total des frais par tonne.

Pendant la période de dépression industrielle, qui s'est étendue de 1884 à 1888, on pouvait se procurer du charbon de chauffe à 8 ou 9 francs la tonne et des fines maigres à 3 francs; les frais de traitement avaient pu être abaissés au-dessous de 45 francs par tonne de minerai.

Pour se rendre compte des résultats économiques obtenus par une usine déterminée, il faut connaître non seulement les frais de traitement par tonne, mais aussi l'*écart* sur la teneur. Au cours de £. 18 à Londres, soit de 450 francs par 1.000 kilogrammes, cours qui représente approximativement la moyenne des vingt dernières années du XIX^e^ siècle, une perte d'une unité représente 4 fr. 50; si la teneur du minerai est de 50 0/0, les variations de la valeur relative de l'*écart* d'une usine à l'autre représentent facilement 4 unités, soit 18 francs, et peuvent compenser des différences très sensibles sur les frais directs de traitement.

C'est là une considération d'une importance toute particulière pour les usines belges, qui achètent leurs minerais d'après des formules pouvant se ramener au type général

$$V = P(T - E) - F$$

où V représente la valeur de la tonne de minerai à Anvers;

P, le cours de la tonne de zinc à Londres, dans le cours du mois de livraison, avec ou sans déduction, suivant les cas, d'un escompte de 2 1/2 0/0;

T, la teneur du minerai;

E, l'écart au rendement rapporté au poids du minerai, ou ramené à cette forme, s'il est rapporté, dans le marché, au poids du zinc contenu;

F, les frais de traitement par tonne;

ces deux derniers coefficients étant arrêtés conventionnellement à l'origine du marché.

Avec des formules de ce type, le fondeur tire principalement son bénéfice de la différence entre les valeurs conventionnelles de E et de F et les valeurs réelles de ces deux coefficients : la hausse et la baisse des cours du métal ne l'intéressent que par l'influence qu'elles exercent, d'une part, sur la valeur de l'excès de rendement obtenu sur le métal, d'autre part, sur celle des approvisionnements de minerai ou de métal qu'il est obligé d'entretenir à l'usine. L'importance de ces approvisionnements peut amener les fondeurs à spéculer sur les variations des cours du métal; mais leur véritable bénéfice industriel est en dehors de ce genre d'opérations.

Dans certains cas particuliers, les marchés sont rédigés de manière à associer le fondeur aux risques de la hausse et de la baisse; mais, en général, c'est l'exploitant de mines qui supporte directement les conséquences des oscillations des cours du zinc. Les fondeurs belges se trouvent donc dans une situation toute différente de celle des grands producteurs silésiens, exploitant eux-mêmes le minerai et le charbon dont ils ont besoin. La hausse du zinc leur est avantageuse,

©BIU Santé

comme à ces derniers; mais, dans une mesure beaucoup plus restreinte. Les bénéfices qu'ils devraient retirer de l'augmentation de valeur de leurs stocks peuvent d'ailleurs se trouver considérablement réduits par une hausse simultanée du charbon.

Les considérations que nous venons d'exposer s'appliquent non seulement aux usines belges, mais aussi à toutes les usines de l'ouest de l'Europe ; elles montrent l'impossibilité d'établir, pour cette région, un prix moyen de revient du zinc, comme on peut le faire pour la Haute-Silésie.

FOURS SILÉSIENS A DEUX RANGÉES DE MOUFLES

En s'introduisant dans la région rhénane (Stolberg), en Belgique (Valentin-Cocq et Flône), et enfin en Angleterre (Llamsamlet), le four silésien avait subi des modifications assez importantes, qui ont été décrites dans un chapitre précédent (p. 250 à 259). Le tirage renversé avait remplacé le tirage direct; un système de condensation dérivé du tube belge s'était substitué à l'ancienne botte silésienne.

L'utilisation de la capacité intérieure du four restait assez défectueuse. Vers 1860, on se préoccupa de l'améliorer en installant dans le laboratoire une deuxième rangée de moufles, superposée à la première. Deux brevets fondés sur ce principe furent pris en France au cours de l'année 1861, l'un, le 6 mai, par M. Ernest Garnier, propriétaire de l'usine à zinc de Viviez (Aveyron), l'autre, le 12 septembre, par la Société anonyme des mines et fonderies d'Eschweiler, près Stolberg.

L'idée n'était peut-être pas tout à fait nouvelle, même à cette époque, comme le reconnaissait la Société d'Eschweiler dans sa demande de brevet ; la difficulté était de la réaliser d'une manière réellement pratique et d'imaginer, pour les supports soutenant l'arrière des moufles supérieurs, une disposition qui présentât les garanties de solidité et les facilités de réparations nécessaires en pareil cas.

On pouvait d'abord se demander s'il suffisait de supporter les moufles à leurs deux extrémités ou s'il ne fallait pas recourir à l'emploi de supports intermédiaires.

La première solution fut indiquée dans les deux brevets pris en 1861; elle est restée en usage dans toutes les usines de l'Europe occidentale. La deuxième a été appliquée en Silésie, à une date récente, dans les rares usines qui se sont décidées à installer dans leurs fours une deuxième rangée de moufles.

Le choix entre les deux systèmes dépend de la qualité des matériaux réfractaires et de la longueur que l'on donne aux moufles.

Pour la construction des supports réfractaires placés à l'intérieur du four, on peut imaginer diverses combinaisons. La plus simple aurait consisté à placer, de part et d'autre de la chauffe, un mur percé de quelques ouvertures et

©BIU Santé

supportant l'extrémité d'arrière des moufles supérieurs. Cette solution relativement simple a été adoptée dans certains types de construction récente ; elle avait été écartée à l'origine comme ne permettant pas d'assurer convenablement l'uniformité de chauffage des deux rangées de moufles. Sous l'influence de cette préoccupation, on avait adopté, pour les supports d'arrière comme pour ceux d'avant, une disposition rappelant celle des taques et des piliers de la devanture du four belge. Dans le brevet de la Société d'Eschweiler, l'analogie est complète, autant du moins qu'on peut en juger d'après les dessins seulement et en l'absence d'indications précises dans le texte. Les supports étaient constitués par des traverses horizontales en terre réfractaire, posées sur des piliers verticaux ; la seule différence avec les éléments réfractaires de la devanture des fours belges consistait en une augmentation notable de la section des pièces de l'une et de l'autre catégorie.

Dans le brevet Garnier, au contraire, les traverses horizontales étaient remplacées par de petites voûtes en briques formées de trois ou de cinq voussoirs seulement. Un certificat d'addition, en date du 20 janvier 1862, revendiquait la substitution facultative de traverses horizontales aux voûtes décrites dans le brevet original. En même temps le nombre de moufles par embrasure était réduit à deux, alors qu'il était de trois dans le brevet original.

Le type de four silésien à deux rangées de moufles, désigné parfois sous le nom de four Defawe, du nom de l'ingénieur qui l'avait installé à Eschweiler, n'a reçu qu'un nombre assez restreint d'applications ; il avait à peu près disparu lorsqu'il a été remis en usage, à une époque récente, par les usines silésiennes. Combiné avec des modes divers de chauffage, il a donné naissance à plusieurs types secondaires que nous allons décrire.

Fours à double rangée de moufles, avec chauffage Mentzel-Boétius. — Le système de chauffage caractérisé par la circulation de l'air secondaire dans des canaux ménagés à l'intérieur des parois du gazogène avait été appliqué aux fours silésiens par Mentzel, dès 1845 (p. 372). Il a été revendiqué par Boétius, vingt ans plus tard comme une invention nouvelle (brevet français n° 67607, du 22 mai 1865). Quelques années plus tard encore, il était appliqué au chauffage de fours silésiens à double rangée de moufles dans les usines de Dortmund (Westphalie) et de Brixlegg (Tyrol).

La première a employé exclusivement des fours de 136 moufles. La deuxième a eu des fours de ce modèle et d'autres de 80 moufles seulement. C'est le premier que nous allons décrire (Pl. XVI).

Les moufles des deux rangées avaient une largeur uniforme de $0^m,14$, mesurée intérieurement ; leur hauteur, comptée de même, était de $0^m,38$ pour la rangée inférieure et de $0^m,44$ pour la rangée supérieure. L'épaisseur des parois était constante sur tout le pourtour et égale à $0^m,03$.

La gueule des moufles présentait, à $0^m,18$ au-dessous du sommet de sa partie cintrée, deux saillies d'environ $0^m,01$, destinées à supporter non pas une traverse horizontale sur laquelle aurait reposé l'allonge, comme en Silésie, mais bien l'allonge elle-même. Pour fermer la partie inférieure de la gueule du moufle, on se servait d'une plaque rectangulaire en tôle, recouverte de pâte

©BIU Santé

réfractaire; au bout de peu de temps, la pâte était suffisamment cuite pour qu'on pût retirer la plaque qui avait servi à la mettre en place.

La rangée inférieure du moufle s'appuyait à l'arrière sur une banquette de 0m,30 de large, légèrement surélevée par rapport à la sole, de manière à donner aux moufles une inclinaison de 4°. La rangée supérieure était supportée de ce côté par des arceaux larges de 0m,30 et épais de 0m,10 en moyenne, dont la face supérieure était inclinée de 6 degrés sur l'horizon, comme les génératrices des moufles. Ceux-ci s'appuyaient en avant sur des taques réfractaires ayant de 0m,20 de largeur sur 0m,06 seulement d'épaisseur.

Les deux rangées étaient espacées verticalement de 0m,60; la largeur intérieure des embrasures était de 0m,55 et leur profondeur de 1m,03. Des piliers réfractaires de 0m,11 d'épaisseur séparaient ces piliers supportant de petites voûtes en plein cintre, épaisses de 0m,24, contre lesquelles venait s'appuyer la voûte, en arc surbaissé, qui recouvrait le laboratoire; cette voûte, de même épaisseur, avait une portée de 3m,85.

Les piliers des arceaux recevant l'arrière des moufles avaient 0m,12 d'épaisseur les arceaux eux-mêmes étaient surbaissés et formés de voussoirs multiples.

Chaque embrasure était surmontée d'une petite cheminée rectangulaire, de 0m,80 de haut, comprise dans un intervalle de 0m,35 resserré entre deux murs de pareille hauteur montés l'un à l'aplomb même de la devanture, l'autre vers le milieu des embrasures; la communication de l'embrasure avec la cheminée se faisait par une ouvreau ménagé dans la voûte. Cette disposition facilitait le dégagement des fumées produites au cours du travail.

Les fours à 80 moufles possédaient deux gazogènes, placés sur les petits côtés du four; les fours à 136 moufles en avaient un de plus, placé au milieu d'une des devantures, avec un orifice de chargement débouchant dans le soubassement de celle-ci. Cette disposition gênait un peu le service des moufles; c'est cependant celle qui semble avoir donné les meilleurs résultats.

Le four à 136 moufles (Pl. XVI) forme en plan un massif rectangulaire ayant extérieurement 12m,40 sur 5 mètres; chacune de ses devantures, comprenant 17 embrasures, a 11m,20 de long. Les trois chauffes ont des dimensions identiques; leur grille, formée de barreaux droits, inclinés de 15° environ sur l'horizon, présente une longueur de 1m,25 suivant la pente qui est, et une largeur qui est, dans le sens perpendiculaire, de 0m,65 pour les foyers intérieurs et de 0m,84 pour celui du milieu. La paroi antérieure, inclinée à 55°, se termine à 1m,32 de distance de la voûte. Dans celle-ci est pratiquée une ouverture rectangulaire, *ggg*, de 0m,85 sur 0m,47, jouant le rôle de brûleur; dans les parois de cette ouverture, à 0m,45 au dessous de la banquette supportant les moufles, débouchent six ouvreaux carrés de 0m,10 de côté, prolongeant des canaux de même section réservés dans les parois du gazogène, et au-dessus de sa voûte.

Le chargement de chaque gazogène s'effectue par une ouverture placée au haut de la devanture; cette ouverture est ordinairement bouchée par un tas de charbon menu.

Les flammes sortent du four par des ouvreaux carrés, *o*, *o*, *o*, *o*, de 0m,11 de côté, ménagés dans la sole en face de chaque séparation d'embrasures; elles

©BIU Santé

circulent ensuite dans des galeries de $0^m,47$ de large et de $1^m,40$ de haut, parallèles aux devantures, vont se réunir du côté de celle de ces devantures au-dessous de laquelle il n'existe pas de gazogène, en passant par deux canaux de $0^m,47$ de large et de $1^m,18$ de haut, descendent dans un canal souterrain *c* et vont aboutir à une cheminée unique, desservant trois fours, c'est-à-dire 7 gazogènes. Cette cheminée a 75 mètres de haut, avec un diamètre intérieur de $2^m,50$ à sa base et de $1^m,90$ à son sommet.

Les collecteurs de flammes perdues sont disposés d'une manière peu commode au point de vue du nettoyage. En compensation, leurs dimensions sont assez considérables pour qu'une obstruction partielle de leur section ne gêne pas trop le tirage.

Les deux embrasures situées au-dessus du gazogène central ne peuvent pas recevoir d'ouvreaux de tirage; la distillation semble cependant s'y effectuer aussi complètement que dans les autres.

Les résidus tombent par des canaux rectangulaires *n*, *n*, *n* de $0^m,30$ sur $0^m,15$, dans des galeries réservées dans les fondations du four et ayant $0^m,60$ de large sur $1^m,20$ de haut; ils doivent être tirés au râble par les extrémités de ces galeries qui sont trop étroites pour que l'on puisse y pénétrer quand le four est en fonctionnement.

Le chargement des moufles se fait à travers l'allonge, longue de $0^m,70$ et fermée à son extrémité extérieure par une plaque en terre munie d'un ajutage recevant l'étouffoir. Celui-ci, de forme cylindrique, a $0^m,15$ de diamètre et $0^m,75$ de long.

Les embrasures sont fermées extérieurement au moyen d'un quadrillage en gros fil de fer revêtu de pâte réfractaire.

Résultats obtenus à Brixlegg. — Le fonctionnement de l'usine de Brixlegg a été de trop courte durée pour avoir jamais été réellement normal. Il semble, d'ailleurs, que cette usine, exploitée administrativement, ne se soit pas préoccupée de serrer de très près le prix de revient. Le personnel comprenait, par four, 12 ouvriers occupés, pendant la matinée seulement, à la coulée, au décrassage et au chargement, plus 2 chauffeurs et 2 aides, chargés de l'entretien du four et de la surveillance, cette dernière fraction de l'équipe se relevant de douze en douze heures. L'ensemble des frais de main-d'œuvre représentait cinq journées de travail par tonne de minerai traité, soit le double environ du chiffre ordinaire.

La consommation du combustible de chauffe était considérable à Brixlegg; elle atteignait 3.350 kilogrammes par tonne de minerai. Il est vrai que le combustible employé était principalement du lignite de Häring, fort inférieur, comme pouvoir calorifique, non seulement aux houilles de Belgique ou de Westphalie, mais même aux houilles les plus ordinaires du bassin de la Haute-Silésie. Ce combustible médiocre coûtait 20 francs environ par tonne rendue à l'usine. Le chauffage ne devait pas être très régulier ou la fabrication des produits réfractaires était défectueuse, car la durée des moufles n'était que de dix-huit jours en moyenne. On consommait, par tonne de minerai, 2,36 moufles, soit 224 kilogrammes de pâte réfractaire.

©BIU Santé

Les allonges avaient une durée relativement plus faible encore que celle des moufles. La rapidité de leur destruction doit probablement être attribuée à l'inexpérience du personnel.

C'est à la même cause combinée avec l'irrégularité du chauffage, qu'on doit attribuer l'élévation de l'écart au rendement. Ce coefficient était de 0,242 en moyenne, bien que les minerais traités fussent à haute teneur.

Les résultats obtenus à Brixlegg étaient peu satisfaisants à tous les points de vue; il n'est pas surprenant que la fabrication du zinc dans cette usine ait cessé au bout de peu de temps.

Résultats obtenus à Dortmund. — Les résultats obtenus, vers la même époque, à l'usine de Dortmund n'étaient guère meilleurs, bien que le combustible employé fût de qualité bien supérieure et le personnel beaucoup plus expérimenté. Les moufles y avaient à peu près les mêmes dimensions qu'à Brixlegg, c'est-à-dire $0^m,21$ de largeur, $0^m,47$ de hauteur et $1^m,26$ de longueur. La charge était un mélange de calamine calcinée et de blende grillée, à une teneur moyenne de 50 0/0 de zinc; on y ajoutait un tiers de houille maigre. La consommation de charbon de chauffe était de 2.100 à 2.400 kilogrammes par tonne de minerai; l'écart de 18 à 22 0/0 de la teneur (Bruno Kerl, *Metallhüttenkunde*, p. 472).

En résumé, le système Mentzel-Boétius, appliqué aux fours à deux rangées de moufles, semble n'avoir donné que des résultats fort médiocres. Le chauffage obtenu au moyen de plusieurs brûleurs de section restreinte est sujet à des irrégularités, qui relèvent la valeur de l'écart et donnent lieu à une forte consommation de produits réfractaires. L'installation des gazogènes au-dessous de la sole du four oblige à restreindre la dimension de leurs grilles et à mettre le four hors feu dès que les parois des gazogènes sont endommagées. C'est probablement pour cette raison que les campagnes ne duraient à Brixlegg que cinq mois.

Fours de La Pise. — Pour obvier aux inconvénients résultant de l'installation des gazogènes au-dessous du four lui-même, on peut installer ces appareils à l'extérieur de la halle, suivant le sytème adopté en Silésie. C'est ce qu'on avait fait à l'usine de la Pise (Gard), construite par la Société des zincs du Midi et disparue aujourd'hui. Les fours (Pl. XVII et XVIII) destinés à recevoir trente-deux moufles en deux rangées superposées, avaient intérieurement $5^m,40$ de longueur sur $3^m,40$ entre les cloisons supportant les embrasures. Ils étaient réunis deux par deux, de manière à former des massifs ayant des dimensions extérieures de $13^m,20$ sur $5^m,50$. La banquette inférieure des embrasures se trouvait à $0^m,50$ au-dessus du sol d'usine; le haut de l'intrados de ces embrasures, à $1^m,50$. La voûte principale s'élevait à $1^m,50$ au-dessus de la sole du four.

Le chauffage de chaque appareil était assuré par un gazogène unique, ayant 2 mètres de longueur à la devanture, $2^m,48$ de hauteur sous voûte et $1^m,48$ de profondeur au-dessous du canal d'écoulement des gaz; ce dernier était large de $0^m,10$ et haut d'un mètre. La grille à gradins comprenait cinq rangées de barreaux plats, laissant un intervalle libre de $0^m,30$ au-dessous de la traverse

©BIU Santé

inférieure. Le cendrier était fermé par des portes en fonte, dont le détail est fourni par la planche XVIII, et soufflé au moyen d'un ventilateur. L'air secondaire était distribué sous pression, par l'intermédiaire d'un collecteur placé au-dessous des substructions des fours, dans l'axe de la halle. Cette disposition a été déjà décrite à l'occasion des fours Wabner (p. 381) et d'autres types silésiens.

La combustion s'effectuait au moyen de deux grands brûleurs rectangulaires, ayant en plan $1^m,20$ sur $0^m,30$ et séparés par un massif de $1^m,44$ d'épaisseur. Le gaz leur était distribué par deux canaux de $0^m,60$ de large, qui divergeaient à partir du canal horizontal unique recevant du débouché un gazogène. L'air secondaire était amené par deux conduites de $0^m,35$ de hauteur et de $0^m,15$ de largeur, parallèles aux devantures des fours et placés à $0^m,45$ au-dessus de la sole ; il débouchait dans chaque brûleur par vingt-quatre canaux inclinés, distribués en nombre égal sur chacun des longs côtés.

La sortie des flammes s'effectuait par dix-huit ouvreaux de $0^m,10$ sur $0^m,20$, ménagés à la base des pieds-droits d'embrasures et entourés d'un rebord de $0^m,16$ de hauteur, de manière à éviter, autant que possible, l'introduction des scories dans les collecteurs placés au-dessous de la sole (Voir, pour détails, la Pl. XVIII).

Le tirage s'effectuait par quatre cheminées de faible hauteur placées aux angles du four.

L'usine de la Pise a fonctionné très peu de temps, dans des conditions trop défavorables pour qu'on puisse apprécier exactement la valeur technique des appareils qu'elle avait adoptés.

Fours à quatre empilages. — La Société Rhein-Nassau avait installé, avant 1869, à ses usines de Birkengang (Eschweiler), des fours à deux rangées de moufles, munis de quatre empilages Siemens. Ces fours ont été décrits par Krans (*Étude sur les fours à gaz*, p. 123, Pl. IV).

Ils présentent (fig. 214) les mêmes dispositions générales, au point de vue du chauffage, que les fours du type belge expérimentés vers la même époque à Auby (fig. 205). La seule différence essentielle est une réduction des hauteurs de la voûte du four et du mur médian, effectuée en proportion de celle subie par la hauteur des devantures.

De même qu'à Auby, les empilages sont au nombre de quatre et présentent sensiblement la même longueur que le four lui-même. Les valves d'inversion, du type à papillon, sont à une extrémité de celui-ci. Elles sont mises en communication, par des ouvreaux alternés en plan, avec deux galeries placées au-dessous des deux moitiés du laboratoire du four. Ces galeries, servant alternativement de chambres de combustion et de collecteurs de flammes perdues, sont mises en communication avec les deux moitiés du laboratoire du four par une série d'ouvreaux. Ceux-ci sont ménagés au-dessous des intervalles séparant les files verticales de moufles, sans qu'il existât une corrélation précise entre la position en plan de ces ouvreaux et de ceux des empilages. Une pareille disposition, était de nature à provoquer, comme à Auby, une combustion très active d'où une destruction rapide de la voûte des galeries

©BIU Santé

et des moufles inférieurs. Le chauffage devait être assez inégal d'une rangée à l'autre, bien que la réduction du parcours total de la flamme fût de nature à atténuer ce dernier inconvénient, très sensible dans le type d'Auby. La profondeur plus grande des galeries inférieures facilitait également le fonctionnement de l'appareil, en ce sens qu'il permettait une accumulation plus importante de scories et par suite une prolongation des campagnes.

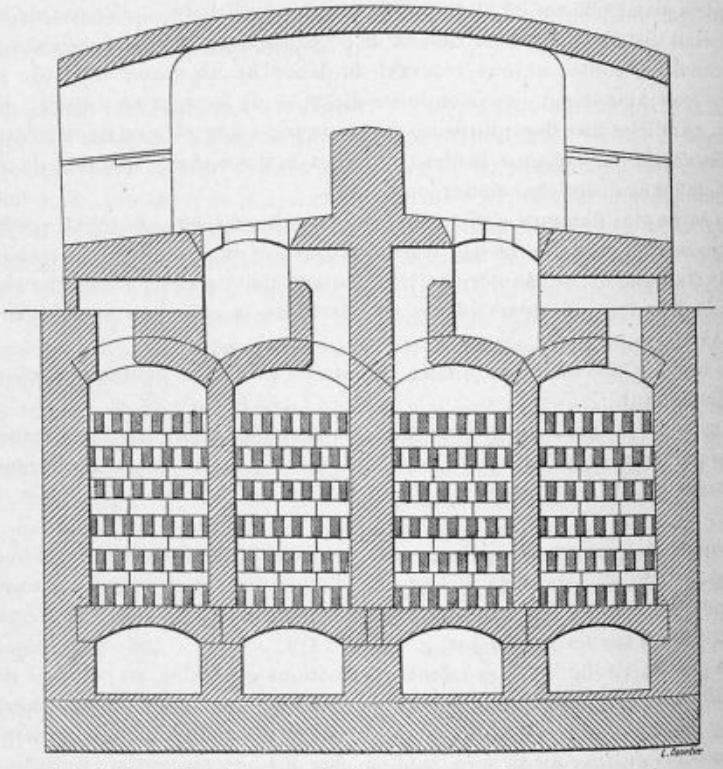


Fig. 214. — Four Siemens de Birkengang. — Coupe transversale.

Aussi, à l'inverse de ce qui s'est passé à Auby, le type Siemens à quatre empilages est-il resté en usage à Birkengang. Pour régulariser son fonctionnement satisfaisant, il a suffi de diviser la partie supérieure des galeries par une série de cloisons transversales, de manière à transporter à l'intérieur du laboratoire la zone de combustion active et à modifier la superstructure par la substitution de trois rangées de petits moufles aux deux rangées de grands moufles.

Fours à deux rangées de moufles (type de la Haute-Silésie). — Le type à deux rangées de moufles commence à se répandre en Silésie ; on l'y trouve combiné soit avec le système de chauffage par brûleurs centraux, soit avec le système Siemens.

©BIU Santé

Les moufles en service dans les fours à deux rangées ont une section bien inférieure à celle des anciens moufles. Leur hauteur intérieure varie entre $0^m,300$ et $0^m,310$, leur largeur intérieure entre $0^m,160$ et $0^m,165$. Leur épaisseur, de $0^m,025$ à $0^m,030$ seulement au sommet, atteint $0^m,040$ à la base. Le croquis ci-contre (fig. 215), représentant la section d'un moufle de Godullahütte, donne une idée du profil qu'on leur donne ordinairement. Leur longueur varie entre $1^m,60$ et $1^m,72$.

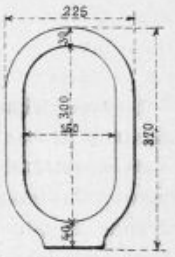


FIG. 215. — Coupe d'un moufle de Godullahütte.

Ces moufles de petites dimensions sont fabriqués à la presse, avec des pâtes plus réfractaires que celles employées à la fabrication des grands moufles. On y fait entrer par exemple, deux parties (en vol.) d'argile de Briesen et une partie d'argile de Saarau, comme éléments plastiques, contre cinq parties d'éléments dégraissants, ceux-ci étant formés d'un mélange, en proportions variables, de schistes de Neurode et de débris d'anciens moufles. Après séchage à une température finale de 35°, on applique intérieurement un vernis composé d'argile et de scories de forge broyées.

A Lipine, où il n'existe encore qu'un petit nombre de fours à deux rangées, on n'a pas modifié les dispositions des anciens *unterwindofen*, pour les adapter au nouveau système. Il reste par suite, dans la région médiane du four, un espace libre dont la largeur atteint $1^m,20$ environ; dans ces conditions, la capacité du laboratoire est assez mal utilisée.

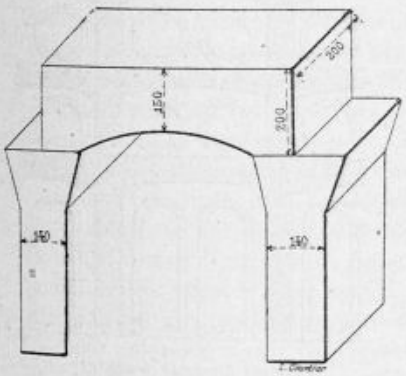


FIG. 216.
Supports réfractaires de Godullahütte.

La rangée supérieure de moufles est munie de la disposition Kleemann (fig. 173) pour la condensation. Il ne serait pas possible d'adapter le même appareil à la rangée inférieure; celle-ci a reçu simplement des allonges inclinées, s'évasant vers l'extérieur, avec des étouffoirs cylindriques en tôle.

A Godullahütte, les moufles sont supportés (fig. 216) par trois rangées d'arceaux, formés de piliers rectangulaires s'élargissant légèrement vers le haut, comme les piliers des devantures de fours belges, et de traverses en terre réfractaire, un peu moins épaisses au milieu qu'à leurs extrémités. La longueur de ces traverses est uniformément de $0^m,69$; leur épaisseur est de $0^m,24$ aux extrémités et $0^m,18$ au milieu pour la rangée d'arrière; de $0^m,20$ et $0^m,15$ pour les deux autres. La largeur des piliers et des traverses, mesurée suivant l'axe des moufles, est de $0^m,300$ pour les arceaux extérieurs, de $0^m,200$ pour les arceaux médians et antérieurs, ces derniers jouant le rôle des taques réfractaires des devantures belges.

Le chauffage se fait suivant le système Siemens; les dispositions sont celles

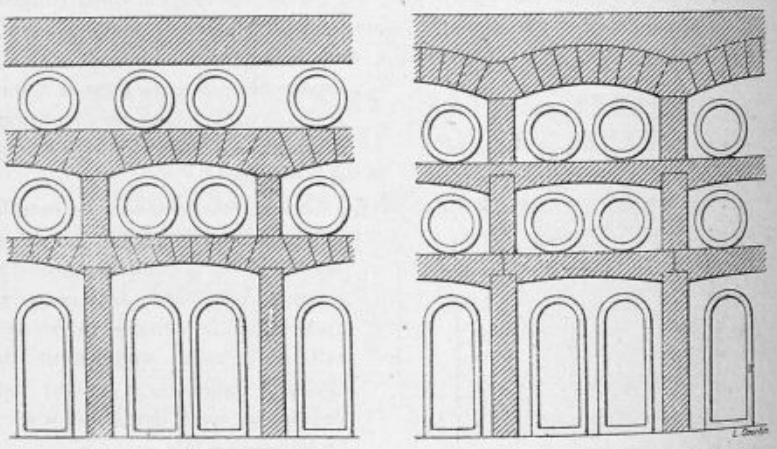
©BIU Santé

décrites page 398. La comparaison des résultats obtenus à Godullahütte avec les fours Siemens, recevant soit une seule rangée de grands moufles, soit deux rangées de petits moufles, n'a fait ressortir jusqu'ici aucun avantage bien net en faveur de l'une ou de l'autre variante.

FOURS SILÉSIENS A TROIS RANGÉES

Le type primitif du four silésien se différenciait nettement, par le peu de hauteur de son laboratoire, de celui du four belge. Comparé à celui-ci, il lui était incontestablement supérieur au point de vue de la commodité du travail, mais il lui était inférieur au point de vue de l'utilisation de la chaleur. La grande étendue de la voûte, comparativement au volume de laboratoire, facilitait à tel point les déperditions par rayonnement qu'il y avait un intérêt évident à augmenter la hauteur utile de l'appareil, fût-ce même aux dépens de la commodité du travail.

Les fours à deux rangées de moufles constituaient un progrès à cet égard; mais



Supports intérieurs. *Supports formant devanture.*

FIG. 217. — Dispositions primitives des fours à trois rangées.

ls laissaient encore une certaine marge pour le surhaussement possible. Dans les types de Brixlegg et de la Pise, par exemple, la ligne médiane des orifices des moufles de la rangée supérieure ne se trouvait encore qu'à $1^m,30$ environ au-dessus du sol d'usine ; or la pratique des fours belges montre qu'on peut effectuer le chargement jusqu'à une hauteur de $1^m,80$ environ, sans avoir besoin de monter sur une plate-forme mobile.

On pouvait donc augmenter encore le nombre de rangées afin d'améliorer le rendement thermique des appareils. L'initiative d'un nouveau progrès dans ce sens paraît appartenir à la Société de la Vieille-Montagne qui prit, le 23 mai 1863, un brevet pour diverses combinaisons caractérisées par la superposition, soit

©BIU Santé

de grands moufles, soit des creusets belges, en deux ou trois rangées. La première combinaison avait déjà été appliquée, avec des moufles de dimension moyenne, par les usines de Viviez et d'Eschweiler; la seconde le fut pendant plusieurs années, à Valentin Cocq, etc., sous la forme consistant à placer sur la sole du four immédiatement une rangée de grands moufles, ayant extérieurement $0^m,60$ de hauteur et $0^m,23$ de largeur, et au-dessus, deux rangées de creusets ronds, ayant $0^m,22$ de diamètre extérieur. Les supports antérieurs, remplaçant les taques des fours belges, étaient des traverses en terre réfractaire, ayant $0^m,20$ suivant l'axe des creusets, avec une épaisseur de $0^m,125$ au bord des embrasures, et de $0^m,09$ au milieu. Les supports d'arrière, ayant $0^m,25$ suivant l'axe, étaient constitués par des voûtes très surbaissées, à cinq voussoirs, ayant $0^m,10$ d'épaisseur à la clef. La figure 217 permet de se rendre compte des détails de l'installation.

Type de Viviez muni de deux empilages Siemens. — Un type de four, présentant une superstructure tout à fait analogue, mais chauffé suivant le système Siemens à deux empilages, a fonctionné à l'usine de Viviez (Aveyron) pendant plusieurs années, à partir de 1864. Il avait été étudié par C.-W. Siemens, qui devait recevoir, comme droit de brevet, un tiers de l'économie de combustible réalisée. Une description sommaire de ce type a été donnée dans un brevet, pris le 5 avril 1864, par M. Ernest Garnier, qui exploitait, à cette époque, l'usine de Viviez; une autre, beaucoup plus complète, se trouve dans un mémoire de mission rédigé, au cours de la même année, par M. Ad. Matrot et conservé à la bibliothèque de l'École nationale supérieure des Mines.

Le laboratoire du four de Viviez (Pl. XIX et XX) avait intérieurement $5^m,45$ de long, $2^m,75$ de large et $1^m,50$ de hauteur. Au milieu se trouvait un mur de $0^m,22$ d'épaisseur séparé de la voûte par un intervalle de $0^m,25$.

La voûte principale, très surbaissée, s'appuyait sur les voûtes des huit embrasures ménagées de chaque côté du four et séparées par des piliers de $0^m,10$ d'épaisseur. Chacune de ces embrasures recevait deux grands moufles, ayant intérieurement $0^m,45$ de haut, $0^m,17$ de large et $1^m,18$ de long, posés sur la sole, plus deux rangées de creusets ronds, de $0^m,19$ de diamètre avec $1^m,20$ de longueur (intérieurement). Ces creusets étaient soutenus à l'avant par des taques réfractaires, ayant $0^m,09$ d'épaisseur et $0^m,13$ suivant l'axe des creusets; à l'arrière, ils reposaient sur des traverses cintrées, de $0^m,20$ de largeur, supportées par des piliers appuyés contre le mur médian.

La surface supérieure des taques réfractaires formant devanture était prolongée par celle de taques en fonte ayant en leur centre un orifice pour l'évacuation des résidus, suivant la disposition ordinaire.

Le chauffage s'effectuait suivant la variante du système Siemens comportant le réchauffage de l'air secondaire seul. L'application de cette variante avait été faite à Viviez d'une manière peu rationnelle, car, dans cette usine, le gaz était refroidi par circulation dans un siphon Siemens avant d'être introduit dans le four. Il était produit dans des gazogènes de $2^m,10$ de largeur de devanture et de $2^m,20$ de hauteur sous voûte. La paroi intérieure, d'une inclinaison un peu supérieure à 50°, descendait jusqu'à une hauteur d'un mètre environ au-dessus de

©BIU Santé

la sole. Au-dessous était installée une grille à gradins, formée de sept barreaux plats, et laissant à sa partie inférieure un intervalle libre de 0m,20 de hauteur, pour le décrassage. Les faces latérales et la face postérieure étaient verticales.

L'introduction du combustible s'effectuait par deux ouvreaux ménagés au-dessus de la devanture, dans une position telle que l'épaisseur du combustible sur la grille ne pût être inférieure à un mètre. Chaque massif de deux fours était desservi par deux gazogènes, de dimensions suffisantes pour qu'un seul d'entre eux pût alimenter tout le massif.

Les gaz passaient par un siphon Siemens et arrivaient refroidis à une valve en fonte, tournant autour d'un axe horizontal (Pl. XX) qui les dirigeait alternativement vers l'un ou l'autre des canaux A, de 0m,24 de large et de 0m,68 de haut, ménagés sous les deux devantures du four.

Le chauffage de l'air secondaire était assuré par deux empilages de 1m,85 de hauteur, placés dans deux chambres voûtées, ayant 5m,25 de long, 0m,70 de large et 2 mètres de hauteur. Ces empilages étaient appuyés sur des arceaux transverseaux et formés alternativement d'une rangée de briques de dimensions courantes (0m,22 sur 0m,11 et 0m,06), posées de champ, et de briques spéciales (0m,24 sur 0m,10 et 0m,04) posées à plat. Les premières formaient des rangées alternées en projection horizontale, suivant le système que préconisait Siemens à cette époque.

L'inversion de l'air secondaire était obtenue au moyen d'une valve en fonte, à axe horizontal, du type Siemens ordinaire.

La combustion commençait dans une des deux galeries voûtées placées au-dessous de chacune des deux moitiés du laboratoire du four et communiquant avec celui-ci par des fentes de 0m,06 de large et 0m,46 de long ménagées à travers la voûte qui les recouvrait. Les ouvreaux amenant le gaz et l'air sur les deux faces de la galerie étaient alternés en plan et séparés les uns des autres par une cloison longitudinale, de 0m,12 d'épaisseur, s'élevant presque jusqu'à leur bord supérieur. Cette disposition atténuait un peu l'intensité du coup de feu sur la voûte et sur les rangées inférieures des moufles ; mais elle gênait beaucoup le tirage des scories au râble, car elle ne laissait que 0m,17 d'intervalle libre, de part et d'autre de la cloison. Le cloisonnement longitudinal a été supprimé dans les installations analogues, de date plus récente, et remplacé par un cloisonnement transversal combiné avec un mode différent de construction de la voûte.

Les résidus de distillation étaient projetés dans deux galeries souterraines, d'un mètre de large et de 1m,80 de haut, qui dépassaient un peu l'aplomb des devantures.

Conduite du travail. — Le personnel d'un four occupait un brigadier, un grand manœuvre et trois petits manœuvres, plus deux chauffeurs, alternant par pertes de 12 heures.

L'inversion des valves de distribution s'effectuait de vingt en vingt minutes. Le minerai chargé se composait surtout de calamines d'Espagne, à gangue siliceuse, tenant de 0,48 à 0,50 de zinc. La perte au traitement était d'environ 12 unités, soit d'un quart de la teneur.

Par tonne de minerai, on consommait 400 kilogrammes de charbon de mé-

©BIU Santé

lange et 1.440 kilogrammes de charbon de chauffage ; il faut remarquer que ce dernier comprenait presque moitié (0,45) d'escarbilles provenant des grilles des autres fours. Le traitement des mêmes minerais, exigeait auparavant, 3.000 kilogrammes par tonne de minerai, de houille avec des fours silésiens munis d'une seule rangée de grands mouffles, et 2.300 kilogrammes, avec des fours à deux rangées de petits mouffles. Avec les fours à trois rangées de creusets et à brûleurs centraux, qui seront décrits plus loin, on a consommé longtemps 2.150 kilogrammes de charbon de chauffe. Ce chiffre élevé a été ramené à 1.500 kilogrammes par l'adoption d'un modèle nouveau, comportant une récupération partielle de la chaleur des flammes perdues.

La consommation de produits réfractaires était peu élevée ; les mouffles duraient soixante-quinze jours, les creusets ronds, quarante-cinq jours, les tubes, six jours.

Le côté faible du système était l'élévation de la perte en métal ; elle devait, semble-t-il, être attribuée à l'insuffisance du chauffage, due elle-même au refroidissement des gaz avant leur introduction dans le four. On aurait obtenu de meilleurs résultats en utilisant les gaz avec la température qu'ils avaient en sortant du gazogène ; néanmoins, les résultats obtenus à Bergisch-Gladbach avec cette dernière combinaison ne sont pas très favorables.

FOURS RHÉNANS

Le type qui vient d'être décrit n'était qu'un type de transition. L'emploi simultané de grands mouffles et de creusets ronds de petit diamètre était peu rationnel à tous égards : il compliquait les approvisionnements de l'atelier de poterie et associait dans un même four des récipients de sections trop différentes pour qu'un régime uniforme de chauffage pût donner de bons résultats.

Une circonstance particulière vint hâter la transformation du type primitif dans le sens de l'unification des récipients distillatoires : ce fut l'invention de la presse Dor, en 1872. A partir de cette date, les creusets à section surhaussée, susceptibles d'être fabriqués par étirage mécanique, acquirent une telle supériorité sur les grands mouffles, fabriqués par l'ancien procédé du moulage à la main, que leur substitution soit à ces derniers, soit aux creusets ronds devint inévitable.

C'est ainsi qu'a été créé le type à trois rangées de creusets elliptiques, très répandu aujourd'hui dans la région occidentale de l'Europe et dont l'extension n'a pas encore atteint sa limite. Ce type semble avoir pris naissance dans la région rhénane, où il prédomine absolument ; nous le désignerons à l'avenir sous le nom de four rhénan.

Dans les modèles actuellement en usage, la largeur intérieure des creusets diffère peu de celle (0^{m},16 à 0^{m},18) usitée dans les fours belges ; mais la hauteur est ordinairement un peu plus forte. Elle ne descend guère au-dessous de 0^{m},23 et reste comprise généralement entre 0^{m},26 et 0^{m},33. Quand ces dernières dimensions sont atteintes, les récipients sont souvent qualifiés de mouffles ; ils ne dif-

©BIU Santé

fèrent d'ailleurs en rien des appareils employés actuellement sous ce nom en Silésie, dans les fours à deux rangées.

Une augmentation du nombre des rangées au-delà de trois ne semble pas avantageuse, à moins d'une modification radicale apportée au mode actuel de décrassage et de chargement des creusets. Il n'a été fait, à notre connaissance, qu'une seule tentative pour porter à quatre le nombre des rangées; elle a abouti à un échec, dont la cause principale semble avoir été l'insuffisance de la stabilité des arceaux supportant l'arrière des creusets.

Des considérations tirées des conditions de chargement conduisent également à limiter à trois le nombre des rangées, sauf à donner aux creusets ou moufles une hauteur un peu plus grande. Si l'on porte la hauteur intérieure de ces récipients à $0^m,31$ ou même à $0^m,33$, comme on l'a fait dans certaines usines, et si l'on place la taque inférieure à $0^m,50$ au-dessus du sol d'usine, la taque supérieure se trouvera à une hauteur de $1^m,60$ environ, chiffre qu'on ne peut guère dépasser sans compliquer sensiblement le chargement de la rangée la plus élevée.

Le type rhénan comporte des variantes nombreuses au point de vue du mode de chauffage; d'autres variantes, moins importantes, se distinguent par les détails d'installation de la superstructure.

Nous donnerons, sur ces divers points, quelques indications générales avant d'entrer dans l'étude des types particuliers.

Systèmes de chauffage. — Le chauffage des fours rhénans s'effectue ordinairement au moyen d'appareils installés sur l'axe longitudinal du four avec le plus de symétrie possible.

On rencontre encore, dans quelques usines (Valentin-Cocq et Flône), des fours munis d'une chauffe allongée dans le sens longitudinal, comme celle des anciens fours silésiens desquels dérivent les appareils actuels. La longueur des grilles est limitée par des difficultés de décrassage et de chargement; elle impose une limite à la longueur du four. Les appareils à chauffage direct ne comportent donc que neuf embrasures par devanture, soit 108 creusets en tout.

L'emploi de brûleurs centraux, dans des conditions plus ou moins différentes de celles que nous avons décrites à l'occasion des fours silésiens, oblige également à limiter les dimensions de l'appareil. Les anciens fours de Viviez et de Borbeck, appartenant à ce type, ne recevaient, comme les précédents, que 108 creusets. A Viviez, l'allongement du brûleur a permis de porter le nombre des embrasures à 12 par devanture et celui des creusets à 144. A Borbeck, le nombre des creusets n'a pas été augmenté, bien qu'on ait modifié la disposition du brûleur de manière à rendre le chauffage uniforme sur toute la longueur du four.

Cette dernière condition est réalisée dans les types rhénans comportant la récupération de la chaleur des flammes perdues au moyen, soit d'appareils tubulaires en terre réfractaire, soit d'empilages Siemens. Dans la plupart des fours de cette catégorie, la circulation des flammes s'effectue dans un sens perpendiculaire aux devantures. Le plus souvent le gaz et l'air secondaire sont

©BIU Santé

introduits par une série d'ouvreaux ménagés dans la sole au voisinage de l'axe du four; les flammes sortent par des ouvreaux placés devant les pieds-droits des devantures.

Dans certains fours Siemens, la circulation s'effectue alternativement d'une devanture à l'autre, suivant le système qu'on a essayé, sans grand succès, d'appliquer au type belge. Dans une autre catégorie de fours munis de régénérateurs, la circulation des flammes s'opère dans le sens longitudinal comme dans les fours silésiens à une seule rangée de moufles (p. 398). Ce dernier système se répand actuellement en Belgique et se substitue peu à peu à l'ancien four belge.

Dans les divers modèles de fours rhénans comportant une récupération de chaleur soit continue, soit alternée, le chauffage se développe avec une intensité uniforme sur toute la longueur du four : il n'y a donc, en théorie, aucune raison pour limiter cette dimension. En fait, on ne porte ordinairement pas au delà de vingt le nombre des embrasures d'une devanture; ce chiffre correspond à deux cent quarante creusets par four. La longueur totale, mesurée extérieurement, varie entre 14 et 15 mètres, suivant la largeur des embrasures : la poussée exercée par la voûte dans le sens longitudinal, au moment de la mise à feu, et les difficultés du nettoyage des collecteurs de flammes perdues sont les raisons principales qui empêchent de dépasser cette dimension.

Dispositions des embrasures et de la voûte. — Le plus souvent la superstructure des fours rhénans présente les mêmes dispositions générales que celle des anciens fours silésiens. Les embrasures ont une profondeur à peu près égale à la longueur de l'allonge ; elles sont séparées les unes des autres par des cloisons en briques réfractaires dont l'épaisseur varie entre $0^m,10$ et $0^m,15$. Leur hauteur varie avec les dimensions verticales des creusets et l'épaisseur des taques réfractaires. Elles sont recouvertes par de petites voûtes surbaissées qui contrebutent la voûte principale, cintrée en arc de cercle dans le sens transversal. La poussée de cette dernière voûte est finalement équilibrée au moyen de poutrelles ou de fers en **U** appuyés contre la face extérieure des cloisons ; ces armatures sont profondément engagées dans le massif inférieur du four et reliées à leur partie supérieure, d'une devanture à l'autre, par de forts tirants en fer rond.

Dans ce système, les taques réfractaires antérieures sont encastrées dans les piliers séparant les embrasures. Il en est de même parfois des taques en fonte; d'autres fois ces taques reposent sur des pièces de fonte massive, intercalées dans la maçonnerie des piliers à la place d'une assise de briques.

La profondeur moyenne des embrasures dépend de la longueur que l'on veut donner à l'allonge; elle est sensiblement égale à celle-ci, puisque l'allonge doit dépasser le parement extérieur du four d'une quantité à peu près égale à celle dont s'engage le creuset dans l'embrasure. Il n'y a pas lieu, d'ailleurs, de tenir compte de la pénétration insignifiante de l'allonge dans le creuset.

En pratique, la profondeur des embrasures, vers le milieu de leur hauteur, est comprise entre $0^m,80$ et $0^m,90$.

L'ouverture des embrasures varie sensiblement d'une usine à l'autre, suivant

©BIU Santé

la largeur extérieure des creusets et suivant l'intervalle qu'on veut laisser soit entre eux, soit entre leur bord extérieur et les cloisons latérales. Autrefois on réservait un jeu total de $0^m,14$ à $0^m,15$ pour les creusets ; plus tard, dans certaines usines, on a réduit ce chiffre à $0^m,09$ à $0^m,10$; avec des creusets de $0^m,215$ de largeur extérieure, l'ouverture de l'embrasure se trouve réduite à $0^m,52$ ou $0^m,53$. En resserrant ainsi les creusets dans le four, on utilise mieux la capacité du laboratoire et on réalise une légère économie sur le chauffage, puisqu'on atténue l'importance relative des pertes de chaleur par rayonnement sans réduire sensiblement, semble-t-il, le rendement en zinc. Mais le remplacement des creusets endommagés devient plus difficile ; aussi la plupart des usines préfèrent-elles conserver l'ancien espacement et donner aux embrasures une ouverture de $0^m,60$ environ.

On rencontre parfois un système de construction des devantures qui diffère absolument de l'ancienne construction silésienne. La voûte principale du four, épaisse de $0^m,22$ à $0^m,24$, s'étend au-dessus du laboratoire et des embrasures : elle s'appuie de part et d'autre sur une solide cornière en fonte, contrebutée elle-même par de nombreuses armatures verticales, reliées entre elles, au-dessus du four, par de forts tirants. Une devanture réfractaire, formée de piliers verticaux et de taques horizontales, comme dans le four belge, sépare le laboratoire du compartiment où sont installées les allonges. Celles-ci sont appuyées sur des taques en fonte qui reposent par leurs deux extrémités sur des saillies latérales de piliers verticaux en fonte, en nombre très inférieur à celui des piliers réfractaires et séparés par un intervalle qui atteint parfois $2^m,50$. Un pareil espacement paraît exagéré ; à la température, voisine du rouge sombre, qui règne dans le compartiment des allonges, la fonte ne possède plus une résistance suffisante pour assurer la rigidité des taques, affaiblies par les larges ouvertures ménagées pour l'évacuation des résidus. Des déformations considérables se manifestent presque immédiatement, et les ouvriers sont obligés de soutenir, au moyen de briques réfractaires, la région médiane de celles des taques qui fléchissent d'une manière exagérée.

D'autre part, dans ce système, la devanture réfractaire manque de stabilité parce qu'elle n'est pas liée intimement à la devanture métallique, comme dans les types belges ordinaires. Pour éviter son renversement éventuel à l'intérieur du laboratoire, on doit intercaler dans la voûte du four une rangée de briques assez longues pour faire saillie sur l'extrados général, formant un cordon qui maintient en place l'extrémité supérieure des piliers. Cette disposition a été déjà décrite page 465.

En somme, la suppression des petites voûtes d'embrasures simplifie la construction des fours rhénans, mais elle ne semble pas avoir donné, au point de vue de la stabilité, les mêmes garanties que l'ancien système de construction.

Les voûtes principales sont construites soit en briques à ciment alumineux, mais de composition très siliceuse, soit en véritables briques de silice. Ces dernières résistent bien à la température des fours à zinc, mais elles se dilatent considérablement au moment de la mise à feu et exercent sur les murs extrêmes une poussée d'autant plus énergique que la longueur du four est plus considérable. Pour obvier à cet inconvénient, on laisse parfois, pendant la construction, un jeu

©BIU Santé

important entre les extrémités de la voûte et les murs de tête ; ce jeu se réduit progressivement à mesure que la température s'élève. On peut procéder de cette manière pour les fours couverts par une voûte unique appuyée sur des cornières en fonte ; mais, dans le cas où la voûte principale repose sur celles des embrasures, la poussée se transmet par l'intermédiaire de ces voûtes latérales et tend à renverser les deux extrémités de l'appareil. On peut alors construire la voûte sans mortier, en réservant dans les joints longitudinaux un jeu total représentant 4 0/0 de la longueur du four. Les joints se referment pendant la mise à feu et on achève de les rendre étanches en plaquant du mortier réfractaire sur l'extrados de la voûte.

Dans les types de fours rhénans où le chauffage est obtenu au moyen de brûleurs comportant des orifices de petite section, ménagés dans la région médiane de la sole, il est utile de réserver dans la voûte un certain nombre d'ouvreaux, qu'on tient normalement fermés, mais qu'on peut utiliser pour introduire des ringards servant à décrasser, le cas échéant, les orifices engorgés par des scories ou par des débris de creusets.

Supports des creusets. — Dans l'ancien système silésien, il n'existait pas de dispositions spéciales pour supporter l'extrémité postérieure des moufles, ceux-ci reposent directement sur la sole. En ce qui concerne le système belge, les solutions adoptées ont été décrites dans un chapitre précédent (p. 325 à 333).

Dans le cas des fours à deux rangées de grands moufles, il convient de distinguer entre les fours du système Siemens (Viviez), possédant un mur médian et placés par conséquent dans les mêmes conditions que les fours d'Auby, d'Ougrée, d'Angleur, etc., et ceux où les brûleurs sont placés entre les supports sur lesquels s'appuient les extrémités postérieures des récipients servant à la distillation. Dans le cas des fours rhénans, les difficultés du problème sont analogues, mais aggravées par l'existence d'une rangée supplémentaire de moufles ou creusets.

Le système des pièces réfractaires servant à supporter l'avant des creusets ou moufles est construit à peu près comme celui qui constitue la devanture des fours belges. L'analogie est complète dans le cas où le four tout entier est couvert par une voûte unique.

Les taques sont alors des prismes en terre réfractaire, dont la section a la forme d'un parallélogramme, l'épaisseur étant de $0^m,10$ et $0^m,12$ et l'autre dimension de $0^m,15$ à $0^m,18$. Leurs points sont posés sur l'axe de piliers verticaux, larges de $0^m,10$ environ avec une profondeur égale à celle des taques. On a vu que ce quadrillage réfractaire devait être maintenu à sa partie supérieure par une rangée de briques faisant saillie sur l'extrados de la voûte.

Dans le cas, plus fréquent, où les embrasures sont recouvertes par de petites voûtes, les taques s'appuient sur les pieds-droits de ces voûtes par l'intermédiaire de joints obliques. Leur section est la même que dans l'autre variante.

Les arceaux intérieurs, exposés sur toutes leurs faces à l'action de la flamme, se détériorent beaucoup plus rapidement que les pièces réfractaires de la devanture. Ce fait explique pourquoi on tend constamment à augmenter la sec-

©BIU Santé

tion des pièces qui les composent et à diminuer par conséquent la proportion relative du vide par rapport au plein. L'expérience montre que le chauffage des creusets n'en souffre pas sensiblement.

Nous avons indiqué, à l'occasion de la description des fours à deux rangées de moufles, les deux systèmes en usage pour la construction des supports intérieurs. Quand on adopte celui de ces systèmes qui est caractérisé par l'emploi de taques horizontales posées sur des piliers verticaux, on donne aujourd'hui aux taques des dimensions beaucoup plus fortes qu'autrefois, 0m,35 de largeur sur 0m,18 d'épaisseur, par exemple. Les piliers ont été multipliés au point de ne laisser parfois entre eux qu'un intervalle égal ou même inférieur à leur propre largeur. Dans certains types récents, les supports intérieurs sont constitués par des murs percés d'ouvreaux et présentant, vers l'extérieur, des ressauts successifs sur lesquels le fond des creusets vient s'appuyer (fig. 231 et 232). Dans l'autre système, les taques horizontales sont remplacées par des arceaux formés de trois ou de cinq voussoirs. Cette disposition a l'avantage de permettre de réparer les supports sans laisser refroidir le four, mais elle présente moins de garanties de stabilité que la précédente.

On emploie souvent des briques de silice pour construire les supports intérieurs; nous avons indiqué qu'il faut, dans ce cas, laisser les joints ouverts, de manière à réserver un jeu de dilatation représentant 0,04 environ de la longueur totale.

Les taques extérieures et intérieures sont disposées de manière à donner aux creusets une inclinaison qui facilite le décrassage et assure la conservation des récipients eux-mêmes en faisant couler vers la devanture les scories fluides qui peuvent se former à leur intérieur. Cette inclinaison va en augmentant de bas en haut; pour la première rangée, elle ne dépasse pas 4 à 5° et est souvent inférieure à ce chiffre; pour la deuxième, elle atteint de 8 à 10°; pour la troisième, de 10 à 15°. Une pareille variation est rationnelle à tous les points de vue, puisque, dans les fours rhénans, le chauffage augmente d'intensité de la rangée inférieure à la rangée supérieure; dans les fours belges, elle n'a d'autre objet, quand elle existe, que d'augmenter les facilités de décrassage et de chargement.

Les creusets portent de quelques centimètres seulement sur les taques réfractaires de la devanture. Vers l'arrière, ils sont quelquefois arrêtés par une saillie de la taque ou banquette intérieure; d'autres fois, au contraire, ils dépassent celle-ci de 0m,20 ou de 0m,30. Cette dernière disposition ne se rencontre guère que dans le cas où le chauffage s'effectue au moyen d'une grille placée au centre de la sole et où l'on est obligé de placer les supports réfractaires à une certaine distance de cette grille pour assurer leur conservation.

Infrastructure des fours. — Les fours rhénans fonctionnent toujours à tirage renversé; le plus souvent, les flammes sortent du four par une série d'ouvreaux ménagés dans la sole, au pied des piliers verticaux de la devanture; elles se réunissent ensuite dans un double collecteur souterrain et vont aboutir à des cheminées placées soit au voisinage immédiat des massifs, soit à l'extérieur de la halle de travail.

©BIU Santé

Lorsque le chauffage ne s'effectue pas dans des conditions uniformes sur toute la longueur du four, lorsque, par exemple, il est obtenu au moyen d'une grille placée à l'intérieur de l'appareil ou de brûleurs de faible longueur horizontale, il peut y avoir avantage à faire varier la section des ouvreaux de manière à régulariser la température à l'intérieur du laboratoire. Dans ce cas, on règle parfois les dimensions des divers ouvreaux une fois pour toutes au moment de la construction du four; on ne dispose alors d'aucune latitude pour modifier plus tard la répartition du courant gazeux. Il est préférable de donner à l'origine une section uniforme à tous les ouvreaux, sauf à la réduire plus tard au moyen de briques réfractaires posées à plat sur la sole de manière à former registres.

La sole du four rhénan est ordinairement inclinée de quelques degrés vers les devantures, comme celle du four silésien. Les scories qui coulent à sa surface tendent donc à s'accumuler vers la base des devantures et à pénétrer d'abord dans les ouvreaux, puis dans les collecteurs de flammes qui se trouvent au-dessous de la sole. Il est nécessaire, en conséquence, de disposer ces collecteurs de manière à rendre leur décrassage aussi facile que possible.

Dans la plupart des cas, on adopte le système que nous avons indiqué à l'occasion des fours d'Ougrée. Chaque extrémité du collecteur est fermée, en marche normale, par un mur peu épais en briques réfractaires, que l'on démolit pour effectuer le décrassage, ou bien à la base duquel on ménage, pour le même objet, une ouverture fermée par une grande brique réfractaire.

La sole du collecteur étant horizontale, ou légèrement inclinée vers les extrémités, on effectue le tirage des scories à l'état liquide, au râble. Cette opération, très simple en théorie, est parfois difficile à exécuter en pratique, à cause du rapprochement des fours les uns des autres, motivé lui-même par la nécessité d'utiliser le mieux possible la superficie de la halle.

Dans les fours de grande longueur, il peut devenir nécessaire de ménager, dans la région médiane de la sole de chaque collecteur, des ouvertures assez larges que l'on tient normalement fermées au moyen de tampons en terre réfractaire, serrés par des vis ou par des clavettes et lutés sur les bords (Voir fig. 226). Si la scorie est suffisamment fluide à l'intérieur du collecteur ce qui est le cas ordinaire, il suffit de soulever les tampons pour la faire couler sur le sol des caves.

On emploie parfois, notamment dans les usines de la Société de la Vieille-Montagne, un autre système pour faciliter le décrassage des collecteurs de flammes perdues. La sole de ces canaux, au lieu d'être horizontale, présente une double inclinaison dont la valeur est comprise entre 40 et 60°; elle constitue ainsi, avec les parois verticales, parallèles aux devantures, de doubles trémies venant déboucher, à une hauteur de 1 mètre à 1m,20, dans les parois latérales d'une galerie transversale ménagée dans le massif qui supporte le four (Voir fig. 79). Avant de mettre à feu celui-ci, on ferme les ouvertures inférieures et on remplit les trémies d'escarbilles et de débris de mâchefer, jusqu'au niveau de l'arête médiane. Les scories s'accumulent à la surface de ce remplissage: lorsqu'on veut les enlever, on tire les mâchefers par les orifices inférieurs; la nappe de scories plus ou moins solidifiée, qui recouvrait ces mâchefers, se dis-

©BIU Santé

loque par suite de l'affaissement de son support. On peut alors l'arracher, au moyen de crochets, par de petites portes ménagées aux extrémités des collecteurs et tenues ordinairement fermées par un mur de peu d'épaisseur. Le décrassage terminé, on remplit de nouveau les trémies de mâchefers et on referme les orifices extérieurs des collecteurs.

Les galeries qui servent à l'introduction du gaz combustible et de l'air secondaire, se trouvant placées dans la région médiane de la sole, sont peu exposées à recevoir des scories; néanmoins, pour les protéger mieux encore, on entoure parfois de rebords réfractaires les ouvreaux qui les mettent en communication avec le laboratoire du four. En pratique, on n'est jamais obligé de les nettoyer pendant le fonctionnement de celui-ci.

Quand il n'existe pas d'ouvreaux dans la sole du voisinage des devantures, dans les fours d'Overpelt, par exemple, on fait écouler les scories par des orifices ménagés au-dessous des taques inférieures de la devanture.

La sole et les pièces de la devanture réfractaire, exposées à la corrosion sous l'action des scories, sont de composition très alumineuse. Le massif supportant la sole doit être construit en bonnes briques réfractaires toutes les fois qu'il n'est pas refroidi par dessous. L'emploi, pour sa construction, de briques de qualité inférieure, a été la cause de graves difficultés, notamment dans le cas des fours Siemens.

Canaux de tirage et cheminées. — Les cheminées des fours rhénans sont parfois placées au-dessus du massif lui-même, soit au milieu de celui-ci (Valentin Cocq), soit à ses quatre angles (variante du four de Stolberg). Le mieux est alors de les construire en boisseaux de terre réfractaire (Voir p. 254 et 335).

Le plus souvent les flammes perdues passent des collecteurs ménagés sous la sole dans des canaux souterrains et vont aboutir à des cheminées situées à une certaine distance de la halle. La hauteur de ces cheminées varie entre 30 et 50 mètres ; leur diamètre à la base, entre $1^m,50$ et $1^m,80$.

Le tirage obtenu dans de pareilles conditions est ordinairement trop actif, surtout quand on ne pratique pas la récupération de la chaleur et que les gaz arrivent très chauds aux cheminées. Son intensité se trouve un peu atténuée quand une seule cheminée de $1^m,50$ de diamètre dessert deux fours à la fois (Prayon); mais, même dans ce cas, il est indispensable de prévoir des dispositions réellement efficaces pour modérer le tirage.

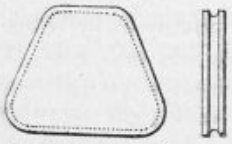


Fig. 218. — Registre réfractaire d'une seule pièce.

On ne saurait se servir, à cet effet, de registres en tôle ou en fonte, qui se coinceraient au-dessous du rouge. On ne peut employer que des registres réfractaires et pour plus de sûreté, il est prudent d'en installer au moins deux sur le parcours des gaz brûlés.

Quand les dimensions de ces registres ne sont pas trop fortes, on les fait d'une seule pièce avec $0^m,05$ à $0^m,06$ d'épaisseur. Sa forme est trapézoïdale à angles arrondis; il présente sur la tranche une gorge de section demi-circulaire dans laquelle on loge un fer rond servant à la fois à le consolider et à le suspendre (fig. 218).

©BIU Santé

Pour les registres de plus grandes dimensions et soumis à une température relativement élevée, il est préférable de se servir de briques réfractaires spéciales, posées sur une traverse en fer et enfilées sur trois tirants verticaux qui sont réunis par une traverse supérieure, boulonnée sur les trois tirants (fig. 219) ; tout ce système est suspendu par un étrier fixé sur la traverse supérieure.

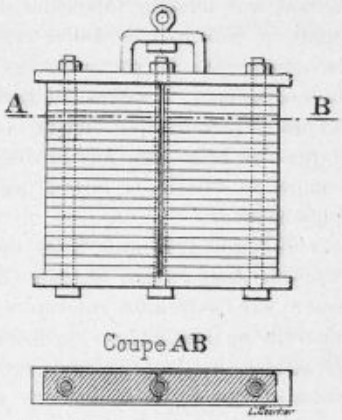


Fig. 219. — Registre réfractaire formé de briques superposées.

Il ne semble pas qu'on ait essayé d'utiliser pour la production de la vapeur les flammes perdues des fours rhénans, comme on l'a fait parfois pour les fours belges. Cette combinaison serait facile à réaliser, puisque les canaux de tirage sont placés au-dessous du sol des caves ; mais elle présenterait, comme dans le cas de tous les fours à zinc, l'inconvénient de donner une production de vapeur difficile à utiliser convenablement à cause de son irrégularité même. La récupération de chaleur par l'intermédiaire de l'air secondaire est certainement préférable, d'autant plus qu'elle permet de relever la température à l'intérieur du four et d'activer ainsi la distillation.

Appareils de condensation. — Le système de condensation en usage dans les fours rhénans, est toujours celui qui avait été installé, il y a plus d'un demi-siècle à l'usine de Valentin Cocq. Le zinc liquide se réunit dans un condenseur renflé, en terre réfractaire ; les poussières se déposent dans un étouffoir en tôle. La forme de ces deux appareils rappellent celle usitée dans les fours belges, mais avec des dimensions plus considérables, puisque le tirage du zinc ne s'effectue, dans le cas des fours rhénans, qu'une seule fois par vingt-quatre heures.

Les proportions du condenseur dépendent du système que l'on adopte pour le chargement des creusets. Lorsque ceux-ci ont une hauteur intérieure relativement faible, $0^m,72$, par exemple, il serait impossible d'opérer le décrassage en laissant le condenseur en place. On enlève donc le condenseur à chaque opération, comme on le fait pour le tube belge ; pour faciliter cette manœuvre, on doit donner au condenseur des dimensions relativement faibles. Sa longueur sera de $0^m,70$ ou même parfois de $0^m,60$ seulement. L'extrémité d'arrière s'engagera avec peu de jeu dans la gueule du creuset ; si celui-ci a par exemple, $0^m,22$ de hauteur sur $0^m,16$ de largeur, la section intérieure de l'orifice du condenseur sera de $0^m,17$ sur $0^m,12$, l'épaisseur des parois étant ordinairement de $0^m,015$ à $0^m,020$. La hauteur intérieure sera de $0^m,21$ au milieu du renflement, la largeur d'ailleurs restant constante. L'extrémité antérieure aura une section circulaire, de $0^m,06$ de diamètre en dedans et de $0^m,10$ environ en dehors ; elle s'engagera directement dans l'étouffoir.

©BIU Santé

Quand on adopte cette disposition, le tirage du zinc s'effectue au grattoir, comme dans les fours belges.

Lorsque les récipients servant à la distillation sont de véritables moufles, présentant une hauteur intérieure de $0^m,28$ à $0^m,31$, on peut procéder comme on le fait en Silésie, c'est-à-dire laisser les condenseurs en place et effectuer le décrassage par la partie de l'orifice du moufle qui reste libre au-dessous du condenseur. Pendant la distillation, cette ouverture est fermée par une plaque réfractaire que l'on met en place dès que le décrassage est effectué et que l'on brise une fois la distillation terminée. Le chargement s'effectue, comme en Silésie, en faisant passer la cuiller de chargement à travers le condenseur.

Celui-ci doit présenter, à ses deux extrémités, une section notablement plus forte que dans l'autre système. L'étouffoir ne peut donc plus s'adapter directement sur l'extrémité antérieure du condenseur ; le raccordement des deux appareils se fait, comme en Silésie, au moyen d'une pièce spéciale, en terre réfractaire ou plutôt en fonte recouverte de lut réfractaire, munie d'une tubulure en forme de tronc de cône sur laquelle s'engage l'étouffoir. Dans ce cas, on peut faire couler directement dans le poêlon, par simple percée, la plus grande partie du zinc condensé : il suffit pour cela de ménager, comme en Silésie, un orifice à la base de la plaque de fermeture. Néanmoins le renflement de l'allonge empêche souvent d'obtenir l'évacuation complète du zinc liquide par simple percée et l'on doit terminer par un tirage au grattoir, après avoir enlevé la plaque de fermeture.

Avec cette variante, la longueur du condenseur atteint généralement $0^m,80$ à $0^m,90$. Le profil de ce récipient varie d'une usine à l'autre : la figure 000 donne celui qui était usité à Cilli (Carniole), il y a une quinzaine d'années. Ce modèle comporte, du côté extérieur, une sorte de bec qui facilite l'écoulement du zinc dans le poêlon. Dans d'autres usines (Borbeck), la section du condenseur ne se resserre que fort peu vers l'extérieur (fig. 223), et le profil longitudinal se rapproche de celui des allonges silésiennes.

Les étouffoirs rhénans présentent, comme les condenseurs, des dimensions plus fortes que celles usitées pour les fours belges. La forme conique allongée (fig. 135) ne se rencontre presque jamais ; les étouffoirs de fours rhénans présentent en général la forme d'un tronc de cône évasé intérieurement (fig. 136), ou d'un cylindre, avec ou sans cône terminal du côté extérieur (fig. 137 et 138), ou, plus fréquemment encore aujourd'hui, d'un cylindre très allongé (de $1^m,00$ à $1^m,20$ de longueur) avec une cloison intérieure (fig. 178).

Les étouffoirs sont soutenus vers leur milieu par de longues barres de fer rond, parallèles aux devantures et supportées elles-mêmes par des consoles en fer tournant autour d'axes verticaux, de manière à se rabattre contre la devanture au moment du décrassage. Les supports à travers lesquels passe leur pivot sont boulonnés sur les rails ou poutrelles formant armatures verticales devant les cloisons d'embrasures.

D'autres fois, les supports articulés qui doivent recevoir les barres horizontales tournent autour d'axes horizontaux. Ils sont relevés contre les armatures

©BIU Santé

verticales du four pendant le travail de décrassage et rabattus dans une position horizontale pendant la distillation.

Aménagement des embrasures. — Les taques en fonte ont ordinairement une épaisseur de 3 à 4 centimètres; elles sont ou posées sur d'autres taques, d'épaisseur analogue, intercalées dans les piliers d'embrasures et faisant saillie sur le parement de ceux-ci ou engagées par leurs bords dans la maçonnerie des piliers. Le plus souvent, la chute des résidus s'effectue par un orifice rectangulaire, à bords droits ou légèrement inclinés; quelquefois cet orifice est remplacé par une trémie de faible profondeur.

Pendant la distillation, les embrasures sont souvent fermées au moyen de panneaux rectangulaires en tôle, s'appliquant sur chacun des intervalles compris entre deux taques et munis de deux trous pour laisser passer l'extrémité des condenseurs.

D'autres fois on se contente d'exécuter autour des condenseurs, à l'entrée de l'embrasure, un placage réfractaire qui ne monte pas tout à fait jusqu'au niveau de la taque supérieure.

Évacuation des résidus. — Dans quelques cas exceptionnels, il existe simplement, au-dessous de chaque embrasure, une niche pouvant s'être fermée au moyen de panneaux en tôle; on y fait tomber les résidus et on les y laisse jusqu'à complet refroidissement (Borbeck), suivant l'ancienne formule silésienne.

Quand il existe une galerie transversale dans le massif qui supporte le four, on fait souvent aboutir les couloirs d'évacuation à des orifices placés sur les parois latérales de cette galerie. Cette disposition, en usage depuis plus de cinquante ans en Silésie, se rencontre, par exemple, à Flône, à Valentin-Cocq et à Viviez.

Dans le cas des fours rhénans munis de récupérateurs tubulaires ou de régénérateurs Siemens, la combinaison précédente n'est pas réalisable. On donne alors aux couloirs d'évacuation une inclinaison plus ou moins forte vers l'extérieur du massif. L'orifice inférieur de ces couloirs est fermé le plus souvent par des portes en fer qui sont placées à une hauteur de $1^m,30$ à $1^m,40$ au-dessus du sol des caves, de manière à permettre de faire tomber les résidus directement dans des wagonnets en tôle, après refroidissement préalable. On a essayé de supprimer ce refroidissement et faire tomber immédiatement les résidus dans des récipients en tôle, mais il se produisait souvent dans ces récipients des agglomérations gênantes.

Dans certaines usines, à Prayon par exemple, les couloirs aboutissent derrière une cloison en briques placée à une distance de $0^m,80$ à 1 mètre du parement du massif inférieur et supportée par une poutrelle placée à 1 mètre environ au-dessus du sol des caves. On reprend à la pelle les cendres accumulées sur le sol.

©BIU Santé

DESCRIPTION DE DIVERS TYPES DE FOURS RHÉNANS

FOURS DE VALENTIN-COCQ ET DE FLONE

Ce type de fours (fig. 220 et 221) dérive directement de l'ancien modèle silésien, à rangée unique de grands moufles, qui a été décrit page 256. On a conservé l'infrastructure primitive avec sa chauffe centrale, ses ouvreaux de tirage au pied des cloisons d'embrasures, ses collecteurs de flammes perdues placés

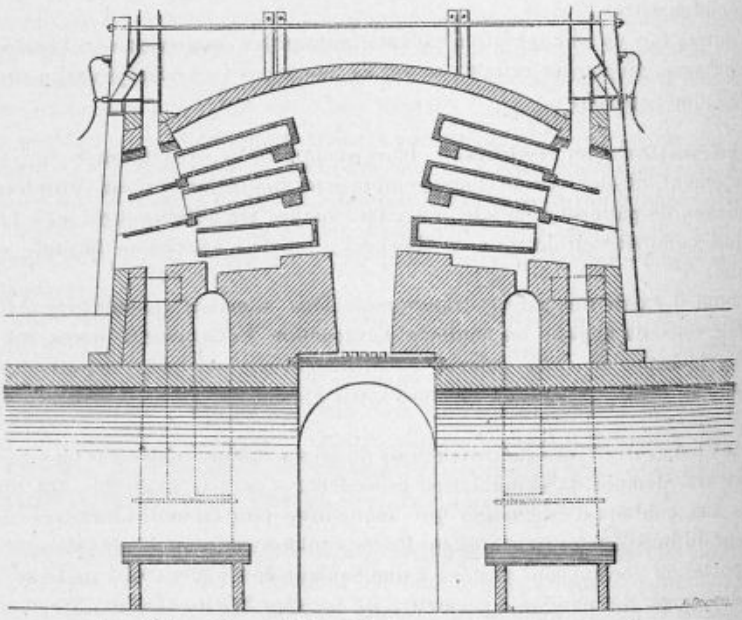


FIG. 220. — Four de Valentin-Cocq. — Coupe transversale.

au-dessous des ouvreaux, enfin les couloirs destinés à recevoir les cendres de creusets et débouchant sur les parois de la galerie transversale.

La chauffe a été un peu approfondie de manière à permettre une gazéification partielle du combustible; on a ménagé dans ses parois des carneaux pour le réchauffage de l'air secondaire, et on fait déboucher celui-ci par des ouvreaux ménagés vers le haut de la chauffe; enfin on a donné au fond des carneaux de tirage, ménagés au-dessous de la sole, la forme à pentes multiples, aboutissant à des ouvreaux inférieurs, de manière à faciliter l'extraction des scories par le procédé indiqué page 523.

La grille a $0^m,60$ de large sur $3^m,50$ de long; elle est formée de trois ou quatre

©BIU Santé

barreaux en gros fer carré de 0m,04 à 0m,05 de côté. Sa profondeur au-dessous de la sole du four est de 1m,20 à 1m,30.

La couche de charbon en combustion a une épaisseur de 0m,60 ; elle repose sur une couche de mâchefers de 0m,20 environ. La partie supérieure de la chauffe reçoit, par une série d'ouvreaux ménagés dans ses parois latérales, l'air secondaire qui s'est échauffé en circulant dans un canal ménagé dans la paroi réfractaire ; cet air pénètre dans le four avec une direction sensiblement horizontale, c'est-à-dire à angle droit sur le courant de gaz combustible.

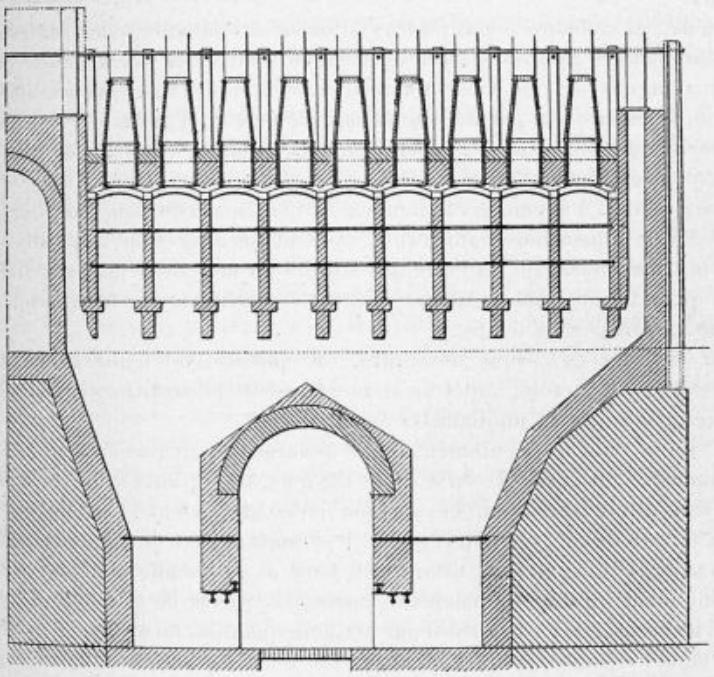


Fig. 221. — Four de Valentin-Cocq. — Coupe par le plan médian des trémies à résidus.

Malgré le refroidissement exercé par l'air qui circule autour des parois de la chauffe, ces parois se détruisent rapidement sous l'action corrosive des mâchefers. Elles finissent par s'excaver profondément vers le milieu de leur hauteur ; les assises supérieures, mises en surplomb, s'effondrent et provoquent la chute des arceaux supportant l'arrière des creusets.

C'est ce genre d'accidents qui nécessite le plus souvent la mise hors feu. Pour retarder celle-ci autant que possible, on donne aux briques des parois 0m,60 de queue ; néanmoins la durée des campagnes ne dépasse guère dix-huit mois.

Les deux extrémités de la chauffe sont formées par des plans inclinés en briques, comme dans l'ancien type silésien.

La voûte du four présente un profil en arc très surbaissé ; elle s'appuie de

©BIU Santé

part et d'autre sur les petites voûtes d'embrasures; sa hauteur sous clef est de 1m,50 environ.

Les ouvreaux de sortie des flammes ont une section variable suivant leur position dans le four; leur section moyenne est de 0m,01. Ils débouchent dans un canal de 0m,40 de large, dont la sole présente la disposition en double trémie aboutissant à deux ouvreaux ménagés dans les parois de la galerie souterraine transversale. Les fours sont toujours accolés deux par deux ; à Valentin-Cocq, les cheminées sont placées au-dessus d'un épais massif médian, traversé par des canaux obliques assurant leur raccordement avec les collecteurs horizontaux.

A Flône, les cheminées sont placées en dehors de la halle; elles sont reliées aux fours par des galeries placées au-dessous du sol des caves. Cette combinaison a permis de remplacer le massif central, supportant les cheminées, et épais de 1m,60 environ, par un simple mur de 0m,30; la réduction à 0m,30 de l'épaisseur des murs extrêmes, opérée en même temps, a permis de ramener à 12m,20 la longueur totale du massif.

On arrive ainsi à augmenter le nombre de fours que l'on peut installer dans une halle de dimensions données. Il ne faut pas aller trop loin dans cette voie; la transmission de la chaleur à travers un mur de 0m,30 est tellement active qu'un tas de charbon appuyé contre les extrémités des fours prend feu au bout de fort peu de temps.

Pour le tirage de chaque devanture, on emploie tantôt une gaine carrée de 0m,45 à 0m,50 de côté, tantôt un siphon formé de boisseaux cylindriques, en terre réfractaire, ayant un diamètre analogue.

Les creusets ont intérieurement 0m,16 de largeur, 0m,22 de hauteur et 1m,35 de longueur; leur épaisseur varie de 0m,028 à 0m,034 suivant l'usure de la filière qui a servi à leur fabrication. Les arceaux qui les supportent à l'arrière sont cintrés et formés de cinq voussoirs; ils ont 0m,30 suivant l'axe des creusets. Souvent on les place à une certaine distance du bord de la chauffe, afin de retarder l'effondrement qu'amène finalement l'usure des parois de cette chauffe. Dans ce cas, les creusets les dépassent d'une certaine quantité, de 0m,30 par exemple.

Les taques réfractaires de la devanture ont 0m,20 de largeur et 0m,10 d'épaisseur; les creusets s'y engagent en moyenne de 0m,05.

Chaque devanture comprend neuf embrasures à six creusets; le four renferme donc 108 creusets. L'ouverture intérieure des embrasures est de 0m,53 à Flône et de 0m,62 à Valentin-Cocq. Ces embrasures sont séparées par des piliers réfractaires, de 0m,40 d'épaisseur, supportant de petites voûtes.

Ces voûtes sont percées d'ouvreaux surmontés de cheminées en tôle qui dépassent la toiture de la halle (fig. 219) et qui servent en même temps à assurer le tirage de hottes en tôle débordant la devanture au-dessus de chaque embrasure. Pendant la réduction, l'orifice situé au-dessus de la voûte est fermé par un registre; on ouvre celui-ci au moment du décrassage et du chargement des creusets, de manière à faire aspirer par les cheminées les fumées et les poussières auxquelles cette opération donne lieu.

L'évacuation des résidus se fait par deux couloirs parallèles aux devantures, présentant une ouverture de 0m,20 et aboutissant des deux côtés de la galerie

©BIU Santé

souterraine transversale. Deux cheminées, placées aux extrémités de la devanture, assurent un certain tirage à travers ces couloirs.

Les allonges ont $0^m,70$ de long; elles sont calées sur les taques de fonte au moyen de morceaux de briques et portent à leur extrémité des étouffoirs coniques.

On peut estimer à vingt-cinq mille francs les frais de construction d'un massif de deux fours et à deux mille francs par four la dépense nécessaire pour installer le système de ventilation décrit ci-dessus.

Conduite du travail. — Le personnel d'un four comprend un brigadier, un grand manœuvre et trois manœuvres travaillant seulement pendant la période de nettoyage et de chargement, plus un chauffeur par douze heures et par massif de deux fours.

Il dessert les deux devantures situées d'un même côté du massif; l'ensemble de ces deux devantures est souvent désigné dans les usines sous le nom de four parce qu'il constitue l'unité de travail. Ce mode d'organisation des équipes est appliqué couramment aux fours du type rhénan qui contiennent 108 creusets seulement; il est assez rationnel, car il permet de prolonger la période de distillation du minerai. En effet le temps nécessaire pour nettoyer et charger 108 creusets est de six heures environ : si la même équipe devait procéder au même travail pour un four entier, la distillation ne durerait guère plus de dix-huit heures, car elle ne commence pas efficacement avant que le chargement des creusets ne soit terminé.

Si, au contraire, deux équipes attaquent simultanément le même four, chacune d'un côté, la durée de la période de chargement sera réduite à trois heures et celle de la période de distillation portée à vingt et une heures. Le travail du second four n'y perdra rien d'ailleurs, étant donné qu'on procède toujours dans le même ordre; ce second four aura seulement un retard de trois heures sur le premier.

Au point de vue du rendement, il n'y a aucun inconvénient à attribuer à deux équipes différentes le service des deux devantures opposées d'un four. Dans les fours rhénans, le personnel chargé du chauffage est distinct de celui qui s'occupe du nettoyage et du chargement des creusets ; l'indépendance des deux devantures, à ce dernier point de vue, ne soulève donc aucune difficulté.

L'équipe arrive vers cinq heures du matin et procède d'abord au tirage du zinc contenu dans les condenseurs; elle opère au grattoir, comme pour les tubes belges, et par files verticales, en commençant par le bas. Parfois on réserve pour la fin les deux embrasures extrêmes de la devanture, moins chauffées que les autres et plus ou moins en retard sur celles-ci au point de vue de l'avancement de la distillation. Le tirage est toujours fait par deux ouvriers associés; la répartition du personnel à cet effet varie un peu d'une usine à l'autre. Une fois le tirage terminé, le brigadier procède à un tirage supplémentaire (*reploquetage*) pour s'assurer que les condenseurs ont été bien vidés.

On retire alors les condenseurs et on procède au nettoyage et au chargement des creusets, exactement comme dans la méthode belge et avec des variantes qui correspondent à celles qui ont été décrites à l'occasion de cette méthode. On

©BIU Santé

applique le plus souvent celle qui consiste à nettoyer tous les creusets avant de commencer le chargement. Les inconvénients qui peuvent résulter du rayonnement des creusets vides sont en effet moins accentués dans le cas du four rhénan que dans celui du four belge; ils peuvent être encore atténués par la fermeture partielle des embrasures au moyen de panneaux en tôle.

Le chargement terminé, on remet les condenseurs en place, on les lute, puis on pose les étouffoirs dès que la flamme du zinc apparaît.

Quand l'équipe a terminé son travail pour une devanture, elle le commence pour la devanture voisine et procède identiquement de la même manière. Elle quitte l'usine vers onze heures; le personnel se trouve réduit, à partir de ce moment, à un chauffeur par massif, aidé d'un gamin qui surveille le calage des creusets et des allonges, le répare au besoin, et dégage au moyen d'une tige de fer, l'orifice des condenseurs en cas d'obstruction.

Le travail du chauffeur est difficile, à cause de la grande longueur des grilles; il faut une certaine habileté pour répartir uniformément le charbon en le lançant à la pelle à 3 mètres de distance et pour régulariser l'introduction de l'air sur toute l'étendue d'une grille de pareille longueur. Le feu repose sur une couche de mâchefer qui doit être épaisse de $0^m,20$ environ; quand cette couche monte trop haut, on décrasse la grille par dessous, au moyen de ringards que l'on appuie sur des étriers en fer fixés à demeure à $0^m,30$ environ au-dessous des barreaux.

La consommation de charbon est de 1.350 à 1.400 kilogrammes par tonne de minerai traité; c'est du charbon demi-gras que l'on consomme de préférence à Flône et à Valentin-Cocq. La proportion de charbon de mélange est de 460 à 470 kilogrammes par tonne de minerai.

L'écart au rendement dépend naturellement de la teneur et de la composition du minerai traité ainsi que de l'habileté des ouvriers; mais, toutes réserves faites à cet égard, il ne semble pas douteux que les fours rhénans à chauffe centrale ne donnent des résultats supérieurs à ceux obtenus avec les autres fours employés par la Société de la Vieille-Montagne, dans des conditions comparables. Au commencement de 1882, par exemple, les écarts étaient de 0,11 et 0,118 de la teneur à Valentin-Cocq et à Flône; dix ans plus tard, ils étaient de 0,10 et de 0,073; les chiffres correspondants étaient 0,132 et 0,12 à Angleur. L'infériorité relative des résultats obtenus dans cette dernière usine s'explique par les dispositions caractéristiques du type de fours belges qui y est en service, notamment par l'exagération du nombre des rangées chauffées successivement par la flamme. Celle des résultats obtenus, aux époques correspondantes, avec les fours à gaz employés à Borbeck et à Viviez est plus difficile à comprendre.

Au point de vue de la durée des creusets, les fours de Flône et de Valentin-Cocq ont également l'avantage non seulement sur les fours belges, mais aussi sur certains types de fours rhénans, plus perfectionnés en apparence. La durée des creusets y est de cinquante-cinq jours environ; celle des allonges est de neuf à dix jours.

La durée des campagnes varie de neuf mois à deux ans; elle est de dix-huit mois en moyenne. Ainsi qu'on l'a vu plus haut, elle est limitée le plus souvent par la corrosion des parois de la chauffe et par l'effondrement partiel des arceaux

©BIU Santé

intérieurs, qui est la conséquence de cette corrosion. La voûte du four dure en général de six à sept ans.

FOURS RHÉNANS A CHAUFFE MENTZEL-BOÉTIUS

Le système Mentzel-Boétius a été appliqué aux fours rhénans comme aux fours silésiens à deux rangées de moufles (p. 507). L'emploi de ce système tend à se restreindre de plus en plus, à raison de l'irrégularité du chauffage obtenu. Nous ne l'avons rencontré qu'à l'usine Berzélius (près Bergisch-Gladbach). E.-F. Dürre (*Ziele und Grenzen des Elektrometallurgie*, Pl. XX) a figuré un four de ce type, muni de deux chauffes seulement, de $0^m,20$ sur 1 mètre, placées aux deux extrémités du four. Pour un laboratoire de $12^m,50$ de long sur 3 mètres de large, destiné à recevoir 216 creusets, une surface totale de grille de $2^{m2},50$ est relativement faible. C'est sans doute l'insuffisance du chauffage qui a motivé le remplacement progressif des appareils Mentzel-Boétius par des fours à récupérateurs, du type qui sera décrit plus loin sous le nom de four de Stolberg.

A l'usine Berzélius, il existe une troisième chauffe, placée au milieu de l'une des devantures; les dispositions de l'infrastructure sont celles des anciens fours de Brixlegg. La superstructure est celle d'un four rhénan à 228 creusets; les creusets ont intérieurement $0^m,305$ de haut, $0^m,165$ de large et $1^m,30$ de long; leur épaisseur est de $0^m,023$. Le tirage s'effectue par deux cheminées placées aux deux extrémités du massif et dépassant de quelques mètres la toiture de la halle.

La consommation de charbon de chauffage est de 1.300 kilogrammes par tonne de minerai. Ce charbon doit être de forte composition pour permettre d'obtenir, dans le laboratoire, une température suffisamment, élevée malgré l'insuffisance d'étendue des grilles; la dépense de combustible est donc relativement élevée.

Les creusets durent, en moyenne, de quarante-deux à quarante-trois jours quand on a traité des minerais renfermant 50 0/0 de zinc, 10 0/0 de fer et 2 à 3 0/0 de plomb.

L'écart au rendement est de 12 0/0.

Les fours font des campagnes de deux années en moyenne.

FOURS A BRULEUR CENTRAL UNIQUE

Un type de fours comportant l'emploi d'un brûleur central unique, alimenté par des gazogènes placés soit au voisinage immédiat des fours, soit en dehors de la halle qui les abrite, a fonctionné pendant longtemps à Borbeck et à Viviez. Il est encore en service dans cette dernière usine, après avoir subi d'importantes modifications en ce qui concerne les dispositions du brûleur. Les moufles y sont au nombre de 108 par four, soit de 64 par devanture; ils sont disposés

©BIU Santé

sur trois rangées. Leurs dimensions étaient un peu plus fortes qu'à Valentin-Cocq et à Flône; elles étaient les suivantes à Viviez.

	INTÉRIEUREMENT	EXTÉRIEUREMENT
	—	—
Largeur.....	0m,145	0m,210
Hauteur.....	0 ,270	0 ,335
Longueur.....	1 ,307	1 ,352

La capacité intérieure du moufle est de 0m3,0455 et son poids, à l'état sec, de 75 kilogrammes environ. A Borbeck, les dimensions intérieures étaient 0m,16, 0m,33 et 1m,40, avec une épaisseur de 0m,025. Le laboratoire du four a intérieurement 6 mètres de long, 3m,60 entre pieds-droits d'embrasures, 2 mètres de hauteur au milieu et 1m,50 aux naissances de la voûte principale. Cette voûte s'appuie sur les petites voûtes recouvrant les embrasures.

Les dispositions générales du laboratoire ne diffèrent de celles que nous venons de décrire à l'occasion du four de Valentin-Cocq et de Flône que par la substitution d'un grand brûleur à la chauffe centrale. Les flammes s'élèvent vers la voûte en sortant du brûleur, redescendent vers une série d'ouvreaux pratiqués dans la sole, à la base des piliers de la devanture, et aboutissent à un collecteur disposé comme à Valentin-Cocq.

Les dispositions des arceaux supportant les creusets à l'arrière, des taques de la devanture et des couloirs d'évacuation des résidus sont également identiques à celles adoptées dans cette dernière usine.

Le brûleur central (Pl. XXI) étant unique, doit être plus puissant que ceux des usines silésiennes. On a vu qu'à Hohenlohehütte, par exemple, pour une longueur de laboratoire atteignant 10m,80, on emploie quatre brûleurs ayant chacun 0m,445 de long, ce qui correspond à un brûleur pour 2m,70 de devanture ou à une longueur totale de brûleurs représentant les 0,165 de celle du four. Dans le modèle primitif de Viviez, la longueur du brûleur était de 2m,30, soit 0,38 de la longueur du laboratoire. Le rapport est supérieur au double de celui que l'on rencontre à Hohenlohehütte, mais la distribution de la flamme est moins uniforme. La largeur du brûleur était, en outre, sensiblement plus forte que dans les usines silésiennes, car elle était de 0m,40 au point le plus resserré.

Les dispositions étaient combinées en vue de rendre la combustion aussi uniforme que possible sur toute la section transversale du brûleur. L'air amené sur un des petits côtés, par un canal de 0m,50 de long sur 0m;50 de haut, circulait dans la paroi, à l'intérieur de deux canaux de même hauteur et de largeur moitié moindre; puis il pénétrait dans le brûleur par vingt-trois ouvreaux de 0m,17 de hauteur et de 0m,06 de largeur. Sur le petit côté situé en face du canal d'amenée, il n'existait qu'un seul ouvreau : deux étaient placés sur le côté opposé et douze sur chacune des faces latérales du brûleur (Pl. XXI). Les canaux d'introduction de l'air secondaire présentaient une inclinaison très faible sur l'horizon ; il en résultait une intersection des courants gazeux à angle droit, développant une température locale très élevée qui détruisait rapidement les parois supérieures du brûleur.

Chaque four était desservi par un gazogène, installé soit à l'intérieur de la

©BIU Santé

halle, contre une des extrémités du massif, soit à l'extérieur. Dans cette deuxième variante, les gaz étaient amenés au four par un canal de 0m,80 de large et de 0m,90 de haut, incliné d'environ 20° sur l'horizon et se contournant pour se raccorder avec le fond du brûleur, suivant l'axe longitudinal de celui-ci. Des portes de nettoyage, tenues muraillées en travail normal, étaient ménagées dans la voûte du canal et à l'extrémité de la fosse inférieure du brûleur.

Les gazogènes avaient une largeur de 2m,50 et une hauteur sous voûte sensiblement égale à ce chiffre : leur paroi intérieure, inclinée à 50°, se terminait inférieurement par cinq barreaux plats disposés en gradins. Au-dessous de la grille, se trouvait un intervalle libre, de 0m,35 de haut, pour l'enlèvement du mâchefer. La paroi de fond était verticale ainsi que les parois latérales : le chargement se faisait par deux ouvreaux de 0m,40 sur 0m,60 placés au-dessus de la face antérieure (Pl. XXI).

A Viviez, le sol de travail des gazogènes est à 5 mètres environ en contre-bas de celui de la halle des fours ; les deux gazogènes d'un massif sont accolés par une de leurs faces latérales. L'air primaire et l'air secondaire sont fournis par un ventilateur, sous une pression de 0m,02 à 0m,03 d'eau. L'installation d'un massif de deux fours du type ci-dessus, avec leurs gazogènes et leurs canaux d'amenée du gaz, coûtait de 30 à 35.000 francs.

Conduite du travail. — Le personnel d'un four se composait d'un brigadier, d'un grand manœuvre et de trois manœuvres, occupés exclusivement au tirage, au nettoyage et au chargement, plus un chauffeur et un gamin par massif, ces derniers faisant des postes de douze heures. La conduite du travail était la même qu'à Valentin-Cocq et à Flône, avec cette différence qu'à Borbeck on introduisait la cuiller de chargement à travers le condenseur, tandis qu'à Viviez on enlevait le condenseur pour charger les creusets, suivant le système belge. Le travail commençait dès trois heures du matin à Viviez, dès quatre heures à Borbeck ; il durait sept heures environ. Pendant la journée, la surveillance de la distillation était confiée à un chauffeur et à un gamin par massif de deux fours. La charge était de 2.700 kilogrammes de minerai, mélangés avec 45 0/0 de charbon de réduction. On consommait, par tonne de minerai, 1.300 kilogrammes de charbon de chauffe à Borbeck, 2.150 à Viviez. L'importance de la différence entre ces deux chiffres tenait, en partie au moins, à l'inégalité de qualité du combustible employé ; à Borbeck, ce combustible était un mélange de deux tiers de houille grasse et d'un tiers de houille maigre, tenant seulement 0,09 à 0,10 de cendres ; à Viviez, c'était une houille menue, impure et souvent altérée par l'action des feux de mine. L'écart au rendement était, en moyenne, de 0,12 de la teneur dans l'une et l'autre usine. Il l'était un peu plus qu'à Flône et à Valentin-Cocq, bien que les types de four en service dans ces deux usines ne semblent pas devoir donner les mêmes garanties de régularité, au point de vue du chauffage. La différence devait tenir à l'inégalité de valeur du personnel ouvrier, surtout en ce qui concerne Viviez.

Les creusets auraient eu, dit-on, une durée moyenne de cinquante-cinq jours à Viviez, de trente-six jours seulement à Borbeck ; cette inégalité considérable pourrait s'expliquer par une différence dans la nature des minerais traités. Les

©BIU Santé

condenseurs résistent d'ordinaire une dizaine de jours en moyenne comme dans le cas des fours rhénans.

Four de Viviez modifié. — Le brûleur central de l'ancien four de Viviez présentait tous les inconvénients inhérents à un développement trop local et trop intensif de la combustion ; il avait en outre le défaut de ne comporter aucune disposition spéciale facilitant l'enlèvement des scories qui s'accumulaient dans la fosse centrale.

On l'a modifié (Pl. XXII) en supprimant les admissions d'air secondaire sur les petits côtés et en donnant à celles des longs côtés une inclinaison de 60° à 70° sur l'horizon. En même temps on portait sa longueur à 4m.25, on réduisait à 0m,30 sa largeur près de la sole, tout en augmentant progressivement cette largeur, par encorbellements successifs, vers sa partie inférieure de manière à lui donner une valeur de 0m,80 vers le fond de la fosse à scories. Ce fond lui même est incliné vers l'extrémité opposée au canal d'amenée des gaz et aboutit à une cloison de 0m,30 d'épaisseur que l'on peut démolir pour tirer au râble les scories accumulées.

D'autre part, pour relever la température de l'air secondaire par une récupération partielle de la chaleur des flammes perdues, on a développé le parcours de celles-ci sous la sole en les faisant circuler dans deux galeries de 0m,35 de largeur, placées, l'une à la base de la devanture, l'autre au voisinage de la fosse à scories ; on a doublé également le parcours de l'air secondaire en le faisant circuler dans deux canaux superposés, de 0m,750 de long, intercalés entre les deux galeries précédentes.

Les dispositions de la superstructure ont été modifiées. La longueur du laboratoire a été portée à 6m,55 ; sa section transversale est restée la même. On a réduit à 0m,44 la largeur intérieure des embrasures, et à 0m,57 leur intervalle d'axe en axe, ce qui a permis d'en placer 12 sur chaque devanture. Le nombre de creusets par four a été porté ainsi à 144.

Les creusets ont intérieurement 0m,280 de hauteur, 0m,14 de largeur et 1m,34 de longueur, avec une épaisseur de 0m,025 sur les parois latérales et 0m,045 au fond.

Chaque four est desservi par un gazogène, dont les dimensions sont restées à peu près les mêmes qu'autrefois. La largeur de la devanture a été réduite à 2m,25 ; la partie pleine de celle-ci descend à 2 mètres au-dessous de la voûte, au lieu de 1m,50. Le cendrier est fermé par des portes en fonte et soufflé par des orifices latéraux.

Le personnel a été porté à 7 ouvriers par four, ou plus exactement par groupe de deux devantures juxtaposées. Le nombre de creusets par ouvrier est donc actuellement de 20,6, alors qu'il était auparavant de 21,6. La charge de minerai est de 4.000 kilogrammes par four, soit 28 kilogrammes par creuset. La consommation de houille de chauffage aurait été réduite à 6.000 kilogrammes par jour et par four, soit à 1.500 kilogrammes par tonne de minerai.

Fours de Borbeck modifiés. — L'usine de Borbeck a conservé sans modification la superstructure de ses fours à 108 creusets ; mais elle fait subir à leurs brûleurs une modification plus radicale que celle opérée à Viviez.

©BIU Santé

Le gaz combustible, fourni par un gazogène placé soit à l'extrémité du four, soit à l'intérieur de la halle, est amené par une galerie située sous l'axe longitu-

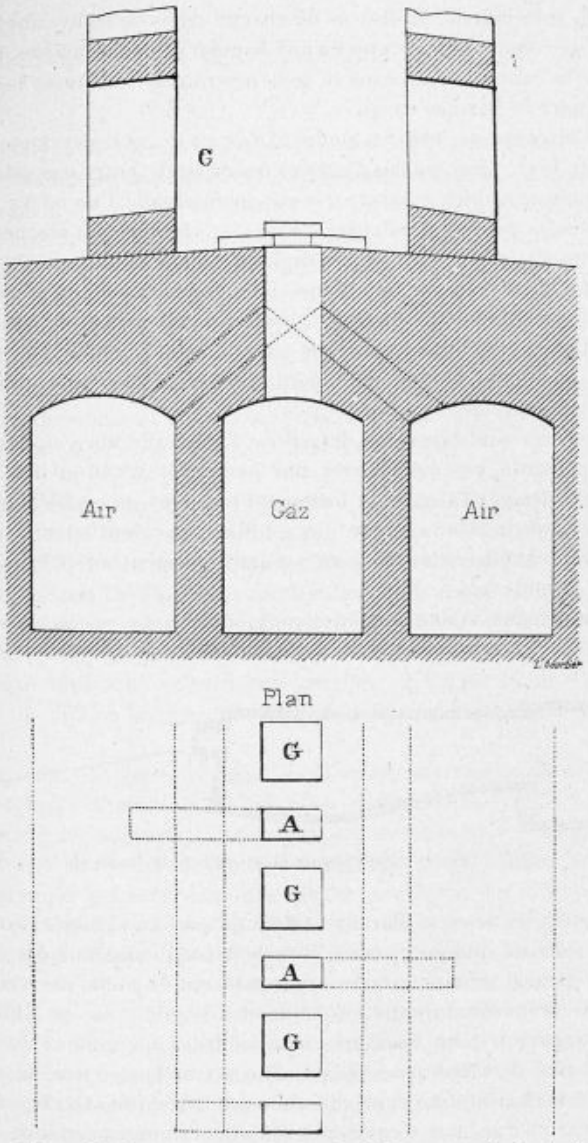


Fig. 222. — Brûleur des fours de Borbeck (coupe verticale et plan).

dinal de la sole ; de part et d'autre de cette galerie s'en trouvent deux autres servant à distribuer l'air secondaire, fourni par un ventilateur sous une pression de 6 à 8 centimètres d'eau (*fig.* 222). Le brûleur est formé d'une série

©BIU Santé

d'ouvreaux, ménagés dans la sole du four, ayant une largeur uniforme de 0m,20 et des longueurs, suivant l'axe, de 0m,20 pour le gaz et 0m,10 pour l'air, alternativement. Les ouvreaux à air communiquent tantôt avec l'une, tantôt avec l'autre des galeries inférieures : au-dessus de chacun d'eux se trouve une brique à plat, supportée par deux autres briques à une hauteur de 0m,06 environ. Cette disposition rejette le courant d'air dans le sens horizontal et le brasse avec le courant de gaz qui sort de l'orifice voisin.

La série alternée des orifices amenant l'air et le gaz se développe sur toute la longueur du four. Les supports d'arrière des creusets, entre lesquels est compris le brûleur ainsi modifié, sont séparés par un intervalle d'un mètre. Les flammes perdues, réunies dans deux canaux ménagés sous la sole, sont évacuées par quatre petites cheminées situées aux angles du four et débouchant sous la toiture de la halle, comme dans les anciennes usines silésiennes. Les fumées zincifères sont aspirées par une double hotte en tôle, comme à Valentin-Cocq avec cette différence qu'elles se réunissent dans un gros collecteur cylindrique en tôle placé au-dessus de la devanture, pour aboutir finalement à des cheminées en tôle dépassant la toiture de la halle.

Les gazogènes sont dépourvus de grilles ; l'intervalle libre au-dessous de leur devanture présente, comme à Viviez, une hauteur de 0m,40 environ. Le cendrier est fermé par des portes en fonte fortement inclinées, et soufflé au moyen d'un injecteur à vapeur. On a essayé le soufflage par ventilateur ; mais l'allure devenait trop chaude et les mâchefers s'agglomeraient au point de rendre le décrassage difficile.

L'organisation du travail n'a subi aucune modification. Les condenseurs (fig. 223)

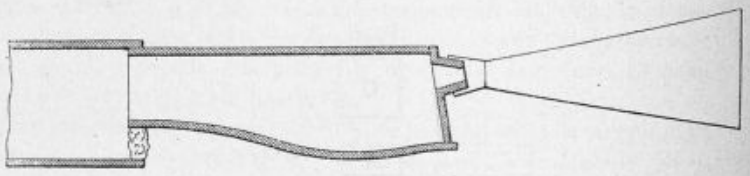


Fig. 223. — Condenseur et étouffoir de Borbeck.

sont fortement renflés vers l'avant et fermés par une plaque de fonte lutée. Quand on traite du minerai, on ne tire le zinc qu'une fois par vingt-quatre heures ; on peut d'ailleurs extraire presque tout le métal par voie de coulée directe dans le poêlon. Quand on traite des oxydes, on est obligé de faire plusieurs tirages par jour. La charge est de 3.000 kilogrammes de minerai par four, c'est-à-dire de 27kg,8 par creuset ; elle est mélangée avec une proportion de 40 à 45 0/0 de charbon. La consommation de charbon de chauffe est de 4 tonnes par four et par charge, soit d'environ 1.300 kilogrammes par tonne de minerai. On a constaté qu'elle est moins élevée pour les fours munis de gazogènes juxtaposés que pour ceux dont les gazogènes se trouvent placés en dehors de la halle.

L'écart serait actuellement de 11 0/0, dit-on, avec des charges tenant en moyenne de 50 à 52 0/0 de zinc. Les voûtes des fours durent six ans en moyenne ; les soles, brûleurs, etc., deux ans seulement. Comparativement à l'ancien

©BIU Santé

type, il y a à cet égard un progrès sensible dû à la régularité plus grande du chauffage.

FOURS RHÉNANS A RÉCUPÉRATEURS TUBULAIRES

La récupération par circulation continue dans des appareils tubulaires en terre réfractaire, ne fonctionne nulle part en combinaison avec l'ancien type silésien à une seule rangée de grands moufles. Le système Haupt, décrit page 395, ne semble pas, en effet, avoir plus de succès que le système Wabner (p. 380).

Son adaptation au type de four comportant deux rangées de petits moufles n'a pas donné de meilleurs résultats.

Ce mode de récupération a bien réussi, au contraire, dans les usines de Stolberg, en combinaison avec le type rhénan. Il s'est substitué complètement dans l'une (Munsterbusch), au type Mentzel-Boétius; dans l'autre (Birkengang), il est employé concurremment avec le système Siemens et semble donner des résultats équivalents à ceux qu'on obtient avec ce dernier système.

Type de Birkengang (Eschweiler). — Le four à récupérateurs tubulaires, employé dans l'usine de Birkengang ou d'Eschweiler (Société Rhein-Nassau), a été décrit et figuré en 1881 par Bruno Kerl (*Grundris des Metallhüttenkunde*, p. 467). Nous l'avons vu en service dans cette usine en 1885.

Les moufles employés ont intérieurement $0^m,29$ de haut, $0^m,60$ de large et $1^m,60$ de long avec une épaisseur de $0^m,025$ sur les côtés, $0^m,35$ en haut et $0^m,40$ en bas; ils sont munis de condenseurs renflés (fig. 224, I), et d'étouffoirs cylindriques. On enlève les condenseurs pour effectuer le décrassage et le chargement.

La voûte du four s'appuie, de part et d'autre, sur une poutre en fonte, profilée en cornière aiguë; elle recouvre les condenseurs.

Les dispositions des supports intérieurs et des devantures n'ont rien de particulier; les taques en fonte sont percées d'ouvreaux rectangulaires pour le passage des résidus qui tombent dans des niches au-dessous des devantures.

Les gazogènes, installés à l'extérieur de la halle, sont munis de grilles très peu inclinées; ils sont soufflés au moyen d'un injecteur à vapeur. Les gaz pénètrent, par un des petits côtés du four, dans une galerie profonde qui forme fosse à scories; ils rencontrent, à une petite profondeur au-dessous de la sole, l'air secondaire arrivant des récupérateurs par les canaux A et les ouvreaux B, inclinés sur l'horizon. Les flammes s'élèvent vers la voûte, redescendent entre les moufles M, traversent les ouvreaux C, se réunissent dans un collecteur D, et passent enfin dans les récupérateurs E.

D'après Bruno Kerl, ceux-ci se composeraient d'un double faisceau de tubes longitudinaux en terre réfractaire, de section rectangulaire surhaussée. Introduit par une des extrémités du faisceau inférieur F_1, l'air circulerait suivant la longueur de ces tubes, reviendrait par le faisceau de tubes supérieurs F_2, et irait aboutir à une galerie C, qui le distribuerait aux ouvreaux du brûleur. Les

©BIU Santé

flammes perdues descendraient au contraire verticalement autour des tubes. Peut-être, en réalité, serpentent-elles horizontalement, comme l'air et en sens inverse de celui-ci, de manière à satisfaire plus complètement aux conditions d'un chauffage méthodique.

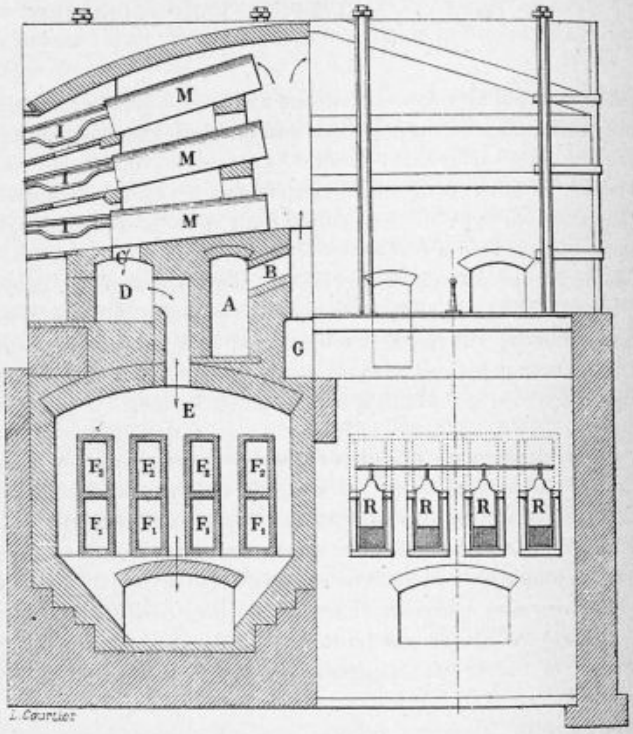


Fig. 224. — Four de Birkengang. — Coupe verticale et vue en bout.

Le réglage de l'admission de l'air secondaire se fait au moyen de registres à coulisse R, R, placés aux extrémités du massif.

Conditions de travail. — Le personnel est de douze ouvriers par four de 226 moufles, plus deux chauffeurs, faisant des postes de douze heures. Le décrassage commence à quatre heures du matin; la charge de minerai est de 8 tonnes par four, avec addition de 40 0/0 de charbon. Le travail se termine entre onze heures et midi.

La consommation de charbon de chauffage est de 1.200 kilogrammes par tonne de minerai.

La durée des moufles est de trente-cinq jours environ; la consommation de pâte réfractaire, de 75 kilogrammes par tonne de minerai.

Les moufles se détériorent surtout à l'arrière, dans la région qui dépasse le support et reçoit directement le coup de feu.

L'écart au rendement est de 11 à 12 0/0 de la teneur, avec des minerais tenant 50 0/0 de zinc.

©BIU Santé

La durée des campagnes peut atteindre trois à quatre ans; elle est inférieure à celle des fours Siemens, en service dans la même usine.

FOURS RHÉNANS DE STOLBERG

L'usine de Münsterbusch (Société de Stolberg-Westphalie) a créé, vers l'année 1877, un type de fours rhénans, où la récupération de la chaleur est réalisée au moyen de dispositions sensiblement différentes de celles usitées à Birkengang. Le modèle de récupérateurs adopté se rattache au type Gaillard et Haillot, avec serpentage des flammes perdues dans le sens horizontal et circulation de l'air secondaire dans le sens vertical.

Les premiers fours installés à Munsterbusch recevaient 204 creusets seulement; on a pu porter le nombre de ces récipients à 216 d'abord, à 240 ensuite en réduisant la largeur des embrasures.

Les creusets ont intérieurement $0^m,27$ de hauteur et $0^m,15$ de largeur, avec des longueurs de $1^m,30$, $1^m,35$ et $1^m,40$ suivant les rangées. Dans d'autres usines, employant le même type de four, on leur a donné une section de $0^m,25$ sur $0^m,16$ avec une longueur de $1^m,45$ (intérieure), et une épaisseur de $0^m,03$.

Les proportions intérieures du laboratoire dépendent du nombre des creusets, de leur longueur et de leur espacement d'axe en axe. La largeur intérieure peut varier de $3^m,50$ à 4 mètres; la longueur intérieure est de $12^m,50$ à 13 mètres.

La hauteur de la voûte, sous clef, est de $1^m,70$ à $1^m,80$.

Il n'y a aucune incompatilité entre l'emploi de récupérateurs tubulaires et le mode de construction de la superstructure, consistant à faire reposer les naissances de la voûte principale sur les têtes intérieures des petites voûtes couvrant les embrasures; mais, en fait, les fours du type de Stolberg, ont été installés généralement suivant le système comportant l'emploi d'une voûte unique, recouvrant en même temps le laboratoire du four et les deux compartiments destinés à recevoir les condenseurs (fig. 225).

Ces deux compartiments ayant de $0^m,70$ à $0^m,90$ de profondeur, la portée de la voûte, varie entre $5^m,25$ et $5^m,80$. Les cornières en fonte, qui supportent les retombées ont $0^m,30$ horizontalement sur $0^m,30$ verticalement avec une épaisseur de $0^m,03$. Elles se décomposent en éléments boulonnés sur des piliers verticaux en fonte, de $0^m,03$ d'épaisseur, qui portent eux-mêmes des nervures latérales destinées à supporter les taques de fonte. Les piliers sont contrebutés par des armatures extérieures, formées soit de rails, soit de poutrelles de $0^m,20$ de hauteur, soit de deux fers en U de $0^m,20$ sur $0^m,075$, posés de manière à former l'équivalent d'une poutrelle dédoublée suivant son axe, les tirants supérieurs passant dans l'intervalle médian.

La solidité du système de support des condenseurs dépend de l'espacement entre les piliers en fonte. Lorsque cet espacement est de $2^m,50$ environ, soit de huit files verticales de creusets, les taques en fonte subissent en service des

©BIU Santé

flexions considérables aggravées par l'existence des orifices rectangulaires de 0m,35 sur 0m,20, qui servent à l'évacuation des résidus et par le chauffage à une température voisine du rouge.

Pour éviter ces déformations, on devrait rapprocher les montants en fonte de manière à en doubler au moins le nombre. Ainsi modifié, le système ne présente-

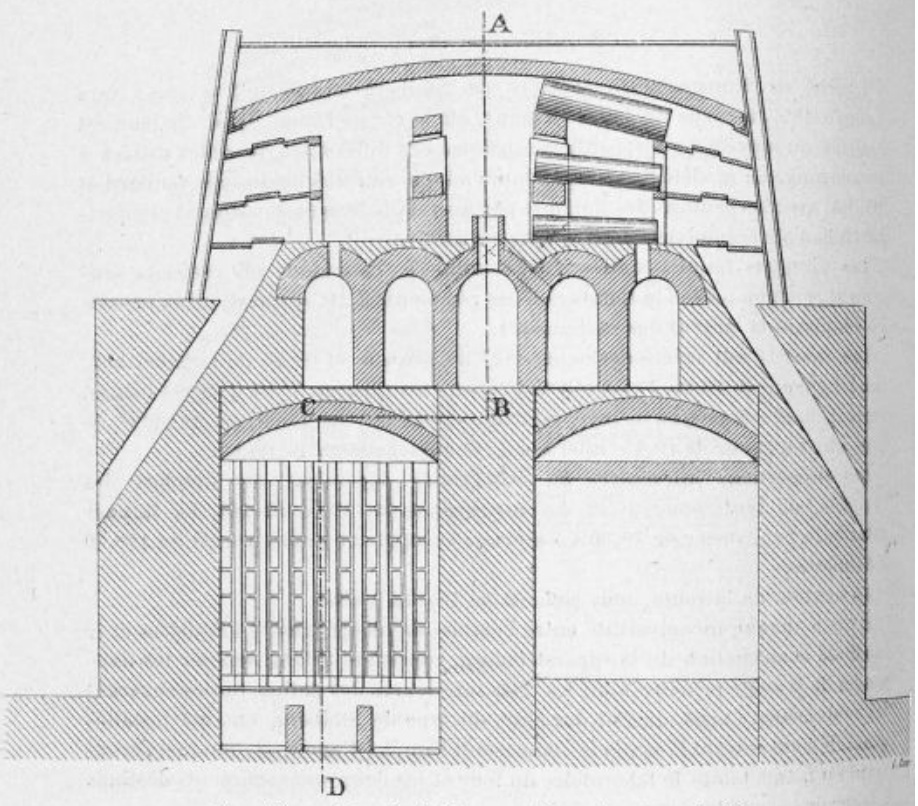


Fig. 225. — Four de Stolberg. — Coupe transversale NN.

rait probablement aucun avantage au point de vue économique, sur l'ancien mode de construction.

La voûte a une épaisseur de 0m,22 à 0m,24; elle est construite en brique très riche en silice (90 0/0 de quartz pour 10 0/0 d'argile siliceuse ou en briques de Dinas. Dans ce dernier cas, on doit, pour atténuer les poussées longitudinales, laisser du jeu soit aux deux extrémités de la voûte, soit entre les briques qui la constituent (Voir p. 521).

Les murs extrêmes ont une épaisseur de 0m,50; ils sont consolidés par de fortes armatures horizontales, reliées par des tirants. On place par exemple au haut et au bas de chacun de ces murs, deux poutrelles de 0m,25, accouplées.

La devanture réfractaire est formée de taques d'épaisseur de 0m,10 dont la lon-

©BIU Santé

gueur correspond à l'espacement des deux creusets, et qui reposent par leurs extrémités sur des piliers verticaux ayant également 0m,10 de largeur. Tout le

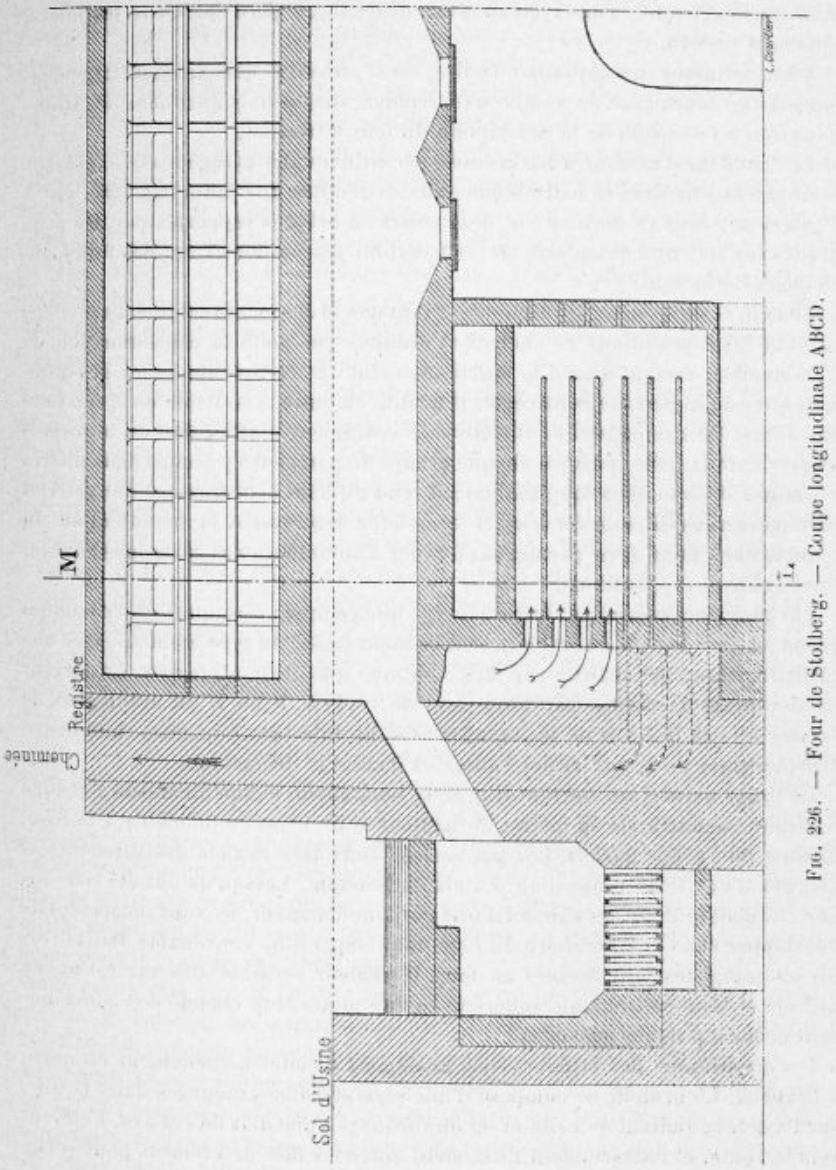


FIG. 226. — Four de Stolberg. — Coupe longitudinale ABCD.

système présente, suivant la longueur des creusets, une profondeur de 0m,15 à 0m,20 : il n'a ordinairement aucune liaison avec la partie métallique de la devanture et doit être maintenu en place par une saillie de la voûte.

©BIU Santé

Les supports d'arrière sont constitués tantôt par des arceaux surbaissés, tantôt par un système de piliers verticaux et de traverses horizontales. Dans la direction de l'axe des creusets, on donne aux piliers $0^m,35$ à $0^m,40$; aux traverses ou aux arceaux, $0^m,30$; ceux-ci ont au moins de $0^m,15$ à $0^m,20$ d'épaisseur, les piliers, de $0^m,12$ à $0^m,15$.

Dans certaines installations récentes, on a substitué aux arceaux largement ouverts un mur percé de nombreux ouvreaux, disposition que nous décrirons plus loin à l'occasion de la description du four d'Overpelt.

Le chauffage d'un four à 240 creusets nécessite quatre gazogènes Ces appareils sont placés soit dans la halle même, aux extrémités des fours (fig. 226), soit à l'extérieur ; dans ce dernier cas, des canaux en briques supportés par des poutrelles les relient à la galerie de distribution placée dans l'axe des fours, au-dessous de la sole.

Chacun de ces systèmes présente des avantages et des inconvénients. Le premier atténue les déperditions de chaleur et diminue par suite la consommation de combustible, surtout quand le fonctionnement des récupérateurs ou des gazogènes n'est pas parfaitement réglé ; il facilite en outre le contrôle de la conduite des fours. En compensation, il abaisse le coefficient d'utilisation de la surface couverte de la halle, puisque chaque groupe de gazogènes y occupe deux mètres en mines dans le sens longitudinal ; il rend difficile le décrassage des galeries ménagées sous la sole du four et complique légèrement la manutention du combustible. Enfin il ne permet pas d'isoler à volonté un des gazogènes pour lui faire subir des réparations.

Les gazogènes pourraient être d'un type quelconque ; ceux que l'on a combinés jusqu'ici avec le type de Stolberg sont ordinairement du type Siemens, avec une grille inclinée à 30° environ (fig. 226), ou avec une grille à gradins. La largeur de devanture de chaque gazogène varie de $1^m,20$ à $1^m,75$. Il est avantageux de fermer les cendriers et de les moufler avec un injecteur à vapeur ; cette disposition permet de mieux régler l'allure et facilite le décrassage.

Le tirage naturel est souvent trop actif, notamment lorsqu'on affecte à chaque four une cheminée de 30 mètres de hauteur et de $1^m,80$ de diamètre à la base, comme on l'a fait parfois. Les gaz sortent alors très chauds des gazogènes et chargés d'une forte proportion d'acide carbonique. Lorsqu'ils ont été refroidis par circulation dans des canaux d'une certaine longueur, ils sont incapables de développer dans le laboratoire du four une température convenable. Dans le cas où les gazogènes sont accolés au four, la chaleur sensible des gaz est mieux utilisée et les inconvénients inhérents à une allure trop chaude des gazogènes sont beaucoup moins sensibles.

Les dispositions des brûleurs sont analogues à celles actuellement en usage à Borbeck. Le brûleur se compose d'une série d'orifices ménagés dans la sole, sur l'axe longitudinal de celle-ci ou au voisinage immédiat de cet axe, s'élèvent vers la voûte, et redescendent finalement entre les files de creusets pour sortir par des ouvreaux ménagés devant la base des montants de la devanture.

Pour alimenter le brûleur et assurer l'évacuation des gaz brûlés, on ménage sous la sole cinq galeries longitudinales ayant une hauteur de $1^m,20$ à $1^m,25$. La galerie médiane, large de $0^m,65$, distribue les gaz combustibles ; de chaque côté

©BIU Santé

se trouvent une galerie amenant l'air secondaire et une autre recevant les flammes perdues. Ces dernières ont une largeur de 0m,50.

Les trois galeries centrales, amenant le gaz et l'air secondaire, reçoivent peu de scories, surtout quand les orifices de sortie du gaz et de l'air secondaire sont constitués par des pièces réfractaires en saillie sur la sole. Les collecteurs de flammes perdues, au contraire, reçoivent une quantité importante de matières fondues que la pente de la sole dirige vers les devantures.

La longueur du four est trop grande pour que le décrassage puisse se faire au râble, par les extrémités des galeries; cette opération serait impossible, d'ailleurs, dans le cas du type à gazogènes accolés. On ménage donc, dans la région médiane de la sole de ces diverses galeries, des orifices tenus normalement fermés par des tampons en terre réfractaire (fig. 226); il suffit d'enlever ces tampons pour faire couler sur le sol des caves une certaine quantité de scories. On facilite l'écoulement en introduisant des râbles par les extrémités de la galerie, quand l'aménagement du four le permet.

Les dispositions du brûleur central comportent diverses variantes. Dans les premiers fours de Munsterbusch, le gaz sortait par une série d'ouvreaux, de 0m,20 de longueur et de 0m,08 de largeur, ménagés sur l'axe de la sole et reliés par des canaux verticaux à la galerie centrale. L'air secondaire débouchait par deux autres séries d'ouvreaux, de même longueur, mais de 0m,06 seulement de largeur, reliés aux deux galeries latérales par des canaux inclinés. Chaque groupe de trois orifices était séparé du suivant par une cloison de 0m,10.

Cette disposition provoquait une combustion très rapide, par suite de la convergence des courants gazeux, et développait par conséquent un coup de feu intense sur l'arrière des creusets, sans chauffer suffisamment leur région antérieure. On cherche maintenant à ralentir la combustion plutôt qu'à l'accélérer. A cet effet, on rend les courants gazeux parallèles en redressant verticalement l'extrémité des canaux amenant l'air secondaire et, au besoin, on prolonge cette extrémité par des boisseaux en terre réfractaire, hauts de 0m,20 à 0m,25. De plus, au lieu de placer un jet d'air de part et d'autre de chaque jet de gaz, on alterne les ouvreaux en plan. On leur donne, par exemple, une largeur uniforme de 0m,10, avec une longueur de 0m,20 pour le gaz et 0m,10 pour l'air. Les ouvreaux de tirage ont également des sections plus fortes que dans les anciens fours; on leur donnera 0m,15, sur 0m,20, au lieu de 0m,10 sur 0m,10, comme dans le type de Valentin-Cocq.

Nous avons déjà signalé l'utilité qu'il y a à ménager dans la voûte du four, sur l'axe de celle-ci, un certain nombre d'ouvreaux servant à l'occasion à introduire des ringards dans les orifices du brûleur qui se seraient engorgés.

Les récupérateurs sont au nombre de quatre, occupent les quatre angles du massif. Ceux placés à une même extrémité sont séparés seulement par un mur épais; entre les deux groupes, on réserve un espace vide, où l'on peut pénétrer pour surveiller le fonctionnement des récupérateurs, nettoyer leurs canaux horizontaux et manœuvrer les tampons de décrassage des collecteurs de fumées pour en faire couler les scories.

Le faisceau tubulaire est constitué par des murs en briques creuses, percées de deux, trois ou quatre canaux verticaux dans lesquels monte l'air secondaire.

©BIU Santé

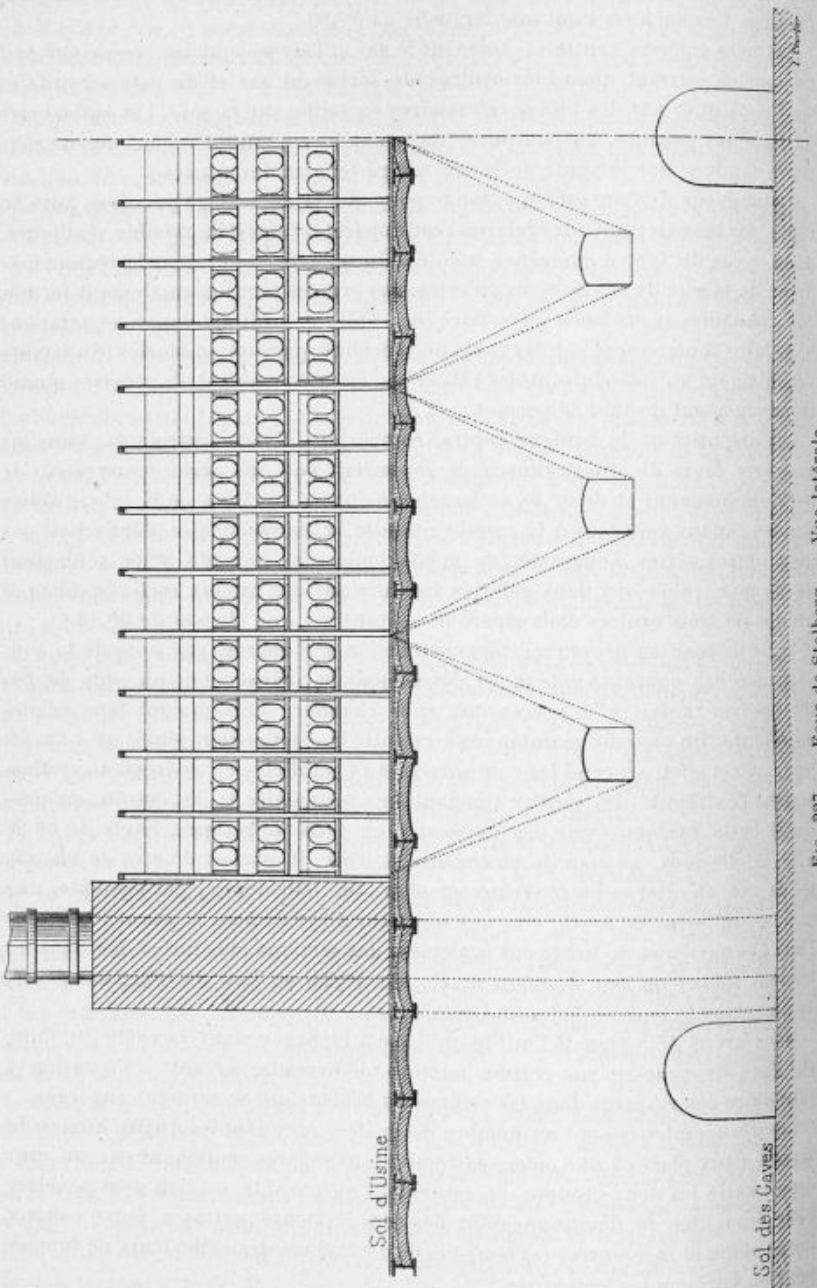


FIG. 227. — Four de Stolberg. — Vue latérale.

©BIU Santé

Le type à quatre canaux est plus solide et plus usité, mais il utilise moins bien la surface des parois que ne le font les types à deux ou trois canaux, comportant une moindre étendue de cloisons intérieures.

L'activité relative de la transmission de chaleur varie en raison inverse de l'épaisseur des parois. On a réduit parfois celle-ci à 0m,015, ce chiffre est trop faible pour assurer quelque durée aux récupérateurs; aussi la porte-t-on en général à 0m,018 ou 0m,020.

Pour assurer la stabilité de tout le système et régulariser le serpentage des flammes dans le sens horizontal, on relie les cloisons verticales, formées par le groupement des poteries creuses, au moyen de plates-bandes horizontales, formées de briques pleines posées à plat. On a soin de croiser les joints de ces plates-bandes par rapport à ceux des files verticales de briques creuses.

L'assemblage de ces dernières pièces comporte diverses variantes dont la plus simple (fig. 228) consiste à poser les briques horizontales sur des cordons saillants ménagés à l'extrémité supérieure des briques creuses, le joint de ces dernières se trouvant au milieu de l'épaisseur des briques à plat.

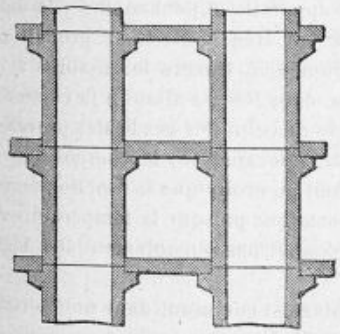


FIG. 228.
Récupérateurs à joints simples.

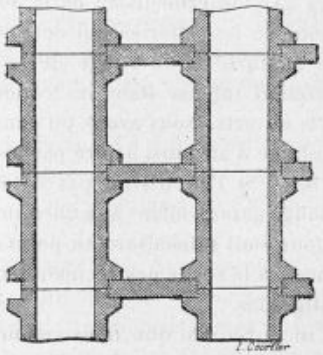


FIG. 229.
Récupérateurs à joints doubles.

Lorsqu'on veut rendre le joint plus étanche, on munit les briques creuses d'un cordon saillant à leur base comme à leur sommet (fig. 229) : les rentrées d'air dans les carneaux de flammes sont ainsi moins à craindre ; mais les briques creuses à double cordon coûtent un peu plus cher que celles à cordon unique, et la construction est un peu plus compliquée.

A chaque extrémité du récupérateur se trouve une chambre servant à assurer la répartition des flammes; celle située du côté de l'entrée est subdivisée vers son milieu par une cloison horizontale qui dirige les gaz chauds vers la partie supérieure du récupérateur ; la chambre opposée les fait passer dans la partie inférieure. De là les gaz brûlés vont aboutir, soit à quatre cheminées de 0m,50 sur 0m,50 placées aux angles du massif, soit à une cheminée commune. Dans l'un ou l'autre cas, il est nécessaire de placer un registre à chaque angle du four, de manière à bien régulariser le tirage. L'égalisation du chauffage est

©BIU Santé

une des difficultés de l'emploi du type de Stolberg; la moindre inégalité de tirage d'un côté à l'autre provoque une différence de température très marquée entre les deux devantures ou même entre les deux extrémités d'une même devanture. Les registres en tôle ou en fonte, employés souvent comme moyen de réglage, se voilent et se coincent très vite quand les gaz conservent une température élevée à la sortie du récupérateur; les registres en terre réfractaire sont d'un usage plus sûr.

On a souvent adapté aux fours de Stolberg des récupérateurs de dimensions insuffisantes. Une capacité totale de 15 mètres cubes, par exemple, serait beaucoup trop faible; le chiffre de 28 mètres cubes, que nous avons relevé sur un autre type ayant fonctionné effectivement est encore insuffisant. Les gazogènes d'un four à 240 creusets doivent brûler au moins 9 tonnes de houille par vingt-quatre heures; il faudrait donc donner à leurs récupérateurs une capacité de 40 à 50 mètres cubes.

L'insuffisance des récupérateurs est souvent accentuée par leur état de dislocation, accentuée par leur position aux extrémités du four. La poussée longitudinale qui se développe au moment de la mise à feu se transmet aux récupérateurs par l'intermédiaire de la sole et du massif qui la supporte; elle tend à disjoindre les poteries qui constituent ces appareils et peut même provoquer leur rupture. Si le tirage de la cheminée est très actif, il se produit une aspiration intense dans les conduites de fumée, à travers les fissures et les joints ouverts. Nous avons pu constater que, dans les gaz allant à la cheminée, le volume d'air ainsi aspiré parfois est double de celui des gaz brûlés provenant du four. Si l'on n'avait pas déterminé, par une analyse, la composition du mélange gazeux allant à la cheminée, on aurait pu croire que le fonctionnement du four était satisfaisant au point de vue thermique puisque la température des fumées, à la sortie des récupérateurs, ne dépassait pas sensiblement 400 degrés centigrades.

L'inconvénient que nous venons de signaler est commun, dans une certaine mesure, à tous les récupérateurs tubulaires; il s'exagère, quand ces appareils sont soumis à de fortes poussées horizontales. Un exemple caractéristique à cet égard a été fourni par une batterie de fours à gaz d'éclairage de l'usine du Lendit (Compagnie parisienne du Gaz) munie de récupérateurs tubulaires. La composition des gaz brûlés, à l'entrée et à la sortie des récupérateurs, était la suivante, d'après une moyenne de douze analyses :

	ENTRÉE	SORTIE
CO^2	17,04	10,34
CO	1,20	néant
O	1,67	9,05
Az	80,09	80,61
	100,00	100,00

Le mélange éventuel des gaz brûlés avec l'air secondaire constitue un point faible de la récupération continue; le système Siemens possède, à ce point de vue, un avantage incontestable.

L'évacuation des résidus de la distillation se fait par des couloirs inclinés,

©BIU Santé

larges de 0m,20 à leur partie supérieure, et s'étendant à ce niveau sur la longueur de devanture correspondant à six creusets (fig. 227). Les parois latérales des couloirs convergent vers le bas et aboutissent à des portes en tôle que l'on ouvre pour faire tomber dans des wagonnets en tôle les résidus refroidis par un séjour prolongé dans les couloirs.

Conditions de travail. — La charge d'un four du type de Stolberg, à 140 creusets, varie entre 8 et 9 tonnes de minerai, suivant la dimension des creusets, la proportion de charbon de mélange (40 0/0 en moyenne) et la densité du minerai. Quand celui-ci est très calcaire, le poids de la charge peut se réduire parfois à 6 tonnes seulement.

La consommation de houille de chauffage est, en moyenne, d'environ 1.100 kilogrammes par tonne de minerai ; elle s'abaisse quelquefois à 1.000 kilogrammes et peut, au contraire, s'élever considérablement si le tirage est mal réglé et si les récupérateurs fonctionnent imparfaitement.

L'écart sur le rendement ne doit pas dépasser de 11 à 12 0/0, avec un minerai tenant 50 0/0 de zinc.

La durée des moufles est de 40 à 50 jours ; celle des condenseurs d'une dizaine de jours.

Le personnel se compose de 14 ouvriers faisant le décrassage et le chargement, de 4 chauffeurs et de 2 aides faisant des postes de douze heures, plus un manœuvre en moyenne par four, pour la manutention de minerai, de la houille et des cendres d'usine.

Les campagnes ont une durée de trois ans au moins. La voûte peut faire facilement deux campagnes, quand elle est construite en briques de composition très siliceuse, mais contenant néanmoins une certaine proportion d'alumine.

Fours Convers et de Saulles. — MM. Convers et de Saulles ont pris, le 4 novembre 1902, un brevet (n° 717.502 des États-Unis) pour un type de four qu'ils qualifient de four belge, mais qui présente des analogies marquées avec le four de Stolberg ; la différence principale entre les deux appareils, en dehors du nombre de rangées de creusets, consiste dans l'interversion du sens de circulation du gaz.

Dans le nouveau type (fig. 230), les brûleurs sont formés d'orifices alternés ménagés à la base des arceaux qui supportent l'arrière des creusets : l'évacuation des gaz brûlés s'effectue par une série de larges ouvreaux ménagés sur l'axe de la sole, entre les deux rangées d'arceaux.

Ces gaz serpentent horizontalement à travers des récupérateurs tubulaires, identiques comme construction à ceux des fours de Stolberg, et ayant une longueur peu inférieure à celle du four lui-même. Ils cèdent leur chaleur à l'air secondaire qui se réunit ensuite dans des collecteurs G, G reliés aux ouvreaux par des canaux obliques.

Le gaz combustible arrive chaud des gazogènes ; il est amené aux brûleurs par un canal H, placé dans le plan de symétrie du four, puis par deux canaux latéraux F, E.

Il ne semble pas que la disposition imaginée par MM. Convers et de Saulles

©BIU Santé

présente de réels avantages sur l'ancienne disposition de Stolberg. La position des brûleurs doit exposer la devanture à un coup de feu assez intense pour compromettre sa conservation. D'autre part, la circulation ascendante des flammes

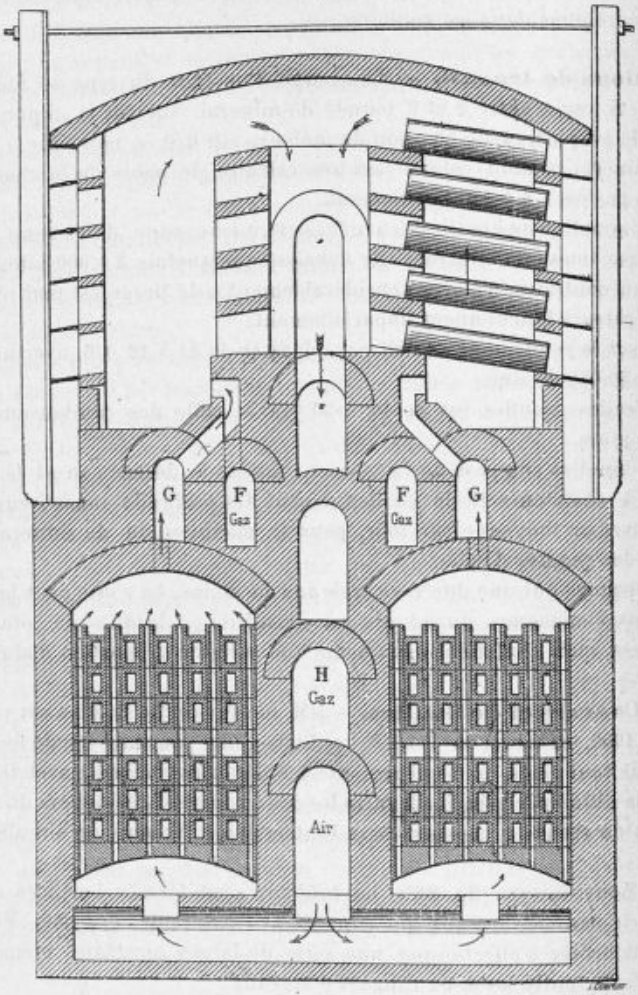


Fig. 230. — Fours Convers et de Saulles. — Coupe transversale.

est moins avantageuse, au point de vue de la durée des creusets, que la circulation descendante, en usage dans le type de Stolberg.

A South Bethlehem, l'emploi des nouveaux fours aurait permis, dit-on, de réaliser une certaine économie sur les consommations de combustible et de creusets, tout en réduisant la perte au traitement. Mais la comparaison a été faite avec les anciens fours belges, munis de la grille Wetherill et chauffés à l'anthracite ; elle aurait peut-être été moins favorable aux nouveaux appa-

©BIU Santé

reils si elle avait eu pour base les résultats obtenus en Europe avec les fours de Stolberg.

FOURS RHÉNANS A DEUX EMPILAGES

Il n'existe actuellement, à notre connaissance, qu'un seul massif de fours rhénans fonctionnant avec récupération de la chaleur au moyen de deux empilages seulement. Il se trouve à l'usine Berzélius, près Bergisch-Gladbach.

Les dispositions de l'infrastructure de ce four sont les mêmes que celles de l'ancien four de Viviez (p. 515), avec cette différence que les deux galeries servant alternativement à l'introduction du gaz combustible sont placées dans la région médiane du massif, au lieu d'être au-dessous des devantures réfractaires. Elles sont, d'ailleurs, installées au-dessus des voûtes d'empilages, comme dans l'ancien type.

Le gaz leur est fourni par deux gazogènes placés à une extrémité du four, avec un troisième servant de réserve. Dans ces conditions, il doit arriver dans le four, à très haute température, contrairement à ce qui se passait à Viviez.

Comme dans cette usine, il existe, au-dessous de chaque compartiment du laboratoire du four, une galerie placée au-dessus de la voûte des empilages et jouant le rôle de fosse à scories ; mais la combustionne s'opère plus à son intérieur.

La galerie est recouverte par une série de cloisons verticales qui descendent jusqu'au niveau du bord inférieur des ouvreaux par lesquels débouchent, d'un côté le gaz combustible, de l'autre l'air secondaire ; cette disposition, analogue à celle décrite à l'occasion des fours Silésiens à quatre empilages (p. 398), retarde le mélange des deux courants gazeux jusqu'au moment où ils pénètrent dans le laboratoire du four et empêche par suite le développement du coup de feu qui, dans l'ancien système, détruisait rapidement la rangée inférieure de moufles.

La superstructure du four ne diffère de celle du type de Viviez que par la substitution de trois rangées de petits moufles à deux rangées de grands. Les récipients servant à la distillation à l'usine Berzélius ont intérieurement $0^m,31$ de hauteur, $0^m,160$ de largeur et $0^m,750$ de longueur avec $0^m,045$ d'épaisseur en haut et en bas et $0^m,023$ sur les côtés (mesurés à l'état cru et sec).

Le massif en fonctionnement à Bergisch-Gladbach comprend deux fours à 108 creusets chacun. Il donne des résultats sensiblement équivalents à ceux que l'on obtient, dans la même usine, avec des fours Boétius à 228 creusets, c'est-à-dire un écart de 1 2 0/0 de la teneur (avec des minerais à 50 0/0 de zinc) et une consommation de 1.300 kilogrammes de houille de chauffage par tonne de minerai. Le seul avantage, par rapport aux fours Boétius, serait de permettre l'emploi de houille moins chère (coûtant, en 1902, 16 francs la tonne au lieu de 19) ; mais en compensation les frais de premier établissement seraient plus élevés et le travail serait un peu plus pénible pour le personnel.

©BIU Santé

FOURS RHÉNANS A QUATRE EMPILAGES PARALLÈLES

Le type que nous venons de décrire dérive de l'ancien four de Viviez; le four rhénan à quatre empilages de l'usine de Birkengang (Eschweiler), dérive, par une transformation analogue, du modèle à deux rangées de moufles qui était autrefois en service dans la même usine.

Les fours de Birkengang reçoivent actuellement 108 grands creusets de même type que ceux en service dans les fours à récupérateurs de la même usine, c'est-à-dire ayant $0^m,28$ de hauteur, $0^m,17$ de largeur et $0^m,60$ de longueur. Ils sont appuyés en avant sur les taques d'une devanture réfractaire, en arrière sur les assises saillantes d'un mur médian.

Le laboratoire du four a 6 mètres de longueur, $3^m,80$ de largeur et 2 mètres de hauteur à la clef de voûte.

Les dispositions générales sont celles usitées dans les fours rhénans; les résidus de distillation sont projetés dans les caves par des couloirs placés à l'extérieur du massif.

Les chambres à empilages ont la même longueur que le four, soit 6 mètres avec une longueur de 1 mètre et une hauteur de 2 mètres; la hauteur occupée effectivement par les empilages est de $1^m,50$.

La communication entre ces chambres et le four est établie par l'intermédiaire de galeries placées sur l'extrados de leurs voûtes. Ces galeries sont recouvertes elles-mêmes par une série d'arceaux épais de $0^m,12$ à la clef et laissant entre eux des fentes longitudinales qui correspondent en plan aux intervalles entre les files verticales de creusets. La longueur de ces fentes est de $0^m,70$; leur largeur est de $0^m,08$ portée à $0^m,12$ devant les montants verticaux de la devanture.

Les ouvreaux amenant les gaz combustibles et l'air secondaire sont ménagés sur les parois latérales des galeries, à une hauteur suffisante au-dessus du fond pour permettre l'accumulation des scories; on tire celles-ci de temps à autre avec un râble. Ils sont alternés dans le sens horizontal et séparés par des arceaux de manière à éviter un développement immédiat de la combustion.

Des canaux horizontaux permettent de nettoyer à l'occasion les empilages en faisant passer dans leurs canaux verticaux des brosses en fil de fer tirées par des chaînes. Cette opération exige la suspension du travail pendant vingt-quatre heures.

Les valves d'inversion sont en fonte du type primitif de Siemens; elles sont installées dans les intervalles entre les massifs.

Les gazogènes sont munis de grilles à barreaux droits, très peu inclinées sur l'horizon; la poutre en fonte soutenant leur devanture est évidée par une fente horizontale qui sert à l'introduction de palettes en fer pour le décrassage.

Ils sont soufflés au moyen d'injecteurs à vapeur.

La construction d'un massif de deux fours, de 108 moufles chacun, coûtait 30.000 marks, soit 37.000 francs environ, il y a une quinzaine d'années.

©BIU Santé

Conduite du travail. — A Birkengang, le personnel d'un four, ou plutôt de deux devantures juxtaposées, se compose de huit ouvriers pendant la période de chargement, plus un chauffeur et un gamin par massif et par douze heures.

La période de décrassage et de chargement commence à quatre heures du matin, et se termine entre onze heures et midi; la conduite du travail est la même que dans les autres fours rhénans.

Par tonne de minerai, on consomme 400 kilogrammes de charbon de mélange et 1.200 kilogrammes environ de charbon de chauffe; ce dernier chiffre s'abaisse parfois à 1.100 kilogrammes.

La durée des moufles est de trente-quatre à trente-cinq jours; le poids d'un moufle, à l'état sec, étant de 95 kilogrammes, la consommation correspondante de pâte réfractaire par tonne de minerai traité est de 75 kilogrammes environ. Avec des minerais à 50 0/0, l'écart de rendement est en moyenne de 0,12 de la teneur.

La durée des campagnes est considérable; elle atteint cinq à six années en moyenne et peut dépasser ce dernier chiffre. Le chauffage est très régulier à l'intérieur du four; on estime, à l'usine de Birkengang, qu'il l'est beaucoup plus que dans les fours à récupérateurs tubulaires, décrits page 539. On reproche à ces derniers l'intensité du coup de feu développé sur le fond des creusets.

FOURS RHÉNANS A QUATRE EMPILAGES EN CROIX

Depuis une dizaine d'années, diverses usines belges emploient un autre type de four Siemens, obtenu par la combinaison d'une superstructure de four rhénan avec une infrastructure comportant quatre empilages disposés en croix; la circulation des flammes s'effectue parrallèlement au plan de symétrie longitudinal du four, comme dans les fours silésiens.

Les premiers fours de ce système paraissent avoir été installés vers 1893, à l'usine d'Overpelt, près Neerpelt (Campine belge). Ils y ont donné d'excellents résultats. D'autres ont été établis, un peu plus tard, à Engis et à Prayon : dans la première de ces usines, leur fonctionnement a laissé un peu à désirer, à raison de certaines fautes de construction; dans la deuxième, au contraire, il a donné des résultats aussi favorables qu'à Overpelt.

Les fours d'Overpelt ont de chaque côté soit dix-huit, soit vingt embrasures: ils reçoivent donc soit 216 (Overpelt), soit 240 creusets (Prayon, Engis).

Les creusets sont de section variable, comme l'indique le tableau ci-contre.

	OVERPELT	PRAYON	ENGIS
	—	—	—
Hauteur intérieure.....	0m,30	0m,28	0m,26
Largeur —	0 ,17	0 ,18	0 ,18
Épaisseur latérale.....	0 ,0275	0 ,025	0 ,030
— inférieure.....	0 ,035	0 ,030	0 ,035
— au fond.....	0 ,05	0 ,05	0 ,04

©BIU Santé

La longueur des creusets varie d'une rangée à l'autre, à raison de la disposition spéciale des supports d'arrière. Elle est, par exemple, de 1m,25 (extérieurement) pour la rangée inférieure, de 1m,30 pour la rangée moyenne et de 1m,35 à 1m,60 pour la rangée supérieure.

La variation par rangée dépend de l'importance des retraits successifs que l'on donne à la cloison réfractaire supportant l'arrière des creusets.

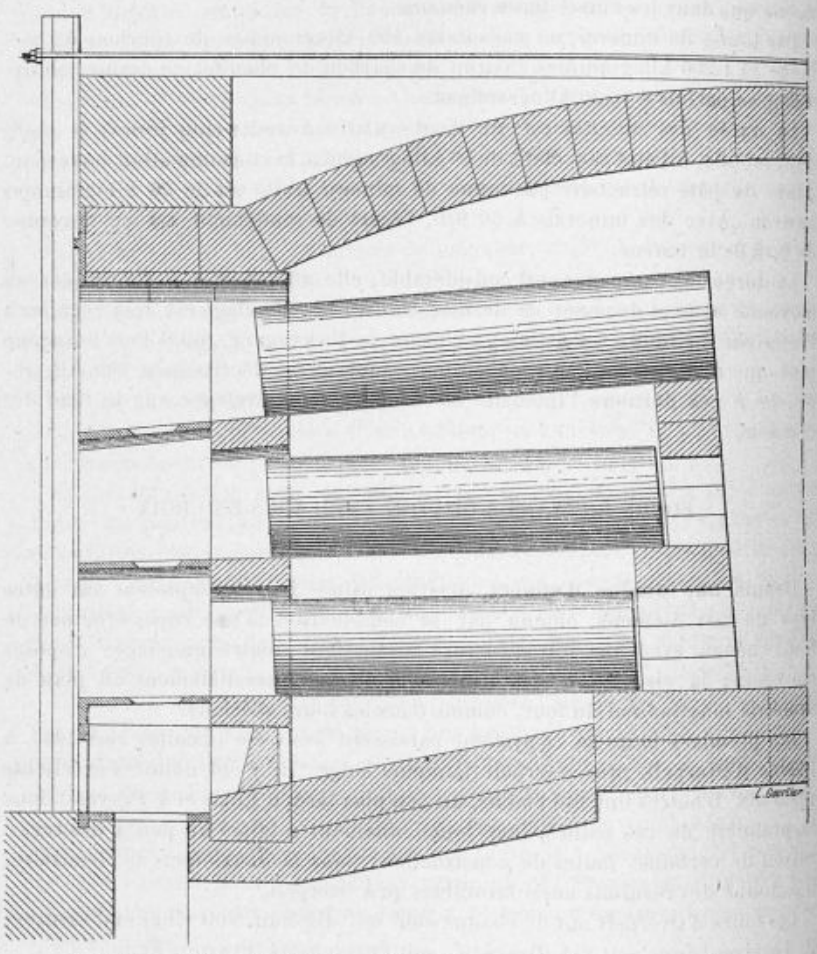


Fig. 231. — Four d'Overpelt. — Coupe transversale de la superstructure.

La voûte recouvrant le laboratoire des fours d'Overpelt présente l'ancienne disposition silésienne ; elle vient s'appuyer sur les voûtes d'embrasures, qui sont orientées dans un sens perpendiculaire, ont 0m,60 d'ouverture et sont supportées par des cloisons de 0m,15 d'épaisseur. A Overpelt, les taques en fonte sont engagées dans la maçonnerie des cloisons, alors qu'à Prayon elles sont simplement appuyées sur des assises en fonte intercalées dans cette maçonnerie (fig. 231).

©BIU Santé

Les taques réfractaires ont 0m,10 ou 0m,12 d'épaisseur sur 0m,24 de largeur ; elles sont appuyées, par des joints obliques, sur des saillies des piliers et sont simplement en contact avec les taques en fonte. Quelquefois on les prolonge de 0m,05 ou 0m,06 vers l'avant et on appuie les taques en fonte sur la saillie.

Les supports intérieurs ont la forme d'un mur percé de nombreuses ouvertures, avec deux ressauts successifs de 0m,10 à 0m,15 chacun, destinés à supporter l'arrière des creusets. La banquette supérieure a 0m,24 environ d'épaisseur ; la deuxième, 0m,34 ; la plus basse, 0m,45 à 0m,50. Cette dernière présente une très faible saillie verticale par rapport à la sole du four, fortement inclinée vers les devantures. Les banquettes sont formées de grandes briques, de composition très siliceuse, reposant sur des piliers en briques de même composition, et laissant entre elles des vides. Dans ces cloisons à jour, le rapport du vide au plein est variable ; parfois il va en décroissant du haut vers le bas ; d'autres fois il est constant sur toute la hauteur de la cloison. A Prayon, par exemple, il est uniformément de 0m,24 de plein pour 0m,12 de vide. Ailleurs on emploie des piliers de 0m,20 avec des vides de 0m,20 et 0m,15 alternativement. L'intervalle entre les deux cloisons supportant l'arrière des creusets est de 0m,50 en bas et de 0m,65 en haut (fig. 232).

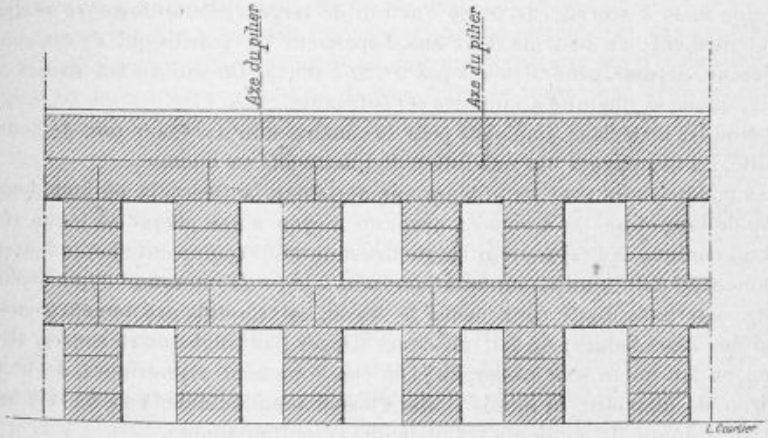


Fig. 232. — Four d'Overpelt. — Vue du mur intérieur supportant les creusets.

Les orifices assurant l'introduction de l'air et du gaz ont 0m,20 dans le sens longitudinal ; ils sont séparés les uns des autres par des cloisons verticales de 0m,175, qui commencent au-dessous du bord inférieur des ouvreaux communiquant avec les empilages et se terminent au niveau de la banquette supérieure des supports intérieurs.

Dans le sens perpendiculaire aux devantures, les ouvreaux ont soit 0m,25 uniformément, soit 0m,25 pour l'air et 0m,28 pour le gaz.

Dans la région centrale du four, la série des ouvreaux est interrompue sur une longueur de 3 mètres, c'est-à-dire en face de quatre embrasures de chaque devanture. Cet intervalle correspond en plan à la galerie souterraine qui sépare les deux groupes d'empilages.

©BIU Santé

Les empilages ont une largeur d'un mètre, une longueur de 6 mètres et une hauteur utile de 2 mètres. Ils sont composés de briques de $0^m,24$ sur $0^m,22$ et $0^m,06$, posées de champ, en chicanes, suivant l'ancien système de Siemens. Ces briques ne doivent pas être trop siliceuses, pour résister convenablement au système de nettoyage qui consiste à lancer des jets d'eau dans les empilages, après avoir démoli partiellement les cloisons fermant leur extrémité.

On se débarrasse ainsi de l'oxyde de zinc, qui se dépose surtout dans les régénérateurs à air. Pour se rendre compte de l'état des empilages, on ménage dans les cloisons extrêmes de petits trous, de $0^m,03$ de diamètre.

L'encrassement est très lent quand on donne aux empilages les dimensions indiquées ci-dessus; on n'est donc obligé que bien rarement à employer le procédé de nettoyage indiqué ci-dessus.

Il convient de placer un registre spécial sur le canal de communication de chaque empilage avec la valve d'inversion. Ce registre doit être autant que possible installé verticalement et construit en briques réfractaires montées sur un cadre en fer, suivant le système décrit page 525.

Les deux empilages situés du même côté de la galerie centrale sont séparés par une fosse à scories, de $0^m,80$ environ de largeur. Cette fosse se remplit très lentement; au bout de deux ans, l'épaisseur de scories qui s'y est accumulée ne dépasse généralement pas $0^m,20$ à $0^m,25$. On enlève les scories au râble, quand la quantité accumulée est suffisante.

Quand les matériaux employés pour la construction des fours sont de bonne qualité, les campagnes ont une durée de quatre ans au moins.

Les condenseurs sont de dimensions variables. A Overpelt, on leur donne $0^m,90$ de long et on les ferme en avant au moyen d'une plaque en fonte, avec ajutage conique. A Prayon, leur longueur est de $0^m,60$ seulement ; le condenseur s'emmanche directement sur leur extrémité à laquelle on donne $0^m,11$ de diamètre extérieur. Dans cette usine, le travail est conduit exactement comme celui des fours belges; on fait plusieurs tirages par vingt-quatre heures, alors qu'on en fait qu'un seul à Overpelt. Les étouffoirs sont cylindriques, de $0^m,15$ environ de diamètre, et munis d'une cloison longitudinale (Voir fig. 178 *bis*). Ce type a donné de meilleurs résultats que l'étouffoir simple.

Gazogènes. — Quand on emploie les gazogènes Siemens, il en faut quatre, de $1^m,75$ de largeur de devanture, par four de 208 où de 240 creusets. A Overpelt, on a trouvé que les grilles inclinées donnaient plus de facilité pour la conduite du feu que les grilles à gradins. Dans cette usine, les cendriers sont fermés et soufflés au moyen d'injecteurs à vapeur. On consomme principalement de la houille à gaz, avec une faible proportion de menu maigre.

La valve d'inversion du gaz est une cloche cylindrique, placée sur l'orifice d'un tube vertical à quatre compartiments; le joint est hydraulique. La distribution de l'air est obtenue au moyen du papillon Siemens.

A Engis, les gazogènes sont disposés d'une manière analogue; les uns sont soufflés par des injecteurs; les autres au moyen d'un ventilateur.

A Prayon, les gazogènes Siemens, installés à l'origine, ont été remplacés

©BIU Santé

progressivement par des gazogènes Wilson. Ces gazogènes sont constitués par une cuve cylindrique, à parois réfractaires, enveloppée de tôle extérieurement. Ils sont soufflés au moyen d'un injecteur annulaire à vapeur; le vent est introduit à la base de la cuve par une traverse creuse en fonte occupant un diamètre de la base du cylindre. Cette traverse se compose : 1° d'une caisse inférieure, de section carrée, dans laquelle circule un courant d'eau; 2° d'une deuxième caisse, servant à l'introduction du vent, de section carrée comme la première et munie de nombreuses fentes latérales par lesquelles le vent s'échappe dans la cuve; 3° d'un recouvrement supérieur en briques réfractaires destiné à protéger la double pièce creuse en fonte.

L'injecteur, placé verticalement, se raccorde à angle droit avec l'extrémité de la caisse à vent.

Le chargement du gazogène s'effectue au moyen d'une trémie, vers laquelle convergent les parois supérieures. Des ouvreaux supérieurs et latéraux, tenus fermés en marche, permettent d'introduire des ringards pour provoquer la descente des charges.

Le décrassage s'effectue par quatre grands orifices circulaires ménagés à travers la paroi, immédiatement au-dessus de la sole. En général, il s'effectue très facilement parce que les mâchefers ont été refroidis et désagrégés par l'action de la vapeur. Ces mâchefers ne retiennent presque pas d'escarbilles. Un chauffeur dessert deux gazogènes Wilson, comme auparavant deux gazogènes Siemens.

Les gaz traversent d'abord une caisse en tôle qui retient la plus grande partie des poussières entraînées et sont amenés au distributeur par une conduite en tôle d'un mètre de diamètre. On peut isoler chaque gazogène de la conduite au moyen d'un registre en terre réfractaire, d'une seule pièce et de $0^m,06$ environ d'épaisseur, consolidé par une frette en fer rond (Voir fig. 524).

Lorsque les gazogènes sont alimentés avec de la houille à gaz de Westphalie, à 30 0/0 de matières volatiles et 20 0/0 de cendres, la température des gaz est de 600° environ à leur sortie. Ces gaz sont à une pression un peu supérieure à la pression atmosphérique; néanmoins l'intérieur des fours et en légère dépression, sous l'action du tirage des cheminées, hautes de 50 mètres. Chacune de ces cheminées, de $1^m,50$ de diamètre à la base, sert au tirage de deux fours; elle est divisée en deux par une cloison montant jusqu'à une hauteur de 10 mètres. La température des fumées, à la base des cheminées, est de 650 à 700°.

La substitution du type Wilson au type Siemens a permis de faire fonctionner un four de 240 creusets avec trois gazogènes au lieu de quatre. Chaque gazogène Wilson peut en effet passer 3.200 kilogrammes de houille par vingt-quatre heures.

Évacuation des cendres d'usines et des scories. — L'évacuation des résidus de distillation (cendres d'usine), s'effectue par des couloirs de $0^m,25$ sur $0^m,380$, qui débouchent ordinairement, par groupes de quatre, dans une trémie inférieure aboutissant à un orifice de $0^m,50$ sur $0^m,50$ ménagé sur le parement du massif. Cet orifice est tenu fermé par une porte en tôle que l'on ouvre pour faire tomber les résidus.

©BIU Santé

Pour faciliter la descente de ceux-ci dans les couloirs, on réserve souvent, au-dessous des taques inférieures, une série de niches fermées en avant par un cadre en fonte et une porte en tôle. On enlève la porte quand on veut introduire un ringard dans l'orifice supérieur du couloir, en cas d'engorgement de celui-ci.

Les engorgements des couloirs se produisent surtout lorsqu'on y fait tomber les scories accumulées sur la sole. La paroi d'arrière des niches est fermée par une cloison en briques réfractaires crues, que l'on peut percer facilement au ringard. On exécute cette opération le matin, de temps à autre; l'écoulement des scories s'effectue sans difficulté, étant donnée la forte inclinaison de la sole.

Fonctionnement du four d'Overpelt. — Le personnel d'un four de 240 creusets comprend:

1° Dix ou douze ouvriers occupés au décrassage et à la charge, de cinq heures et demie du matin à dix heures et demie ou onze heures;

2° Trois chauffeurs, un de jour, un de nuit et un chauffeur spécial séjournant à l'usine de trois heures à dix heures du matin, pour donner le coup de feu final, couler les scories du four, etc.;

3° Deux tireurs de zinc, occupés la nuit;

Plus, en général, un manœuvre par four.

L'équipe spéciale, en arrivant, fait un dernier tirage de zinc, enlève les condenseurs et masque au moyen de panneaux en tôle les deux compartiments inférieurs des embrasures. Elle commence ensuite le décrassage des creusets par la rangée supérieure et continue en descendant, tout en déplaçant les panneaux de fermeture de manière à atténuer le rayonnement des creusets vides. Elle effectue le chargement en sens inverse, c'est-à-dire de bas en haut. Les creusets de la rangée inférieure sont donc rechargés immédiatement, tandis que ceux de la rangée supérieure restent vides un temps assez long. Cette manière de procéder est justifiée par l'intensité plus grande du chauffage pour la rangée supérieure; la différence existant à cet égard entre les diverses rangées se traduit par une différence de durée des creusets. Cette durée est en moyenne d'une vingtaine de jours pour la rangée supérieure, d'une trentaine pour la rangée moyenne et d'une quarantaine pour la rangée inférieure.

La charge de minerai est de 35 kilogrammes environ par creuset, soit 8.500 kilogrammes pour 240 creusets. La proportion de charbon de mélange est de 50 0/0 à Overpelt, de 45 0/0 à Prayon. Dans cette dernière usine, on emploie comme élément réducteur des menus anthraciteux de la région d'Herstal, tenant 7 à 8 0/0 de matières volatiles avec 20 0/0 de cendres; on y ajoute une certaine proportion de charbon à 10 0/0 de cendres provenant du lavage des résidus de creusets.

La consommation de houille pour les gazogènes est de 1.200 kilogrammes par tonne de minerai : elle peut s'abaisser à 1.000 kilogrammes dans certains cas.

Il convient de ne pas employer pour cet usage un combustible trop maigre. Quand on a voulu employer des houilles à 18 0/0 de matières volatiles, le chauffage est devenu insuffisant; avec la houille à gaz, au contraire, on a constaté dans le laboratoire, au milieu de la nuit, c'est-à-dire au moment de l'intensité maximum du chauffage, des températures de 1.660 à 1.700° C. déterminées au pyromètre

©BIU Santé

thermo-électrique. C'est un chiffre supérieur d'une centaine de degrés à celui relevé en Silésie avec le chauffage au gaz, sans récupération.

Quand on traite des minerais tenant de 45 à 46 0 '0 de zinc, l'écart varie, entre 9 et 13 0/0 de la teneur.

Les fours d'Overpelt ont donné des résultats très satisfaisants à tous égards ; aussi leur emploi s'est-il étendu rapidement. Leur seul défaut est le coût élevé de leur construction, qui revient à 50.000 francs environ par four de 240 creusets, gazogènes et accessoires compris.

On a vu que la durée des campagnes atteint facilement quatre ans.

Système Biedermann et Harvey. — Le système de chauffage au gaz proposé par MM. Biedermann et Harvey consiste à introduire dans le cendrier des gazogènes une partie des fumées sortant du four, en vue de récupérer la chaleur contenue dans ces fumées plus complètement qu'on ne peut le faire en l'utilisant au réchauffage de l'air secondaire. Il a reçu depuis quelques années diverses applications dans la sidérurgie, mais il n'en a trouvé aucune jusqu'ici dans le chauffage des fours à zinc, bien que ses inventeurs se soient préoccupés de l'adapter à cet usage.

Ce système, exigeant un groupement compact du four, des gazogènes et des empilages, ne peut s'appliquer aux types silésien et rhénan. La combinaison serait possible avec le four belge, mais dans des conditions peu avantageuses au point de vue de la conservation des creusets. Elle impliquerait en effet la circulation de la flamme dans un sens parallèle à la devanture, c'est-à-dire dans des conditions qui donneraient lieu à un chauffage irrégulier.

D'autre part, le groupement du four avec les gazogènes et avec les empilages, avantageux dans certains cas parce qu'il diminue les pertes de chaleur par rayonnement, ne l'est pas dans le cas des fours belges, ces appareils étant normalement accolés deux par deux, et ne subissant par conséquent aucune déperdition de chaleur par leurs parois d'arrière.

Enfin l'application du système Biedermann et Harvey à ce type de fours conduirait à une utilisation peu avantageuse de la surface des halles, à moins de placer les gazogènes sur le bord extérieur de celles-ci, les devantures des fours se faisant face vers l'intérieur. Une pareille disposition rendrait le séjour de la halle assez pénible pour les ouvriers, qui seraient soumis au rayonnement des deux rangées de devantures opposées.

Il semble peu probable que le système Biedermann et Harvey reçoive une application quelconque dans l'industrie du zinc.

FONCTIONNEMENT DES FOURS RHÉNANS

Avant d'indiquer les conditions de fonctionnement des fours rhénans, à trois rangées de grands creusets, nous aurions à nous occuper de celui des fours à deux rangées de moufles. Mais, d'une part, les types anciens, à grands moufles, tels que ceux de Brixlegg, de la Pise, de Birkengang, ne sont plus en

©BIU Santé

Fours silésiens à deux rangées et four rhénan.

	FOUR MENTZEL-BOÉTIUS de Brixlegg à deux rangées de moufles	FOUR SIEMENS DE VIVIEZ		FOURS A CHAUFFE centrale Valentin-Cocq et Flône	FOURS DE STOLBERG à récupérateurs	FOURS D'OVERPELT à quatre empilages
		Moufles	Creusets			
Nombre de moufles (ou de creusets) par four	136	32	64	108	240	240
Largeur intérieure d'un moufle (ou creuset) en mètres	0,14	0,15	0,19	0,16	0,27	0,28
Hauteur — — —	0,41	0,47	0,19	0,22	0,15	0,18
Longueur — — —	0,215	1,18	1,20	1,35	1,35	1,32 (moy.)
Section transversale d'un moufle (ou creuset) en mètres carrés	0,0553	0,067	0,0283	0,0297	0,0357	0,0434
Rapport de cette section au périmètre	0,053	0,057	0,0432	0,0477	0,0501	0,058
Capacité intérieure d'un moufle (ou creuset) en mètres cubes	0,067	0,0772	0,0328	0,040	0,0482	0,0572
— de l'ensemble des moufles (ou creusets) en mètres cubes (v)	9,13	4,57		4,33	11,56	14,07
Largeur intérieure du laboratoire du four en mètres	3,00	2,75		3,80	4,00	3,60
Longueur — —	11,20	5,45		5,75	12,80	15,0
Hauteur médiane — —	1,80	1,50		1,90	1,75	1,80
Volume intérieur en mètres cubes (V)	58	22,5		38	82	97
Rapport des volumes $\left(\frac{V}{v}\right)$	6,35	4,92		8,8	7,1	6,9
Longueur de la grille ou des grilles (en mètres)	1,25	1,20		3,50	0,60	0,60
Largeur — — —	0,65×2+0,84	2,10		0,60	1,50 × 4	1,75 × 4
Surface de la grille en mètres carrés (S)	2,68	2,52		2,10	3,60	4,20
Rapport $\left(\frac{V}{S}\right)$	21,6	8,9		18,1	22,8	23,1
Profondeur de la chauffe ou des gazogènes	1,00	1,50		1,30	2,00	2,00
Poids de la houille brûlée par mètre cube de grille et par heure (en kg.)	167	144		71	112	101
Charge de minerai (calciné ou grillé) par four (en kilogrammes)	3.200	1.800		2.600	8.000	8.500

Encyclopédie chimique.Tome V.- Applications de la chimie inorganique. 2eme ... - page 561 sur 841

©BIU Santé

— par moufle ou creuset (en kilogrammes).....	23,5	31	12	24	33,3	35,4	
— par mètre cube de moufle ou de creuset (en kg.)	350	394		600	690	605	
Charge totale (charbon compris) par four (en kilogrammes).....	4,700	2.520		3.800	11.200	12.750	
— par moufle ou creuset (en kilogr.)...	34,6	43,4 — 16,8		35	46,5	53	
— par mètre cube de moufle ou de creuset (en kilogr.).	515	550		875	965	905	
Rapport en poids du charbon de mélange au minerai.....	0,47	0,40		0,46	0,40	0,50	
Production de zinc par four et par 24 heures (en kilogrammes)....	1.250	665		1.050	3.680	3.480	
Teneur du minerai calciné ou grillé.....	0,52	0,49		0,46	0,52	0,46	
Rendement — —	0,394	0,37		0,41	0,46	0,41	
Ecart sur la teneur (rapporté au poids du minerai).....	0,126	0,12		0,05	0,06	0,05	
— (rapporté à la teneur en zinc).....	0,242	0,245		0,41	0,415	0,41	
Poids d'un moufle ou creuset en kilogrammes.....	86	110 — 50		70	72	75	
Durée moyenne d'un moufle ou creuset en jours.....	18	75 — 45		50	45	30	
Consommations							
Par four et par 24 heures — Charbon de mélange (en kilogrammes)..	1.500	720		1.200	3.200	4.250	
— de chauffe —	10.700	2.600		3.600	8.800	10.200	
— total —	11.200	3.320		4.800	12.000	14.450	
Nombre de moufles.....	7,55	0m,47 + 1er,42		2,16	5,35	8	
Nombre de journées d'ouvrier.....	14	7		7	18	18	
Par tonne de minerai calciné ou grillé — Charbon de mélange (en kilogrammes)..	470	400		460	400	500	
— de chauffe — ..	3.350	1.450		1.380	1.100	1.200	
— total — ..	4.820	1.850		1.840	1.500	1.700	
Nombre de moufles.....	2,36	0m,26 + 0er,79		0,83	0,67	0,94	
Poids correspondant de pâte réfractaire sèche (en kilogrammes).....	203	60		49	48	70	
Nombre de journées d'ouvrier.....	4,38	3,9		2,7	2,25	2,42	
Par tonne de zinc produit — Charbon de mélange (en kilogrammes)..	1.850	1.050		1.120	870	1.083	
— de chauffe — ..	13.400	3.720		3.360	2.390	2.603	
— total — ..	15.290	4.770		4.480	3.260	3.690	
Nombre de moufles.....	9,29	0m,70 + 2er,64		2,03	1,45	2,04	
Poids correspondant de pâte réfractaire sèche (en kilogrammes).....	800	152		144	104	152	
Nombre de journées d'ouvrier.....	11,2	10,5		6,6	4,9	4,65	

Encyclopédie chimique.Tome V.- Applications de la chimie inorganique. 2eme ... - page 562 sur 841

©BIU Santé

service aujourd'hui; d'autre part, les fours à deux rangées, du type en usage en Silésie, sont encore à l'état d'exception dans ce district et suivent, au point de vue de l'organisation du travail, les règles appliquées aux fours à une seule rangée. Nous n'ajouterons donc rien aux indications fournies à l'occasion de la description de chaque type particulier. Ces indications se trouvent d'ailleurs résumées, en même temps que celles relatives aux principaux modèles de fours rhénans, dans le tableau ci-annexé.

Les fours rhénans, à trois rangées de grands creusets, se trouvent, au point de vue de leur alimentation en minerais et en combustible, dans les mêmes conditions que les fours belges; mais le mode d'organisation du travail qui leur est appliqué est, d'une manière générale, celui des usines silésiennes; l'équipe principale arrive à l'usine de très bonne heure, de trois à cinq heures du matin suivant les localités, et ne fait qu'un poste de courte durée, huit heures au maximum. Le chauffage des fours est assuré par un personnel spécial qui n'a pas à s'occuper du tirage du zinc, du décrassage des creusets et de leur chargement, alors que, dans la plupart des usines belges, c'est le personnel du four qui est chargé en même temps de la conduite du feu.

La distinction entre les deux modes d'organisation du travail n'est bien nette que dans le cas où les condenseurs ont une capacité suffisante pour emmagasiner tout le zinc produit par une charge, comme en Silésie. Dans le cas contraire, il doit rester auprès des fours un certain nombre d'ouvriers chargés d'effectuer les tirages de métal.

Le décrassage s'effectue, dans des conditions beaucoup moins pénibles pour le personnel que dans le cas du four belge. La chute des résidus dans le sous-sol s'effectue sur une hauteur moindre, à l'intérieur des embrasures qui, dans les installations récentes, sont ventilées par des orifices de tirage ménagés dans leur voûte. De plus l'ouvrier n'est soumis, au cours de ce travail et de celui de chargement, qu'au rayonnement de l'embrasure dans laquelle il opère, les embrasures voisines étant fermées par des panneaux en tôle; dans le type belge, au contraire, les rideaux mobiles n'assurent qu'une protection imparfaite contre le rayonnement général de la devanture.

La moindre hauteur du four est également un avantage considérable pour la facilité du chargement et du remplacement des creusets. A ce point de vue, il convient de ne pas considérer seulement la hauteur moyenne des rangées, peu différente de celle des fours belges. Le travail est en effet presque aussi incommode, pour les rangées inférieures de ceux-ci, placées à $0^m,20$ ou $0^m,30$ seulement au-dessus du sol d'usine, que pour les rangées supérieures, placées à $1^m,90$ ou 2 mètres. Dans les fours rhénans, les axes des creusets de la rangée inférieure sont à une hauteur de $0^m,50$ au moins, ceux des creusets de la rangée supérieure à $1^m,60$ au plus. Le travail s'effectue donc dans d'excellentes conditions, sans qu'on ait jamais besoin de recourir à l'emploi de plates-formes roulantes.

Il n'est pas très facile de préciser les motifs qui font préférer à certaines usines (Valentin-Cocq, Flône, Prayon) un type de condenseur de $0^m,60$ de longueur reproduisant à peu près exactement le tube belge de forme renflée et nécessitant plusieurs tirages par jour, à d'autres un type de $0^m,80$ à $0^m,90$ de long, fermé en avant, comme en Silésie, par une plaque de fonte enduite de terre

©BIU Santé

réfractaire, et permettant l'extraction par coulée, une seule fois par jour, de la presque totalité du métal condensé.

Le deuxième système facilite évidemment le travail et permet de supprimer les deux tireurs de zinc, qui doivent, dans le premier système, être attachés à chaque four de 240 creusets, en supplément de l'équipe principale. On lui reproche, sans fondement réel, d'augmenter les pertes par volatilisation. Un argument plus sérieux, en faveur des condenseurs de faible capacité, est tiré de la possibilité d'utiliser la multiplicité des tirages pour séparer une certaine quantité de zinc, relativement pur, qui se condense pendant la période moyenne de la distillation.

Le zinc est extrait du condenseur soit par tirage en grattoir, soit par coulée directe dans une poche portée par l'ouvrier et appuyée par son bec sur le bord de la taque en fonte.

Densité de chargement. — La densité de chargement est sensiblement la même que dans les fours belges, c'est-à-dire de 0,9 en moyenne.

Travail imposé au personnel. — L'effectif du personnel est tel que chaque ouvrier ait à nettoyer et à charger de 17 à 21 creusets, à manipuler de 730 à 950 kilogrammes de mélange et à développer, pour l'introduction de la charge, un travail utile variant entre 900 à 1.100 kilogrammètres par poste. Ces chiffres sont inférieurs, dans l'ensemble, à ceux relatifs au fonctionnement des fours belges. La valeur du travail mécanique développé ne donne pas une idée exacte de la fatigue imposée à l'ouvrier dans chacune des méthodes ; nous avons fait ressortir déjà combien le décrassage et le chargement des rangées inférieures et supérieures des fours belges sont relativement pénibles et quelle gêne supplémentaire cause au personnel le rayonnement de la devanture de ces fours. Il convient d'ajouter que les tirages de la soirée et de la nuit, quand on est obligé d'y avoir recours, sont effectués, dans le cas des fours rhénans, par des ouvriers spéciaux et non par une fraction de l'équipe principale, comme dans le cas des fours belges. Aussi est-il beaucoup plus facile de se procurer du personnel pour le service des fours rhénans ; ce personnel n'a pas besoin d'ailleurs de l'habileté qui est nécessaire pour desservir des fours belges.

Cette différence se traduit, en faveur des fours rhénans, par une réduction sensible des prix élémentaires de main-d'œuvre.

Mode de paiement du personnel. — La rémunération du personnel se fait suivant le même système que dans les usines belges, mais le mode de calcul de la prime varie beaucoup d'un établissement à l'autre.

L'écart réel étant de 10 à 12 0/0 de la teneur, le rendement imposé, à partir duquel commence le paiement de la prime, est de 52 0/0 dans certaines usines, de 80 0/0 dans d'autres, travaillant cependant dans des conditions tout à fait analogues. Le chiffre de la prime au kilogramme est naturellement d'autant plus faible que le point de départ est moins élevé.

Dans un cas où la prime portait sur l'excédent par rapport à 52 0/0 de la teneur, elle était de 0 fr. 015 seulement par kilogramme, tandis qu'elle était dix

©BIU Santé

fois plus forte dans une autre usine où le rendement minimum imposé était de 80 0/0.

La répartition des primes se faisait, dans un cas déterminé, sur les bases suivantes :

Chauffeur	0,25
Brigadier	0,22
Grand manœuvre	0,18
Petit manœuvre	0,175
— —	0,175
	1,000

RÉSULTATS OBTENUS AVEC LES TYPES MODERNES DE FOURS DE RÉDUCTION

Après avoir étudié isolément les types de fours de réduction actuellement en usage, il n'est pas sans intérêt d'en compléter l'étude par le rapprochement des résultats obtenus avec les différents systèmes et par une discussion des progrès qui pourraient être réalisés.

Les frais de traitement par tonne de minerai sont sensiblement les mêmes avec les fours belges et avec les fours rhénans. Les éléments principaux qui entrent dans le total de ces frais sont la main-d'œuvre et le charbon, représentant respectivement de 18 à 20 francs par tonne; puis, en deuxième ligne, les produits réfractaires divers, correspondant en général à un chiffre de 5 à 6 francs, enfin l'entretien et l'amortissement des installations et les frais généraux.

Ce dernier élément ne se prête guère à une discussion générale. L'amortissement du compte de premier établissement peut, comme l'ensemble des frais généraux, constituer une charge assez différente d'une usine à l'autre, suivant les conditions dans lesquelles l'installation a été effectuée; cependant, en ce qui concerne les fours eux-mêmes, il est en somme peu variable, puisque les frais de construction de ces fours, par tonne de minerai traitée annuellement, sont compris entre 15 et 18 francs, pour les divers types belges ou rhénans. Ils sont plus variables en Silésie, si réellement ils descendent à une dizaine de francs seulement pour les fours à brûleurs centraux; mais nous croyons que ce chiffre, admissible à une époque où les matériaux et la main-d'œuvre étaient à très bon marché, ne serait plus réalisable aujourd'hui. On peut donc compter que, dans les usines européennes, l'amortissement du premier établissement des fours, calculé sur la base de 10 0/0, ne s'écarte pas beaucoup du chiffre de 2 francs par tonne traitée. Ce chiffre devrait être doublé, au moins, pour tenir compte des frais de construction des halles. et autres installations accessoires.

Un autre élément fort important au point de vue économique, mais n'apparaissant pas immédiatement dans le total des frais directs de traitement, est l'écart au rendement. C'est sur cet élément que la conduite de l'opération a le plus d'influence; nous discuterons les causes de ses variations après avoir examiné celles qui influent sur les chapitres principaux du compte des frais divers de traitement.

©BIU Santé

Main-d'œuvre. — Nous avons donné, à la fin de l'étude consacrée à chaque formule spéciale, une évaluation approximative du travail physique imposé au personnel. Les chiffres donnés à ce sujet sont résumés dans le tableau ci-dessous :

	FOURS SILÉSIENS	FOURS BELGES	FOURS RHÉNANS
Quantité de minerai manipulée journellement par un ouvrier (kilogrammes)	600	850 à 1.350	750 à 950
Travail développé journellement par un ouvrier (kilogrammètres)	700 à 800	1.000 à 2.000 (1.000 à 1.500 en moy.)	900 à 1.100

Le minimum se rencontre en Silésie, le maximum dans certaines usines belges où on a d'ailleurs, semble-t-il, dépassé les limites pratiquement admissibles. Les conditions de travail des fours rhénans représentent une moyenne rationnelle, d'autant plus que ce sont ces fours qui présentent les conditions les plus satisfaisantes au point de vue de la commodité du travail. Il n'est pas avantageux d'ailleurs, au point de vue économique, d'imposer aux ouvriers un effort physique exagérée : le rendement dépend tellement du soin qu'ils apportent à leur travail qu'un excès de fatigue, diminuant leur attention, a nécessairement une influence fâcheuse sur le résultat final.

Nous avons déjà indiqué qu'aucun appareil de chargement mécanique n'a été mis en usage jusqu'ici dans les mines à zinc, bien que le problème ne semble pas insoluble, notamment dans le cas des fours rhénans. On a fait au contraire des tentatives en vue de modifier radicalement, par l'emploi des cornues inclinées ou verticales, les conditions du travail de décrassage et de chargement. Ces tentatives, restées infructueuses jusqu'ici, seront étudiées dans un chapitre spécial.

Le service des fours silésiens ou rhénans est beaucoup moins pénible pour le personnel que celui des fours belges, tel qu'il est organisé le plus souvent. Les postes de vingt-quatre heures, sans repos de quelque durée, sont réellement fatigants pour le personnel. Aussi certaines usines belges les ont-elles supprimés, malgré les inconvénients que peut présenter, au point de vue du rendement, cette modification apportée à une organisation traditionnelle.

On doit reconnaître que, dans toutes les usines d'installation récente, la grande largeur des halles, les précautions prises pour y assurer une bonne ventilation rendent le travail beaucoup moins pénible qu'autrefois. Le règlement allemand du 6 février 1900 a cherché à compléter ces améliorations générales par diverses prescriptions secondaires, telles que mise à la disposition du personnel d'eau fraîche pendant le travail (§ 2), arrosage et balayage journalier du sol d'usine (§ 2), installation de salles de toilette et de bains pour le personnel (§ 13), etc. Étant donné l'innocuité de l'oxyde de zinc et de ses sels, il semble que ces prescriptions n'aient d'utilité réelle que dans le cas du traitement de minerais renfermant une proportion de plomb relativement élevée.

En France, le travail dans les usines à zinc est interdit aux femmes et aux

©BIU Santé

jeunes gens au-dessous de dix-huit ans. En Allemagne (règlement du 6 février 1900), les femmes et les enfants de moins de seize ans ne peuvent travailler dans les halles de réduction, ni être occupés à la manipulation des cendres d'usine, des mâchefers de grilles ou de la poussière de zinc. Le travail dans les halles de réduction est permis aux jeunes gens de seize à dix-huit ans, moyennant un examen médical.

Produits réfractaires. — La durée moyenne des creusets est de quarante à cinquante jours dans les fours silésiens ou rhénans, de trente jours en moyenne dans les fours belges. Elle varie suivant l'intensité du chauffage, le mode de fonctionnement de celui-ci et la qualité des produits réfractaires. La moindre durée des creusets dans les fours belges semble tenir surtout à ce que le coup de feu vient frapper ces récipients d'une manière plus directe que dans les autres systèmes et cela dans leur région inférieure, où s'accumulent précisément les scories. Les moufles silésiens et les grands creusets des fours rhénans, chauffés généralement par dessus, se trouvent placés dans des conditions beaucoup plus favorables à leur conservation.

La durée des récipients servant à la distillation est considérablement influencée par la composition de la charge. Les éléments fixes contenus dans celle-ci laissent en général, après distillation, un résidu où prédomine la silice. Ce résidu fond à température élevée; empâté par un excès de charbon de réduction, il n'exerce pas sur les creusets une corrosion trop active. Il en est tout autrement quand les éléments basiques prédominent dans la gangue : le traitement de minerais tenant, par exemple, 22 à 23 0/0 de chaux avec 7 à 8 0/0 de silice seulement fait percer les creusets au bout de quarante-huit ou même de vingt-quatre heures.

Il peut être intéressant de rapprocher la composition d'une charge fortement calcaire et celle de la scorie fluide qui avait coulé du creuset, celui-ci une fois percé.

	CHARGE DE MINERAI	SCORIES
	—	—
Zinc	42,5	2,69
Plomb	5,6	0,21
Argent	non dosé	0,0014
Chaux	13,7	11,02
Magnésie	non dosée	2,68
Alumine	—	20,98
Silice	6,31	59,22

La composition de la scorie n'a aucune relation directe avec celle du minerai; la forte proportion d'alumine que l'on y constate tient à la dissolution de la paroi du creuset. Le degré d'acidité de cette scorie est un peu supérieur à 2, alors que le rapport de l'oxygène de la chaux à celui de la silice, dans le minerai, était de 0,96. Réagissant sur les parois du creuset, de composition assez alumineuse, la gangue calcaire a donné un bisilicate alumineux, relativement fusible.

Pertes en zinc. — Les pertes en zinc, au cours de la distillation, sont dues aux causes suivantes :

1° Distillation incomplète, se traduisant par une proportion plus ou moins élevée de zinc retenue par les résidus;

©BIU Santé

2° Absorption de métal par la pâte réfractaire des moufles ou creusets des tubes ou condenseurs, ou même par la terre de calage;

3° Fuites par des fissures accidentelles des creusets ou par le joint d'assemblage avec le condenseur;

4° Impossibilité de recueillir, à la fin de la distillation, la vapeur de zinc remplissant les moufles ou les creusets;

5° Condensation incomplète au cours de la distillation.

Nous établirons plus loin que la dernière cause de perte est pratiquement négligeable; l'avant-dernière ne comporte guère d'évaluation directe et ne peut être estimée que par différence, en déduisant de la perte totale celle due aux deux premières causes.

I. **Pertes par distillation incomplète.** — Pour apprécier l'importance de la perte due à une distillation incomplète, il faut connaître le poids des résidus par rapport au poids du minerai traité en même temps que leur teneur moyenne.

Le poids relatif des résidus dépend de la teneur du minerai en zinc, de la proportion de charbon de mélange et de la teneur de ce charbon en cendres. Dans les usines belges et rhénanes, il varie ordinairement entre 65 et 70 0/0 du poids du minerai; le chiffre moyen de 68 0/0, obtenu dans une série de déterminations faites avec soin dans une usine belge a été admis comme normal par M. Ad. Firket (*Annales des Mines de Belgique*, 1901, p. 62).

En Silésie, on n'a entrepris, à notre connaissance, aucune détermination semblable; le calcul du poids des résidus de distillation est d'ailleurs assez difficile à établir sur des bases théoriques pour les usines de ce district, à cause de l'incertitude qui règne constamment sur la proportion d'acide carbonique contenue dans les charges.

D'après la différence entre les teneurs moyennes en zinc, on peut estimer que le poids relatif des résidus doit être plus élevé que dans les usines belges et se rapprocher de 75 0/0.

En ce qui concerne la teneur centésimale des résidus, le nombre des déterminations précises varie beaucoup d'un district à l'autre. Pour la Haute-Silésie, on n'en possède qu'un petit nombre, notamment celles publiées par Steger. Cet auteur a relevé, sur les résidus de charges contenant 16,29 0/0 et 15,41 0/0 de zinc, des teneurs de 3,20 0/0 et de 4,12 0/0, avec des pertes totales de 29,49 et 28,06 0/0 de la teneur initiale. D'autres analyses de résidus lui ont donné des teneurs de 4,01, 5,41, 5,16 et 5,36 0/0 de zinc. Nous avons relevé, sur des registres d'analyses, des teneurs plus faibles, 2,25 0/0 à Bendzin, 2,50 et 2,65 0/0 à Godullahütte, mais ces chiffres semblent être sensiblement au-dessous de la moyenne. Celle-ci serait au minimum de 3 0/0, chiffre qui correspondrait à 2,25 0/0 du poids du minerai.

Pour les usines belges, au contraire, on dispose aujourd'hui d'un assez grand nombre d'analyses, soit partielles, soit complètes, publiées par M. Ad. Firket (*Annales des Mines de Belgique*, 1901, p. 57 à 63). L'origine des résidus ayant fait l'objet de ces analyses n'a pas été indiquée par l'auteur; nous avons pu la rétablir avec de grandes probabilités d'exactitude.

©BIU Santé

	BLEYBERG	CORPHALIE	ANTHEIT	PRAYON N° 1	PRAYON N° 2	ENGIS	SARTS DE SEILLES N° 1	SARTS DE SEILLES N° 2	BOOM
Zinc	4,00	2,5	non dosé	2,60	3,94	3,0-5,0	3,40	4,20	2-3
Plomb	5,00	8,5	9 à 12	2,13	11,60	8,0-12,0	8,10	9,50	9
Argent	0,016	non dosé	0,0165	—	0,0345	0,008- 0,010	0,050	0,085	non dosé
Fer	16,55	14,5	15,65	15,72	11,19	non dosé	non dosé		—
Cuivre	0,05	non dosé	—	—	0,192	—	—		—
Soufre	non dosé	4,0	—	0,62	1,72	—	2,10	3,50	—
Antimoine	néant	néant	—	—	0,249	—	non dosé		—
Chaux	2,50	2,5	7,10	4,00	1,33	6-10	—		—
Magnésie	0,45	1,5	1,20	2,16	0,73	non dosée	—		—
Alumine	(résidu	(résidu	(résidu	2,60	1,10	—	—		—
Silice	insoluble)	insoluble)	insoluble)	34,30	32,23	15-20	—		—
Carbone	50,00	60,60	41,60	30,02	30,40	non dosée	—		—

Une autre analyse (p. 57) présente cet intérêt spécial d'avoir été faite sur une charge de composition à peu près exactement déterminée et d'indiquer en outre le groupement des éléments contenus. Pour 100 kilogrammes d'un mélange formé de 460 kilogrammes de blende grillée, 410 de calamine calcinée et 130 kilogrammes de crasse d'écumage, débris de condenseurs, etc., on avait chargé 400 kilogrammes de fines maigres tenant 8,5 0/0 de matières volatiles, 82,5 de carbone et 9 0/0 de cendres; on avait obtenu 680 kilogrammes de cendres de creusets, dont la composition est donnée ci-dessous, avec celle de la charge initiale.

MINERAI		CENDRES DE CREUSETS	
Zinc	40-50 0/0	ZnS	4,00
Plomb	6-7	$ZnSO^4$ (produit d'altération)	0,09
Argent	0,004-0,005	Plomb métallique	3,10
Fer	15-18	Argent contenu dans le plomb	0,006
Soufre	1-1,5	PbO	1,91
		PbS	traces
		Fer métallique (plus ou moins carburé)	5,69
		FeS	2,48
		Oxydes divers du fer	15,57
		CaO, MgO, Al^2O^3, SiO^2	non dosés
		Charbon	18,07

Les oxydes de plomb et de fer étaient à l'état de silicates, de même que la chaux, la magnésie et l'alumine. Par différence, on serait amené à évaluer les éléments non métalliques autres que le charbon à 49,1 0/0 et l'ensemble des silicates à 66,7 0/0 du total. Ce chiffre est probablement un peu trop élevé parce que le calcul qui le fournit ne tient pas compte de l'humidité que les cendres de creuset ont put absorber avant d'être soumises à l'analyse.

Il est possible qu'il entrât dans la composition des silicates une certaine quantité d'oxyde de zinc qui n'aurait pas été dosée; s'il en était autrement, la proportion de zinc contenue dans les résidus aurait été 2,72 du poids de ceux-ci, soit 1,85 du poids du minerai. Ce chiffre est certainement inférieur à la moyenne qui serait, d'après M. Firket, pour l'ensemble des usines belges :

	P. 100 DE CENDRES	P. 100 DE MINERAI
Zinc	4,14	2,81
Plomb	5,55	3,43
Argent	0,0209	0,0142

©BIU Santé

M. Firket n'indique pas d'une manière précise comment il a calculé ces derniers chiffres ; celui qui concerne le zinc est sensiblement supérieur à la moyenne arithmétique des chiffres partiels qu'il donne dans son mémoire. Il est probable, d'ailleurs, que ces chiffres, obtenus au cours d'opérations conduites avec un soin exceptionnel, sont inférieurs à la moyenne véritable. Nous avons pu nous assurer, par exemple, qu'à Corphalie, la teneur moyenne des cendres en zinc est en réalité de 3 à 3,5 0/0- le poids de ces cendres étant de 60 0/0 du poids du minerai. La perte en zinc correspondante serait de 1,95 ; or l'usine en question est une de celles qui obtiennent les rendements les plus élevés.

Dans un exemple cité par M. Prost (*Rev. univ.*, 3e série, t. XLIX, p. 000), un échantillon de cendres d'usine tenant 4,76 0/0 de zinc en renfermait 2,36 0/0 à l'état de sulfure.

Nous ajouterons aux exemples ci-dessus un autre concernant un four rhénan traitant des calamines assez calcaires.

	RÉSIDU d'une charge d'essai	MOYENNE d'un grand nombre de charges
	—	—
Zinc	3,24	3,55 0/0
Plomb	3,16	—
Argent	0,0134	—
Soufre	1,20	—
Chaux	17,00	—
Magnésie	1,35	—
$Fe^2O^3 + Al^2O^3$	15,42	—
Silice	36,70	—
Charbon	15,85	—

Le poids des résidus représentait 0,743 de celui du minerai ; la perte en zinc était donc de 2,4 unités pour une charge traitée avec un soin exceptionnel et de 2,64 unités en travail courant, la teneur moyenne des résidus s'élevant à 3,55 0/0.

Dans cet exemple, le degré d'acidité des résidus ne peut être déterminé exactement, parce qu'on n'a pas effectué la séparation de l'alumine et de l'oxyde de fer ; il peut varier entre 1,5 et 2,25, suivant que l'un ou l'autre de ces bases prédomine. Dans les deux exemples de Prayon, cités par M. Firket, le degré d'acidité aurait les valeurs 2,44 et 3,72, en admettant que tout le fer fût à l'état de FeO. Les autres analyses publiées par le même auteur sont trop incomplètes pour permettre de calculer le coefficient en question ; mais il semble que la valeur 2 soit un minimum au-dessous duquel il n'est pas prudent de descendre, si l'on ne veut pas compromettre la conservation des creusets.

Aux États-Unis, d'après W. R. Ingalls, la teneur moyenne des résidus est de 6 à 7 0/0 dans les usines de l'Est, où la teneur des minerais est de 50 0/0 en moyenne et de 10 à 12 0/0 dans le Kansas et le Missouri, où cette teneur est ordinairement comprise entre 60 et 70 0/0. L'emploi du chauffage au gaz naturel dans le district de l'Ouest permet aujourd'hui d'appauvrir davantage les résidus.

Les pertes dues à une distillation incomplète dépendent beaucoup de la température à laquelle la réduction s'opère. On a vu que cette température varie d'un moment à l'autre de l'opération et, pour une même phase du travail est

©BIU Santé

assez différente d'une usine à l'autre Elle est d'ailleurs constamment inférieure de 100 à 200° (cent.) à la température de la flamme dans le laboratoire du four.

Les déterminations faites par le Dr Otto Mühlhäuser dans une usine des États-Unis, qui est probablement celle de La Salle (Illinois), présentent un réel intérêt pour l'étude des conditions thermiques de la réduction des minerais de zinc (*Zeitschr. für angew. Chemie*, XVI, p. 278).

TEMPS COMPTÉS A partir de la fin de l'enlèvement des condenseurs	TEMPÉRATURE EN DEGRÉS CENTIGRADES	
	A l'intérieur d'un creuset	Dans le laboratoire du four
0 (fin de l'enlèvement des condenseurs)	»	1263
30' (fin du décrassage du creuset)	»	1155
1h (fin du chargement id°)	»	1067
1h,36	»	1067
2h	»	1067
2h,30	781	1067
3h	814	1100
3h,30	869	1100
4h	924	1111
4h,30	957	1155
5h	935	1166
5h,30	935	1138
6h	946	1144
6h,30	946	1155
7h	979	1166
7h,30	1001	1166
8h	1001	1177
8h,30	990	1177
9h	1001	1188
9h,30	1012	1199
10h	1001	1188
10h,30	1012	1199
11h	1005	1221
11h,30	1034	1220
12h	1050	1221
12h,30	1034	1210
13h	1050	1221
13h,30	1061	1221
14h	1067	1221
14h,30	1078	1243
15h	1078	1221
15h,30	1078	1232
16h	1100	1221
16h,30	1111	1232
17h	1111	1232
17h,30	1133	1243
18h	1133	1254
18h,30	1122	1221
19h	1122	1210
19h,30	1149	1243
20h	1133	1265
20h,30	1144	1276
21h	1177	1287
21h,30	1182	1320
22h	1188	1298
22h,30	»	»
23h	»	1309
23h,45	»	1188

©BIU Santé

On peut conclure de ces chiffres :

1° Que la distillation de la plus grande partie du zinc contenue dans les charges s'effectue, en pratique, entre 1.000 et 1.100° ;

2° Que l'écart entre la température moyenne de la charge et celle de la flamme va en diminuant constamment du commencement à la fin de l'opération; dans l'exemple considéré, il était d'une centaine de degrés pendant les dernières heures;

3° Que les fours à gaz de grande longueur, employés dans l'ouest des États-Unis, donnent un chauffage moins intense que les fours en service en Europe. La température des flammes ne dépasse pas sensiblement, à Lasalle, 1.300° vers la fin de l'opération, alors qu'on a observé, pendant la période correspondante, 1.550° à Hohenlohehütte, dans un four silésien à brûleurs centraux, et 1.650°, à Prayon, dans un four rhénan à régénérateurs. Nous avons relevé, sur un four du type de Stolberg, fonctionnant dans des conditions assez défectueuses d'ailleurs, une température de 1.320° dans le laboratoire, douze heures après le commencement du décrassage; ce chiffre est supérieur de plus de 100° à celui observé par le Dr Mühlhäuser pendant la phase correspondante.

A l'intérieur de chaque creuset, la température s'élève progressivement de la gueule vers le fond; il en résulte une variation correspondante dans la teneur des résidus.

II. **Pertes par absorption par la pâte réfractaire.** — La pâte réfractaire constituant les parois des moufles ou des creusets présente une certaine porosité, surtout lorsqu'elle a été moulée à la main; elle se laisse pénétrer par les vapeurs de zinc. Une fraction de celles-ci traverse la paroi et va se mélanger avec les gaz de chauffage; elle est assez importante au moment de la mise en service d'un creuset neuf, mais elle se réduit à fort peu de chose, lorsque la paroi extérieure s'est enduite d'un vernis de scories, c'est-à-dire après deux ou trois jours de chauffage. La plus grande partie des vapeurs de zinc pénètrant dans la pâte réfractaire s'y fixe sous la forme de silicate ou d'aluminate.

L'absorption de l'oxyde de zinc par la pâte réfractaire est accompagnée d'un changement de couleur de celle-ci. Immédiatement après cuisson, la pâte est d'un ton jaunâtre, si elle ne renferme pas de coke ou de graphite; une fois mise en service, elle acquiert progressivement une teinte de plus en plus foncée et finit par devenir d'un bleu noirâtre. Ce changement de coloration semble être en corrélation avec l'absorption d'oxyde de zinc et non avec l'isolement d'une certaine quantité de silicium, attribuable à la réduction de la silice par le carbone. La possibilité du développement de cette dernière réaction, dans la pâte des creusets, est assez problématique.

L'étude de la question avait été entreprise, il y a longtemps déjà, par Degenhardt (*American Chemist*, 1875, n° 58, p. 353). Ses analyses avaient porté sur des débris de creusets, de couleur plus ou moins foncée, provenant des usines de Bethlehem (Pennsylvanie); elle lui avaient donné des proportions d'oxyde de zinc variant depuis 6,10 0/0, pour les fragments les plus clairs, jusqu'à 21,47 0/0 pour les plus foncés, en passant par les valeurs 10,72 0/0, 15,72 0/0 et 18,09 0/0 pour des colorations intermédiaires.

©BIU Santé

Les observations de Degenhardt ont été confirmées postérieurement par des analyses faites à l'usine Paulshütte, près Schoppinitz (Haute-Silésie) sur des débris de moufles. Ces analyses ont donné (Steger, *Preuss. Zeitschr.*, 1896, p. 6):

Fragments brun clair.....	0,50	p. 100 d'oxyde de zinc.
— vert clair.....	6,45	—
— bleu clair	8,45	—
— bleu foncé.....	9,00	—

Degenhardt ne s'était pas borné à doser l'oxyde de zinc dans une série d'échantillons de colorations diverses; il avait entrepris des analyses complètes sur les deux termes extrêmes de cette série :

	FRAGMENTS à peine colorés	FRAGMENTS d'un bleu foncé
	—	—
Silice	50,10	41,13
Alumine	38,28	33,48
Oxyde de fer	3,42	2,84
— de manganèse	0,41	0,37
— de zinc.....	6,10	21,47
Magnésie	0,73	0,47
Chaux	1,13	0,92
	100,17	100,68

A une date plus récente, Ed. Jensch a exécuté une série d'analyses analogues sur des débris de vieux moufles provenant de diverses usines de la Haute-Silésie; il a obtenu les chiffres suivants :

	KUNIGUNDE-HÜTTE	CLARAHÜTTE ET FRANZHÜTTE	THENER-HÜTTE	ROSAMUNDE-HÜTTE	GODULLA-HÜTTE
	—	—	—	—	—
Silice	50,20	48,64	46,50	52,14	49,75
Alumine	30,80	33,58	36,84	28,59	31,82
Sesquioxyde de fer.....	0,61	0,73	1,21	0,75	0,96
Oxyde de zinc.....	17,64	16,38	14,11	18,21	16,63
Oxyde de cadmium	0,005	0,071	0,08	0,01	0,13
Chaux	0,48	0,35	0,60	0,40	0,52
Magnésie.....	0,56	0,39	0,41	0,35	0,38
Alcalis.....	0,21	0,30	0,25	—	0,10
	100,505	100,301	100,30	100,45	100,29

Les deux premières analyses ont été faites sur des prises d'échantillon de 50 tonnes chacune, ne contenant que des fragments débarrassés de scories adhérentes et concassées à la grosseur de 4 millimètres, c'est-à-dire amenés à l'état de préparation convenant à la fabrication des pâtes réfractaires.

La teneur moyenne en zinc, obtenue en combinant les cinq analyses ci-dessus avec deux autres non publiées, a été trouvée de 12,87 0/0, ce qui correspond à 16,07 d'oxyde de zinc.

A Lipine, on admet que les vieux moufles contiennent en moyenne 8 0/0 de zinc. Dans le district ouest des États-Unis, les teneurs constatées sont analogues : dans le Kansas et le Missouri, elles varient de 6 à 15 0/0, suivant la durée de service des creusets. M. Mühlhäuser a constaté une teneur de 15,15 0/0

©BIU Santé

dans la pâte d'un creuset, fait avec de l'argile de Saint-Louis, creuset qui était resté cent trente-cinq jours en service et devait être arrivé au point de saturation.

Le même auteur a donné (*Zeitschr. f. angew. Chimie*, t. XVI, p. 278 et 282) les évaluations suivantes des pertes en zinc pendant les premiers jours de service d'un creuset.

Jours de service du creuset	Pertes en centièmes de la teneur initiale				
	Dans les résidus	Par défaut de condensation	A travers les parois du creuset	Absorption par les parois	Totales
1	2,77	1,52	2,09	25,97	32,35
2	2,19	1,73	2,19	23,78	29,89
3	1,90	1,96	2,74	14,37	20,97
4	2,25	1,87	3,18	8,77	16,07
5	3,69	1,04	3,00	9,24	16,97
6	3,15	1,09	2,36	6,81	13,41
7	3,46	1,07	2,07	1,70	8,30

Ces chiffres concordent assez mal avec d'autres déterminations que l'on trouvera plus loin, déterminations faites, il est vrai, dans des conditions sensiblement différentes.

Les données ci-dessus, relatives à la pénétration du zinc dans la pâte réfractaire, se rapportent à des creusets ou des moufles fabriqués à la main. La pénétration est beaucoup moins intense dans les pâtes moulées à la presse, ainsi que le montre l'étude microscopique de plaques minces taillées dans des fragments de creusets ou moufles ayant été longtemps en service.

Appliquée à la pâte des vieux moufles silésiens, cette méthode d'investigation y fait ressortir la présence de cristaux abondants de gahnite et de tridymite, parfois de cristaux de willémite, relativement plus rares. D'après Stelzner et Schulze (*Neues Jahrb.*, 1881, p. 129), la proportion de la gahnite représenterait jusqu'au tiers de la masse totale. Cette masse renferme d'ailleurs des vides assez importants; elle est recoupée par des fissures étroites, mais dont la longueur est relativement considérable.

La pâte comprimée à la presse est, d'après Steger (*Preuss. Zeitschr.*, 1896, p. 11), plus difficile à étudier au microscope que la pâte moulée à la main, parce qu'elle renferme une forte proportion de coke qui la rend opaque. Néanmoins on peut reconnaître que les cristaux de gahnite et de tridymite y sont relativement rares. On n'y distingue ordinairement qu'une pâte amorphe, brune ou grise, empâtant des fragments de coke restés anguleux et sensiblement intacts, sauf là où une fissure a facilité la pénétration de scories fluides; dans ce cas, ils ont disparu complètement. Les fragments d'argile cuite, qui entraient dans la composition du mélange primitif, ne sont plus reconnaissables; ils se confondent complètement avec l'argile qui formait l'élément plastique de la pâte. La masse présente un grand nombre de fissures de retrait; mais ces fissures sont beaucoup moins allongées que dans la pâte travaillée à la main.

Les observations micrographiques confirment ce qu'on pouvait prévoir au sujet de la compacité des pâtes étirées à la presse, de la conservation des

©BIU Santé

fragments de coke qui entrent dans la composition de ces pâtes et de la résistance qu'elles opposent à la pénétration des vapeurs de zinc.

Elles ont montré en outre, que l'état de la silice est très différent dans les moufles silésiens et dans les creusets belges. Dans la pâte des premiers, la silice est en grande partie transformée en tridymite ; dans celle des seconds, elle paraît être surtout à l'état amorphe. Cette différence ne semble pas dépendre de l'intensité du chauffage, la température des fours belges n'étant pas aujourd'hui beaucoup plus élevée que celle des fours silésiens. Elle peut être attribuée, dans une certaine mesure, à la durée plus grande du service des moufles, mais elle tient surtout à la filtration plus active des vapeurs de zinc à travers les parois de ceux-ci ; c'est du moins ce qu'on peut conclure de la simultanéité de formation de la tridymite, d'une part, et de divers minéraux zincifères, tels que la gahnite et la willémite, d'autre part.

Les études que nous venons de résumer présentent un réel intérêt au point de vue théorique ; elles montrent en outre que la proportion de zinc absorbée par les creusets fabriqués à la presse doit être relativement faible, sans fournir d'ailleurs le moyen de l'évaluer numériquement. Nous pouvons combler cette lacune au moyen de quelques observations faites sur les progrès de l'imprégnation de creusets obtenus par étirage à la presse. L'expérience a porté sur huit creusets, faisant partie de la quatrième rangée d'un four Dor à six rangées. Ces creusets, pesant 65 kilogrammes après cuisson, ont été mis en place simultanément, puis retirés du four à des intervalles consécutifs de vingt-quatre heures, pesés et analysés. La charge journalière était constante ; sa teneur moyenne (charbon de réduction compris) était de 28 0/0.

Les creusets étaient retirés du four les uns après les autres, à des intervalles de vingt-quatre heures ; les variations de leur poids brut, de leur teneur en zinc et de la perte correspondante en métal, rapportée au poids total contenu dans les charges traitées, sont indiquées dans le tableau ci-dessous.

DURÉE de service	POIDS des charges traitées	POIDS du creuset retiré du service	TENEUR de la pâte en zinc	PERTE correspondante sur l'ensemble des charges
—	—	—	—	—
24 heures	39 kilogr.	65kg,0	traces	—
48 —	78 —	66 ,0	0,92	2,78 0/0
72 —	117 —	65 ,5	1,18	2,36 —
96 —	156 —	67 ,5	1,03	1,59 —
120 —	195 —	65 ,5	1,10	1,32 —
144 —	234 —	66 ,5	1,86	1,90 —
168 —	273 —	65 ,5	1,51	1,30 —
192 —	312 —	64 ,5	1,56	1,15 —

Les variations de poids du creuset sont faibles et irrégulières. La proportion de zinc dans la pâte croît rapidement à l'origine, plus lentement ensuite et tend finalement vers une limite qui ne dépasse pas 1,7 à 1,8 0/0. Dans les conditions où l'expérience ci-dessus a été faite, ce chiffre correspondrait à une perte de 0,35 de la teneur totale des charges, la durée de service du creuset étant de trente jours ; pour une durée de cinquante jours, obtenue souvent dans le cas des fours rhénans, la perte relative s'abaisserait à 0,21.

©BIU Santé

Dans le cas de la fabrication à la main, la perte due à l'imprégnation de la pâte a plus d'importance. En admettant qu'un moufle pèse 300 kilogrammes au moment où il est retiré du service avec une teneur de 8 0/0 de zinc, le poids de métal qu'il emportera sera de 24 kilogrammes. S'il a fait 50 charges de minerai, de 90 kilogrammes chacune, à la teneur de 25 0/0, il aura reçu 1.175 kilogrammes de métal ; la perte par imprégnation représentera 0,53 du poids du minerai traité ou 2,13 0/0 de la quantité de métal contenu dans ce minerai. C'est un chiffre dix fois plus élevé que dans le cas des fours rhénans munis de creusets fabriqués à la presse. En pratique, sa valeur est un peu atténuée par l'utilisation des débris de moufles triés, qui entrent dans la composition de la partie dégraissante du mélange.

Les vapeurs de zinc sont absorbées non seulement par les parois des creusets ou des moufles, mais aussi par celles des tubes ou des condenseurs et par la terre de calage formant joint. Les chiffres suivants donneront une idée de l'importance de cette absorption. Un tube, pesant primitivement 17 kilogrammes, avait atteint, après huit jours de service, un poids de 31kg,8 et une teneur moyenne en zinc de 41,33 0/0, ce qui représentait une absorption de 13 kilogrammes de métal ou de 5 0/0 de la quantité de métal contenue dans les charges correspondantes. Par grattage, concassage et triage, on a pu décomposer le poids total en 22 kilogrammes de débris à retraiter, à la teneur de 58,31 0/0 de zinc et 9kg,5 de débris à rejeter, tenant seulement 2,02 0/0 de métal. La perte définitive, correspondant à cette deuxième partie, représentait seulement 0,07 0/0 de la teneur initiale.

Un condenseur, d'un poids initial de 26 kilogrammes, a été retiré du service après une période de sept jours ; il pesait alors 46 kilogrammes et sa masse tenait 34,91 0/0 de zinc, soit 6,13 0/0 du poids du zinc chargé pendant qu'il était en service. Il a donné 30kg,5 de débris riches, à la teneur de 51kg,58 et 15kg,5 de débris pauvres, tenant seulement 2,11 0/0. La perte définitive, correspondant à ces derniers, a été de 0,13 0/0 de la teneur totale des charges.

Enfin 74 kilogrammes de terre à caler, ayant servi à l'obturation de 56 creusets pour le traitement d'une charge de 2.184 kilogrammes d'un mélange tenant, charbon compris, 29 0/0 de zinc, ont donné, par triage et lavage, 28 kilogrammes à 37,29 0/0 de zinc et 46 kilogrammes à 1,48 0/0. Cette dernière partie a été seule rejetée ; la perte correspondante était de 0,11 0/0 du poids du zinc contenu dans la charge.

III. **Pertes par fuites ou par condensation incomplète.** — Les pertes accidentelles, par fuites de vapeurs de zinc à travers les fissures des creusets, sont loin d'être négligeables, étant donné que le nombre des creusets ou moufles qui cassent au cours de chaque opération est normalement de 2,5 à 3 0/0. Il se passe toujours un certain temps avant qu'on n'ait constaté que la paroi d'un creuset est fendue ou percée ; une fois la constatation faite, on ne prend pas toujours soin de vider immédiatement le récipient endommagé. Une évaluation, même approximative, de cette cause de perte est impossible à obtenir.

Les fuites par le joint du creuset avec le tube sont probablement peu impor-

©BIU Santé

tantes, si le personnel effectue le calage avec soin. Elles doivent être plus élevées dans la méthode silésienne, où la fermeture de la gueule du moufle nécessite un placage de terre réfractaire beaucoup plus étendu.

La condensation des vapeurs de zinc est certainement imparfaite, dans la phase la plus active de la distillation tout au moins, puisqu'on voit la flamme développée par la combustion de l'oxyde de carbone à l'extrémité des étouffoirs prendre, pendant cette période, la coloration qui caractérise la combustion du zinc. La proportion de métal ainsi entraînée ne semble pas être bien importante, car la quantité d'oxyde recueillie dans les collecteurs généraux, placés à la suite des condenseurs dans certaines usines siliennes, a toujours été peu considérable.

Il n'y a pas intérêt à augmenter outre mesure la longueur des appareils de condensation ; en augmentant la résistance à l'écoulement des gaz, on risquerait d'aggraver les pertes par les fentes et les joints.

IV. **Vapeur de zinc remplissant le creuset à la fin de distillation.** — Cette dernière cause de perte comporte une évaluation approximative qui permet d'établir son peu d'importance. A la fin de la distillation, le volume intérieur du creuset est occupé en partie par les résidus solides, en partie par un mélange gazeux se composant exclusivement d'oxyde de carbone et de vapeur de zinc. A ce moment, en effet, la distillation de la houille est terminée depuis longtemps ; il ne reste plus en présence de l'oxyde de zinc que du carbone fixe, donnant la réaction :

$$ZnO + C = Zn + CO.$$

Théoriquement le mélange gazeux ainsi obtenu renferme des volumes égaux de vapeur de zinc et d'oxyde de carbone ; en réalité le premier volume doit être un peu inférieur au second parce que la vapeur de zinc, à une température voisine du point d'ébullition du métal, a une densité un peu supérieure à la densité théorique.

Nous admettrons néanmoins, pour simplifier le calcul, que cette vapeur occupe la moitié du volume total disponible. Pour déterminer ce volume, nous supposerons que la densité de chargement initial soit de 0,9, à raison de 600 kilogrammes de minerai et de 300 kilogrammes de charbon par mètre cube de capacité intérieure ; que le résidu de distillation représente 70 0/0 du poids du minerai ; que ce résidu contienne un cinquième de charbon graphitisé, d'une densité de 1,6, et quatre cinquièmes de fer, plomb, silicates divers, etc., dont la densité moyenne peut être évaluée à 3. On en déduira, pour le volume des deux fractions du résidu, par mètre cube de capacité de creuset,

Charbon.....	$0,9 \times \frac{0,7 \times 0,2}{1,6}$	$= 0,079$
Autres résidus.....	$0,9 \times \frac{0,7 \times 0,8}{3}$	$= 0,168$
VOLUME TOTAL.....		$0,247$

L'espace rempli par les gaz et vapeurs est le complément, soit $0^{m3},753$ par mètre cube de volume total.

©BIU Santé

La vapeur de zinc en occupe la moitié, soit $0^{m3},376$; si l'on admet que sa température soit, à ce moment, de 1.200°, et que sa densité soit de 2,38 à cette température (moyenne des diverses déterminations de Mensching et Mayer), le poids de zinc retenu ainsi sera, par mètre cube de capacité intérieure :

$$0{,}376\,\frac{2{,}38 \times 1{,}293}{1 + \frac{1.200}{273}} = 0^{kg},214,$$

En admettant que la teneur du minerai traité ait été de 50 0/0, les 600 kilogrammes chargés dans un mètre cube de creuset auraient contenu 300 kilogrammes de métal. La perte relative serait de $0^{kg},00036$ par tonne de minerai ou de 0,072 0/0 de la teneur.

Dans le cas du traitement en moufles silésiens, la densité de chargement est un peu plus faible ; mais, en compensation, le volume des résidus est plus considérable. On peut donc admettre que le poids de la vapeur de zinc restant dans les moufles, à la fin de la distillation, est sensiblement le même par mètre cube ; la teneur des minerais chargés étant moitié moindre, la perte relative doit être sensiblement double de ce qu'elle est dans les usines de l'ouest de l'Europe, soit de 0,14 0/0 de la teneur.

Résumé. — En résumé, les diverses pertes susceptibles d'évaluation directe, peuvent être totalisées de la manière suivante, en supposant que la teneur moyenne soit de 25 0/0 pour les minerais traités en Silésie et de 50 0/0 pour les minerais traités en Belgique (en centièmes de la teneur initiale).

	Fours silésiens	Fours belges
	—	—
Perte dans les résidus	9,00	5,62
Absorption par la pâte des moufles ou creusets.	2,13	0,35
— par les condenseurs	0,25	0,07
— par la terre de calage	0,25	0,11
Vapeur de zinc restant dans les creusets	0,14	0,07
	11,77	6,22

L'écart total peut être évalué, en moyenne, à 22 0/0 de la teneur dans la première méthode et à 11 0/0 dans la seconde. Les pertes dues à l'imperfection de la condensation représenteraient donc un peu moins de la moitié de l'ensemble.

W. R. Ingalls (*The Metallurgy of zinc*, p. 533) estime leur valeur à la moitié environ de cet ensemble.

Consommation de combustible. — Cette consommation est moindre avec les fours rhénans qu'avec les fours belges. Les types comportant une récupération de chaleur sont particulièrement avantageux à ce point de vue, puisque la consommation de charbon de chauffe, rapportée à la tonne de minerai, s'abaisse souvent à 1.100 parfois même à 1.000 kilogrammes.

La proportion de charbon de mélange, comprise entre 0,40 et 0,50 du poids de minerai, varie avec la composition de la charge.

©BIU Santé

Perte au traitement. — Nous avons signalé, à l'occasion des fours belges, les variations considérables sur la valeur de l'écart de rendement, qui se produisent non seulement d'une usine à l'autre, mais même d'un exercice à l'autre, pour une même usine.

On constate des variations analogues pour les fours rhénans. L'*écart* y varie généralement entre 0,9 et 0,12 de la teneur du minerai; sans descendre aussi bas que dans certaines usines belges, disposant d'un personnel de choix, il se maintient facilement dans les limites indiquées ci-dessus, alors même que le personnel de l'usine serait médiocrement exercé.

Durée moyenne des creusets et des condenseurs. — La durée des creusets atteint au moins trente jours, chiffre moyen pour les fours belges; elle peut s'élever à quarante-cinq ou même à cinquante jours.

Celle des condenseurs est de dix jours en moyenne, comme pour les tubes belges.

Durée des campagnes. — La durée des campagnes est d'un an et demi pour les fours à chauffage direct; de trois ans environ pour les fours de Stolberg, de quatre pour les fours Siemens d'Overpelt, de cinq ou six ans pour les fours Siemens de Birkengang. Les fours rhénans présentent, à ce point de vue, une supériorité marquée sur les fours belges.

Frais de construction. — Les frais de premier établissement varient suivant le type adopté et le nombre de creusets.

Les chiffres ci-dessous peuvent en donner une idée :

	MASSIF de 2 fours à chauffe centrale (Valentin-Cocq)	MASSIF de 3 fours à brûleurs centraux (Viviez ancien type)	FOUR à récupérateurs et gazogènes accolés (Stolberg)	FOUR à 4 empilages Siemens (type d'Overpel)
	—	—	—	—
Nombre de creusets	216	216	240	240
Poids de minerai traité par an (en tonnes).	1.720	1.780	2.620	2.800
Frais de construction (en francs)	25.000	35.000	40.000	50.000
— par tonne traité mensuellement	14,50	19,65	15,16	17,85

Ces chiffres ne sont pas tout à fait comparables, parce qu'ils ont été relevés à des époques assez éloignées les unes des autres et dans des districts divers où le coût des matériaux était loin d'être le même.

Ils ne comprennent pas, d'ailleurs, les frais d'installation de la partie de la halle correspondant à chaque four ou massif. Nous reviendrons plus loin sur les dispositions qu'ils convient d'adopter pour les halles abritant les fours de réduction.

Frais de traitement par tonne de minerai. — Les observations que nous avons faites, en terminant l'étude des fours belges, au sujet du calcul des frais de traitement, rapportés à la tonne de minerai, s'appliquent identiquement

©BIU Santé

au cas actuel. Nous nous bornerons donc, à donner un exemple se rapportant à un ensemble de fours munis de récupérateurs tubulaires :

	Quantités.	Prix.
Charbon de chauffe (à 10 fr. la tonne)....	1.400 kilogr.	15f,05
— de mélange (à 5 fr. 80 la tonne)..	530	3 ,07
Creusets (à 3 fr. 50 la pièce).....	1.08	3 ,79
Condenseurs (à 0 fr. 50 la pièce).....	2,74	1 ,37
Briques réfractaires, etc.....		1 ,07
Divers.....		1 ,93
Main-d'œuvre		21 ,58
		47 ,96

Dans ce cas, la main-d'œuvre était relativement chère; dans des circonstances normales, les frais de traitement au four rhénan sont légèrement inférieurs à ceux qu'entraînerait l'emploi des fours belges.

BILAN THERMIQUE DE LA RÉDUCTION DES MINERAIS DE ZINC

Pour se rendre compte de l'utilisation de la chaleur dans la réduction des minerais de zinc, opérée en vase clos suivant la formule usuelle, il convient d'étudier d'abord les phénomènes thermiques qui accompagnent la réduction de l'oxyde de zinc pur, pour passer ensuite à l'analyse des phénomènes plus complexes qui se produisent dans la réduction des minerais.

Réduction de l'oxyde de zinc pur. — La réaction du carbone sur l'oxyde de zinc peut donner lieu à la formation soit d'acide carbonique, soit d'oxyde de carbone :

(1) $$2ZnO + C = 2Zn + CO^2;$$
(2) $$ZnO + C = Zn + CO.$$

L'oxyde de carbone développé par la deuxième réaction peut lui-même réduire l'oxyde de zinc, suivant la formule:

(3) $$ZnO + CO = Zn + CO^2.$$

La chaleur de combustion du carbone amorphe étant de 8.137 calories par unité de poids, si le produit est de l'acide carbonique, de 2.458 calories, si la combustion donne de l'oxyde de carbone, les réactions ci-dessus donnent les résultats suivants au point de vue thermique :

(1) $$-2 \times 43.060 + 48.820 = -37.300 \text{ calories};$$
(2) $$-43.060 + 14.750 = -28.290 \quad —$$
(3) $$-43.060 + (48.820 - 14.750) = -8.990 \quad —$$

©BIU Santé

Elles exigent toutes l'intervention d'une quantité importante de chaleur.

Il a été établi, par des expériences de laboratoire et par des observations pratiques, que la première et la troisième de ces réactions ne jouent qu'un rôle tout à fait secondaire dans la réduction des minerais de zinc.

La deuxième réaction, la seule dont on ait à tenir compte, exige une consommation directe de carbone représentant 0,184 du poids du zinc obtenu ou 0,148 du poids de l'oxyde réduit.

Pour qu'elle puisse se développer, il faudra fournir au mélange une quantité de chaleur représentant 28.290 calories par équivalent, soit 868 calories par unité de zinc et 696 par unité d'oxyde de zinc. Développée par la combustion du carbone, cette chaleur correspondrait aux consommations suivantes :

	CARBONE	
	brûlé à l'état de CO^2	brûlé à l'état de CO
Par équivalent.....	$\frac{28.290}{48.820} \times 6 = 3.480$ gr.	$\frac{28.290}{14.750} \times 6 = 11.490$ gr.
Par unité de poids de zinc.....	107 —	352 —
Par unité de poids d'oxyde de zinc.	86 —	282 —

La réduction de l'oxyde de zinc par le carbone, commencée vers 910°, ne devient active qu'à une température supérieure à celle de la volatilisation du zinc sous la pression atmosphérique. En pratique, la température de la charge contenue dans les creusets à zinc atteint ou dépasse 1.200° pendant une partie au moins de la distillation. M. Mühlhäuser l'a constaté directement; on en a d'ailleurs une preuve par la présence d'une certaine proportion de grenailles de fonte grise dans les résidus.

Nous admettrons que les produits gazeux de la réaction se dégagent à 1.200 degrés et qu'ils contiennent 0,43 (en poids) d'oxyde de carbone pour 1 de vapeur de zinc, soit 0,344 d'oxyde de carbone pour 1 d'oxyde de zinc réduit.

Pour évaluer la quantité de chaleur emportée par le mélange gazeux se dégageant à 1.200°, il faudrait connaître, d'une part, la chaleur d'échauffement sous pression constante de l'oxyde de carbone depuis zéro jusqu'à cette température, d'autre part, le coefficient correspondant pour le zinc, entre l'état solide à zéro et l'état de vapeur à 1.200°, y compris les deux chaleurs latentes de changement d'état.

De ces éléments, le premier est le seul qui soit connu avec une approximation suffisante. Il est donné, en calories ordinaires, pour le volume atomique de $0^{m3},02232$, sous la pression atmosphérique normale, par la formule :

$$q = 6,5 \frac{(T - T_0)}{1.000} + 0,6 \frac{(T^2 - T_0^2)}{1.000^2}$$

où T_0 et T représentent les températures absolues initiale et finale. Cette formule, pour $T = 1.473$ et $T_0 = 273$, donne $q = 8913$, ce qui correspond à 319 calories par unité de poids. La chaleur emportée par l'oxyde de carbone sera donc de 137 calories par kilogramme de zinc ou de 110 calories par kilogramme d'oxyde de zinc.

©BIU Santé

Les coefficients thermiques caractérisant la vapeur de zinc, n'ont pas été déterminés expérimentalement. Dans une étude sur la réduction du zinc dans les fours à cuve (*Preuss. Zeitschr.*, 1890, p. 219), M. Rösing a admis : 1° que la chaleur latente de vaporisation du zinc était la même que celle du mercure ; 2° que la chaleur spécifique du zinc restait constante, quel que fût l'état physique du métal, et que sa valeur était égale à 0,0935, à l'état liquide ou gazeux comme à l'état solide. Ces diverses hypothèses sont fort discutables.

En ce qui concerne la première, on doit remarquer que la chaleur latente de fusion du zinc est sensiblement décuple de celle du mercure, pris pour point de comparaison par E. Rösing ; elle est en effet de 28,13 pour le premier métal, de 2, 8 pour le second. Il y a lieu d'admettre que les chaleurs latentes de volatilisation sont les mêmes, non pas pour des poids égaux des métaux divers, mais pour un nombre égal d'atomes. Cette hypothèse, appliquée en prenant pour point de comparaison le mercure dont la chaleur latente de vaporisation est de 17 calories, donne pour celle du zinc une valeur de 236 calories.

En ce qui concerne la deuxième hypothèse, on sait que, pour tous les corps connus, la chaleur spécifique croît avec la température ; le zinc ne saurait faire exception à cet égard.

Enfin, en ce qui concerne l'état gazeux, on peut admettre que la chaleur spécifique du volume atomique de vapeur de zinc ne diffère pas beaucoup de celle des gaz facilement liquéfiables, la vapeur d'eau et l'acide carbonique, par exemple.

On représente par les formules empiriques suivantes la chaleur totale absorbée, sous pression constante, par l'une ou l'autre de ces substances, sous le volume atomique de $0^{m3},02232$ entre les températures absolues T_0 et T (en calories ordinaires).

$(H^2O = 18\ gr.)\quad q = 6,5\,\frac{T - T_0}{1.000} + 2,9\,\frac{T^2 - T_0^2}{1.000^2} = \frac{T - T_0}{1.000}\left(6,5 + 2,9\,\frac{T + T_0}{1.000}\right),$

$(C^2O^4 = 44\ gr.)\quad q = 6,5\,\frac{T - T_0}{1.000} + 3,7\,\frac{T^2 - T_0^2}{1.000} = \frac{T - T_0}{1.000}\left(6,5 + 3,7\,\frac{T + T_0}{1.000}\right).$

La deuxième formule, qui donne les valeurs les plus élevées, est celle qui doit conduire aux résultats les plus rapprochés de la réalité pour un corps aussi peu volatil que le zinc ; elle nous donnera, pour $T_0 = 273$ et $T = 1.473$, 238 calories par unité de poids.

Nous admettrons que cette évaluation s'applique à tous les états physiques (solide, liquide, gazeux) par lesquelles le zinc passe entre 0 et 1.200° (centigrades), et nous obtiendrons l'évaluation suivante pour la chaleur absorbée par l'unité de poids de zinc entre ces limites.

Chaleur latente de fusion.....	28	calories
— de volatilisation.....	236	—
— d'échauffement.....	238	—
	502	calories.

Les quantités de chaleur nécessaires pour obtenir la réduction de l'oxyde de

©BIU Santé

zinc, avec volatilisation du zinc à 1.200° (centigrades), sont donc les suivantes:

	PAR UNITÉ DE POIDS de zinc	PAR UNITÉ DE POIDS d'oxyde de zinc
Chaleur absorbée par la réaction.....	868 calories	696 calories
— emportée par l'oxyde de carbone.	137 —	110 —
— emportée par la vapeur de zinc..	502 —	403 —
	1.507 calories	1.209 calories.

Si l'on emploie du carbone pur comme élément réducteur et comme élément producteur de chaleur, en le brûlant complètement à l'état de CO^2, on aura les consommations suivantes:

	PAR UNITÉ DE POIDS de zinc produit	PAR UNITÉ DE POIDS d'oxyde de zinc réduit
Carbone de réduction.....	$0^{kg},184$	$0^{kg},148$
Carbone de chauffage.....	0 ,184	0 ,149
	$0^{kg},368$	$0^{kg},297$

La réduction de l'oxyde de zinc pur est une opération qui ne présente actuellement pas d'intérêt pratique, mais qui pourra peut-être en avoir plus tard, si l'on arrive à appliquer aux minerais pauvres certains procédés de concentration.

Réduction des minerais ordinaires. — Nous prendrons pour point de départ de cette étude deux types de minerais représentant approximativement, l'un la composition des meilleures qualités traitées dans les usines belges, l'autre la composition moyenne des minerais formant la base de l'approvisionnement des usines silésiennes:

	TYPE A	TYPE B
ZnO.....	65 (Zn = 52,3)	31 (Zn = 25)
SiO^2.....	12	10
Fe^2O^3.....	6	15
Al^2O^3.....	3	5
CaO.....	8	29
Perte par calcination.....	6	10
	100	100

Examinons successivement, au point de vue thermique, les divers phénomènes qui vont se produire au cours de la distillation du zinc.

1° *Réduction de l'oxyde de zinc.* — D'après les résultats de nos calculs antérieurs, ce phénomène exigera, par unité de poids,

	MINERAI A	MINERAI B
Carbone de réduction.....	$0^{kg},096$	0^{kg} 046
Chaleur extérieure.....	784 calories	374 calories

2° *Réduction de l'oxyde de fer.* — Cette réduction est toujours incomplète; elle est plus avancée, en général, dans les fours belges que dans les fours silésiens. Nous admettrons qu'elle porte, dans le premier cas, sur la moitié de la teneur; dans le deuxième cas, sur le tiers, c'est-à-dire que 2 et 3 unités de ses-

©BIU Santé

quioxyde soient réduites à l'état de fer métallique, avec production d'oxyde de carbone.

La réaction exige, par unité de poids de Fe^2O^3, une consommation de 0,225 de carbone solide (en négligeant la petite quantité absorbée par le fer réduit), plus 675 calories, si les produits de la réaction sont ramenés à la température initiale. Les produits gazeux devant être évacués à 1.200°, il faut ajouter au chiffre ci-dessus la quantité de chaleur nécessaire pour porter à cette température l'oxyde de carbone dégagé. Le poids de ce gaz est 0,525 du poids de l'oxyde; la chaleur emportée, à 1.200°, est donc $0{,}525 \times 319 = 168$ calories.

Enfin il faut tenir compte de la chaleur emportée par les grenailles de fonte, sortant des creusets à 1.200° environ; on peut admettre qu'elle représente 300 calories par kilogramme de fonte ou 210 par kilogramme d'oxyde réduit.

On a donc, pour l'ensemble des consommations de chaleur, rapportées à cette dernière base :

Réduction de l'oxyde de fer.....	675 calories
Chaleur emportée par l'oxyde de carbone	168 —
— par la fonte.....	210 —
	1.053 calories

En appliquant à des proportions respectives de 6 et de 15 0/0 de Fe^2O^3 les coefficients ci-dessus, on obtient les résultats suivants :

	MINERAI A	MINERAI B
Carbone consommé pour la réduction de Fe^2O^3..	0,0135	0,0337
Chaleur — — ..	63 calories	158 calories

3° *Expulsion des matières volatiles.* — Ces matières peuvent être soit de l'eau, soit de l'acide carbonique, en combinaison avec tout ou partie de la chaux. Quand les minerais sont calcinés presque immédiatement avant d'être soumis à la réduction, comme en Silésie, on peut admettre que la totalité des matières volatiles représente de l'acide carbonique incomplètement expulsé par la calcination, et que la proportion d'eau est négligeable.

Dans les usines belges il arrive souvent que les minerais, calcinés depuis longtemps, ont absorbé une quantité d'eau très notable. Il s'est forme ainsi de l'hydrate de chaux dont la décomposition absorbe presque autant de chaleur que celle du carbonate. Nous supposerons donc que la totalité des matières volatiles représente de l'acide carbonique à l'état de carbonate de chaux.

La décomposition de ce carbonate absorbe 440 calories par unité de poids, soit 1.000 calories par kilogramme d'acide carbonique dégagé.

D'autre part, l'acide carbonique mis en liberté à haute température, en présence d'un grand excès de carbone, doit se transformer à peu près complètement en oxyde de carbone. La transformation consommera une quantité de carbone égale à $\frac{3}{11} = 0{,}373$ du poids d'acide carbonique, absorbera 606 calories par kilogramme de ce poids et donnera lieu à la formation de $\frac{14}{11} = 1{,}273$ d'oxyde de carbone; ce gaz, étant évacué à la température de 1.200 degrés, emportera 319 calories par kilogramme.

©BIU Santé

La quantité totale des chaleurs absorbées par kilogramme d'acide carbonique contenu dans la charge s'évaluera donc ainsi qu'il suit :

Chaleur de décomposition de $CaCO^3$.....	1.000 calories
— de réaction sur C en excès.....	606
Chaleur emportée par CO — 1,273 × 319. ...	406
	2.012

L'influence de l'acide carbonique au point de vue thermique se traduira donc de la manière suivante dans les deux cas considérés.

	Minerai A	Minerai B
Carbone consommé = 0,06 × 0,273..... =	0,0164	0,10 × 0,273 = 0,0273
Chaleur absorbée = 0.06 × 2.012..... =	121 calories	0,10 × 2.012 = 201 calories

Il resterait à apprécier l'influence de la chaleur de vaporisation de l'eau que l'on ajoute à la charge pour faciliter le bourrage des creusets.

Dans les usines silésiennes, les matières sont chargées ordinairement à l'état sec ; en Belgique, l'eau ajoutée se volatilise à basse température, à moins que la charge ne contienne une certaine quantité de chaux libre, avec laquelle elle se combinerait pendant les premières périodes de chauffage. Nous considérerons cette cause de perte de chaleur comme négligeable.

4° *Chaleur emportée par les scories.* — D'après les hypothèses admises antérieurement, le résidu de distillation doit présenter la composition suivante :

	Minerai A		Minerai B	
	p. 100 de minerai	p. 100 de résidu	p. 100 de minerai	p. 100 de résidu
SiO^2.....	12,0	45,1	10	18,9
FeO.....	3,6	13,5	9	17,0
Al^2O^3.....	3,0	11,3	5	9,4
CaO.....	8.0	30,1	29	54,7
	26,6	100,0	53	100,0

La première correspond à une scorie d'acidité moyenne ; la deuxième, à une scorie très basique, bien qu'on puisse admettre qu'en pareil cas l'alumine joue le rôle d'acide. En pratique, les proportions de silice et d'alumine seront relevées sensiblement par l'intervention des cendres du charbon de mélange ; néanmoins des charges laissant un résidu aussi basique exerceraient une influence fâcheuse sur la conservation des creusets.

Etant donné qu'on ne peut calculer exactement ni le point de fusion, ni la chaleur de formation de ces silicates complexes, nous admettrons que la chaleur totale emportée par les scories représente 300 calories par unité du poids de celles-ci, soit, par tonne de minerai, 80 calories dans le premier et 159 dans le deuxième.

©BIU Santé

Résumé. — En additionnant les divers éléments que nous venons de calculer, nous obtenons les résultats suivants :

	Minerai A	Minerai B
1° *Carbone de mélange :*		
Réduction de l'oxyde de zinc	0,096	0,046
— de l'oxyde de fer	0,013	0,0337
— de l'acide carbonique des charges	0,0164	0,0273
	0kg,125	0kg,107
2° *Chaleurs consommées :*		
Réduction de l'oxyde de zinc	784 calories	374 calories
— de l'oxyde de fer, etc	63 —	158 —
Expulsion de CO^2 et réaction de CO^2 sur C	121 —	201 —
Chaleur emportée par les résidus	80 —	159 —
	1.048 calories	892 calories

La consommation réelle de charbon de mélange varie ordinairement du triple au quadruple des valeurs théoriques. L'écart est considérable; il tient aux deux raisons suivantes :

1° Le charbon de mélange n'est pas du carbone pur; il contient en général de 7 à 8 0/0 de matières volatiles et de 8 à 10 0/0 de cendres, souvent même davantage.

2° Son volume est à peu près égal à celui du minerai, c'est-à-dire bien supérieur à celui des résidus. Le charbon en excès empâte les résidus, et atténue ainsi la corrosion qu'ils tendent à exercer sur les parois réfractaires.

L'emploi de houille anthraciteuse en excès considérable, au lieu de carbone pur, employé en quantité strictement nécessaire, a pour conséquence une consommation supplémentaire de chaleur, assez difficile à évaluer numériquement. On ne connaît pas bien exactement, en effet, la chaleur absorbée par la distillation des matières volatiles contenues dans le combustible; d'autre part, la proportion de charbon qui reste mêlée au résidu de distillation est trop variable pour comporter une évaluation précise. Si l'on admet qu'elle représente 20 0/0 sous forme de charbon graphitisé, dont la chaleur spécifique moyenne serait de 0,12, la quantité de chaleur qu'emporterait ce résidu supplémentaire évacué à la température de 1.200° serait $0{,}20 \times 0{,}22 \times 1.200 = 52{,}6$ calories. Ajoutée aux totaux ci-dessus, elle porterait leur valeur à 1.096 calories (minerai A) et à 887 calories (minerai B).

Si l'on avait à réduire industriellement de l'oxyde de zinc à peu près pur, on pourrait ne faire intervenir qu'un excès de charbon insignifiant; le poids des résidus serait négligeable et la consommation de chaleur serait à peine supérieure au chiffre théorique de 1.200 calories pas unité de poids d'oxyde. Les calculs ci-dessus font ressortir tout d'abord que les quantités de chaleur à fournir pour la réduction d'une tonne de minerai varient peu quand la teneur en zinc passe de 25 à 80 0/0, conclusions concordantes avec celles tirées de la pratique industrielle.

Rapportées à l'unité de poids d'oxyde de zinc, les consommations de chaleur varient rapidement, au contraire, en sens inverse de la teneur du minerai. Leur total représente 1.690 calories par unité de ZnO dans le cas du minerai A et

©BIU Santé

2.860 dans le cas du minerai B. Il est bien connu, en effet, que la consommation de combustible de chauffage, rapportée à la tonne du zinc, augmente rapidement quand la teneur du minerai diminue.

Rapportée à la tonne de minerai, elle ne descend pas, dans les circonstances les plus favorables, au-dessous d'une tonne de houille de bonne qualité par tonne de minerai calciné ou grillé ; en moyenne, elle est de 1.000 (Silésie) à 1.100 (région rhénane) kilogrammes pour les meilleures installations. En admettant que la houille tienne 10 à 12 0/0 de cendres et dégage 7.300 calories par kilogramme, ces consommations représentent respectivement 7.300 et 8.030 calories. L'utilisation de la chaleur dégagée aurait donc été de 11,1 0/0 dans le traitement du minerai A, de 12,2 0/0 dans le traitement du minerai B.

Avec le type belge, la consommation de combustible est toujours plus élevée; elle varie entre 1.350 et 1.600 kilogrammes, chiffres qui correspondent à des utilisations de 10,7 et de 9 0/0 de la chaleur dégagée dans le foyer, pour le traitement du minerai A.

La différence entre les divers systèmes ne tient pas à l'utilisation plus ou moins complète de la capacité du laboratoire du four; on a pu voir en effet, dans les tableaux résumant les éléments caractéristiques de divers types, que le rapport $\frac{V}{v}$ a une valeur de 3,7 à 3,9 dans les fours silésiens actuels, de 4,2 à 4,9 dans les fours belges et de 6,9 à 8,8 dans les fours rhénans. L'infériorité du four belge, au point de vue de l'utilisation de la chaleur, doit être attribuée surtout à l'insuffisance de l'une de ses dimensions, la profondeur dans le sens horizontal, qui est limitée par la longueur des creusets, et au développement exagéré de la surface de la devanture. Le four silésien et surtout le four rhénan satisfont beaucoup mieux aux conditions générales que doit remplir un appareil métallurgique pour réduire au minimum les pertes de chaleur par rayonnement et par convection.

DISPOSITION DES HALLES DE RÉDUCTION

Au début de la métallurgie du zinc, les fours de réduction étaient installés sous des halles étroites et de faible hauteur, où l'élévation de la température et l'accumulation des fumées rendaient le travail réellement pénible pour le personnel. Les caves, par lesquelles s'effectuait l'enlèvement des mâchefers et des résidus de distillation, étaient basses et mal aérées ; elles étaient placées ordinairement au-dessous du sol extérieur.

Les inconvénients de cet état de choses n'ont pas été trop sensibles tant que la teneur en plomb des minerais traités est restée faible. L'oxyde de zinc et ses dérivés semblent n'exercer sur l'organisme aucune action particulièrement nuisible; aussi ne constate-t-on aucune maladie professionnelle chez les ouvriers occupés soit au traitement des minerais purs, soit à la fabrication et à la manipulation des blancs de zinc obtenus par combustion du métal, bien que ces derniers produits contiennent parfois jusqu'à 0,2 0/0 d'oxyde de plomb (Ad. Firket, *Ann. des Mines de Belgique*, 1901, p. 35).

©BIU Santé

On a cependant observé parfois, sur les ouvriers occupés à la réduction des minerais de zinc, pendant la période d'été, une affection inflammatoire spéciale que l'on désignait sous le nom de fièvre des fondeurs. Cette affection, qui ne présente jamais un caractère grave, semble devoir être attribuée à l'influence de la chaleur plutôt qu'à celle des émanations zincifères.

Néanmoins, alors même que l'on ne devrait traiter que des minerais purs, il y aurait intérêt, au point de vue de la commodité du travail, à donner aux halles des dimensions suffisantes et à les ventiler convenablement, de manière à modérer l'élévation de température et à faciliter l'évacuation des fumées et des poussières en suspension.

Une bonne ventilation des halles devient indispensable quand les minerais traités contiennent une proportion notable de plomb, cas fréquent aujourd'hui, ou de faibles quantités d'arsenic, cas heureusement beaucoup plus rare.

La diffusion des vapeurs ou plutôt des poussières plombeuses ne s'effectue guère par voie de dégagement direct des tubes ou des étouffoirs ; elle doit être attribuée principalement aux émanations des résidus de distillation, au moment du décrassage. C'est du moins la conclusion à laquelle a abouti une enquête médicale faite en Belgique (Ad. Firket, *loc. cit.*, p. 55). Néanmoins, il convient d'évacuer le plus rapidement possible à l'extérieur de la halle les fumées et les gaz dégagés au cours de la distillation, d'autant plus que ces gaz contiennent en général une proportion élevée d'oxyde de carbone et que leur combustion à l'extrémité des étouffoirs ne s'effectue pas toujours complètement.

Depuis un certain temps déjà, d'importantes usines silésiennes ont installé, à la suite des allonges de types divers, employés pour recueillir le zinc liquide, un système de canaux et de chambres de condensation servant à la fois à évacuer directement, au dehors de la halle, les gaz permanents fournis par la réduction et à recueillir une certaine quantité de poussières zincifères.

Il serait facile d'adapter des installations analogues aux fours rhénans, puisque ces fours ont conservé les dispositions générales de l'ancien type silésien. C'est ce qu'on a fait à Borbeck, par exemple, où il existe au-dessus de chaque devanture de four un gros collecteur cylindrique en tôle, aspirant les fumées par l'intermédiaire d'une série de hottes également en tôle, qui descendent, devant chaque embrasure, au niveau de la rangée supérieure de creusets. Le tirage est assuré, pour chaque collecteur, par des cheminées en tôle, placées à ses extrémités et dépassant la toiture de la halle.

A Valentin-Cocq, l'aspiration des fumées s'effectue par des orifices allongés, ménagés dans la voûte de chacune des embrasures et surmontés chacun d'une cheminée en tôle, posée sur une sorte d'entonnoir en fonte *c* (fig. 220 et 221).

Cette pièce spéciale est munie d'une tubulure latérale qui s'élargit vers le bas, de manière à former au-dessus de chaque embrasure une hotte de faible dimension.

Deux autres cheminées, placées aux extrémités de la devanture, servent à ventiler les couloirs qui reçoivent les résidus de la distillation. Ces diverses cheminées dépassent la toiture.

La disposition que nous venons de décrire ne contribue en aucune façon à assurer la condensation des poussières zincifères ; elle sert simplement à amé-

©BIU Santé

liorer l'aérage de la halle, dans des conditions assez imparfaites d'ailleurs, puisque les dégagements gazeux qui s'effectuent à l'extrémité des étouffoirs restent en dehors de son rayon d'action.

Une pareille installation coûte environ 2.000 francs par four.

A Flône, il n'existe que les quatre cheminées d'angle, que l'on utilise pour évacuer directement dans l'atmosphère les fumées qui se dégagent des cendres d'usine accumulées dans les trémies.

A Overpelt, on a installé au-dessus de chaque devanture quatre hottes jointives faisant une saillie de $0^m,85$ et recouvrant par conséquent l'orifice des étouffoirs. Chacune d'elles est surmontée d'une cheminée en tôle de $0^m,65$ de diamètre et de 8 mètres de hauteur. L'aspiration des fumées par ces cheminées est assez peu active.

L'évacuation des poussières et fumées dégagées au cours du décrassage s'effectue par des orifices ménagés dans la voûte des embrasures et communiquant avec un canal placé au-dessus de celle-ci. Le tirage est assuré par deux cheminées en tôle, de $0^m,50$ de diamètre et de $8^m,50$ de hauteur, placées aux extrémités du canal. On a soin, suivant la pratique usuelle, de fermer par des panneaux en tôle deux des ouvertures de chaque embrasure pendant qu'on travaille au décrassage par la troisième.

Il serait difficile d'adapter aux fours belges des hottes d'aspiration comme on le fait pour les fours silésiens ou rhénans : la hauteur de la devanture et le nombre des rangées superposées de creusets ne permettent pas pratiquement d'aller prendre les fumées au point où elles se dégagent pour les diriger vers des collecteurs d'abord, vers des chambres de dépôt ensuite. On peut bien placer des hottes au-dessus de la devanture et y provoquer une aspiration soit par tirage naturel, soit par ventilation mécanique, mais l'efficacité de cette combinaison est fort médiocre.

Nous avons déjà mentionné précédemment (p. 431) les essais faits dans ce sens par la Société de la Vieille-Montagne, il y a une quarantaine d'années.

Ils avaient pour objet principal d'atténuer la gêne causée au voisinage par le dégagement des fumées bien plutôt que d'assainir l'atmosphère des halles elles-mêmes. Ils ont complètement échoué ; la condensation des fumées est restée fort imparfaite, et l'amélioration des conditions de travail a été insignifiante.

Aucune tentative analogue n'a été faite à une époque plus récente : les usines à zinc employant des fours belges se contentent d'installer ces appareils sous des halles larges, hautes, couvertes par une toiture dont les deux versants présentent une inclinaison variant entre 40° et 45° ; à la partie supérieure de cette toiture se trouve un lanterneau, ou bien simplement une large ouverture. Cette dernière solution est plus simple et, en somme, préférable à la première.

La tendance à l'agrandissement des halles n'est pas spéciale aux usines belges et rhénanes ; mais elle y est plus accentuée qu'en Silésie. Dans ce dernier district, on rencontre encore des usines où les murs des halles ne sont séparés des devantures des fours que par un intervalle de 3 mètres et où la section des lanterneaux est tout à fait insuffisante pour assurer l'évacuation des fumées, surtout quand les produits de la combustion se dégagent au-dessous de la

©BIU Santé

toiture, par de courtes cheminées. Ces dispositions défectueuses deviennent de plus en plus exceptionnelles ; aujourd'hui on réserve généralement entre les devantures et les murs un intervalle de 4m,70 à 4m,75 (Hohenlohehütte, Bendzin).

En ce qui concerne la Belgique, on trouve dans l'étude de M. Ad. Firket (*Ann. des Mines de Belgique*, 1901), que nous avons déjà eu l'occasion de citer plusieurs fois, des indications très complètes sur les conditions d'installation des halles de fours à zinc. Nous résumons ces indications dans le tableau ci-contre (p. 590), divisé en deux parties qui concernent l'une les fours belges, l'autre les fours rhénans.

En comparant les résultats obtenus, au point de vue de l'aérage, avec des halles de dimensions et de proportions diverses, on arrive aux conclusions suivantes :

1° Il convient de laisser, entre les devantures des fours et les murs latéraux de la halle, un intervalle de 5 mètres au minimum ; il ne semble pas y avoir intérêt à dépasser le chiffre de 6 mètres. En Amérique, on adopte généralement celui de 5m,50 ;

2° La hauteur des murs latéraux peut, sans inconvénient, être réduite à 4 mètres et même à 3m,50 ;

3° Il est essentiel de donner à la toiture une forte inclinaison, atteignant 40° au moins ; l'évacuation des fumées se fait beaucoup mieux dans ces conditions qu'avec une toiture à faible pente posée sur des murs élevés ;

4° La présence d'un lanterneau gêne sensiblement le tirage. Une ouverture, de 2 mètres à 2m,50 de largeur, sans recouvrement et régnant sur toute la longueur de la halle, donne de bien meilleurs résultats qu'une ouverture plus large, mais recouverte d'un lanterneau.

L'expérience a prouvé que l'absence de toiture à l'aplomb des fours est sans inconvénient pour la conservation de ceux-ci, pendant la période où ils sont en service. Pendant les arrêts prolongés, il peut être utile d'établir une couverture provisoire au-dessus des massifs éteints.

Certaines usines belges ont adopté des dispositions spéciales pour rendre le tirage plus actif à travers l'ouverture longitudinale de la toiture. A Corphalie, on s'est arrangé de manière à placer la devanture des fours à peu près sur l'axe de la halle ; cette combinaison présente un caractère exceptionnel, puisque les massifs de fours belges, comme les fours rhénans, sont normalement de structure symétrique et que leurs deux devantures doivent être aérées également.

Aux Sarts de Seilles, on a suspendu à la toiture, au-dessus de chaque massif, deux rideaux en tôle descendant jusqu'au haut des devantures. Ils sont, à ce niveau, séparés l'un de l'autre par une distance de 7m,90, cote qui place leurs bords à 1m,60 de chaque devanture et à 0m,85 de l'extrémité des étouffoirs ; leur intervalle, au point de suspension, se réduit à 7m,40. L'ensemble des deux rideaux forme une sorte de hotte assurant un tirage suffisant pour évacuer complètement les gaz dégagés au cours de la distillation, mais dont l'efficacité, pendant la période de décrassage, est plutôt douteuse.

Dans toutes les usines européennes, on aligne les fours de réduction sur l'axe d'une halle de grande longueur. En Amérique, les fours belges, qui prédominent dans ce pays, sont ordinairement abrités sous des halles parallèles, qui

Dimensions usitées en Belgique pour les halles de fours à zinc

NOMS DES USINES	INTERVALLE entre les MURS EXTRÊMES des massifs	LARGEUR de la HALLE	INTERVALLE entre LES MURS et les devantures	HAUTEUR des MURS latéraux	TOITURE — HAUTEUR médiane	TOITURE — INCLINAISON sur l'horizon	TOITURE — LARGEUR de l'ouverture supérieure (avec lanterneau)	OBSERVATIONS
FOURS BELGES								
Angleur. Halle du bas	2m,40	15m,40	5m,55	6m,00	13m,00	40°	non indiquée	Aérage passable
Angleur. Halle du haut		14 ,75	5 ,20	6 ,50	12 ,30	36°		
Angleur. Nouvelle halle		17 ,60	7m,20 (avant) 5 ,80 (arrière)	6 ,25	14 ,20	39°		
Ougrée	4 ,00	17 ,30	6 ,70 (avant) 6 ,20 (arrière)	2 ,30	8 ,80	31° 1/2	1m,70	Ventilation insuffisante
Bleyberg-ès-Montzen	variable	17 ,80	variable suivant les types	6 ,00	12 ,50	34° 1/2	3m,50 (L)	Aérage passable
Boom (près Anvers)	4m,25 5 ,50	15 ,15	5m,45	4 ,30	10 ,60	35° 1/2	3m,00 (sur 5m,50 de longueur au-dessus de chaque massif)	Ventilation insuffisante
Sarts de Seilles (Dumont fr.)	non indiquée	17 ,20	6 ,25	3 ,50	11 ,25	40°	2m,60	Bon aérage
Corphalie	2m,00	15 ,00	7m,50 (avant) 4 ,80 (arrière)	3 ,50	10 ,50	43° 1/2	2 ,20	Id.
Engis	3 ,75	13 ,90	5m,10	5 ,50	12 ,10	41°	2 ,10	Id.
Antheit (de Laminne)	6 ,00	17 ,00	6 ,00	3 ,65	11 ,00	39°	2 ,20	Ventilation moyenne
FOURS RHÉNANS								
Valentin-Cocq. Halles anciennes	3m,00	13m,50	4m,00	4m,50	11m,15	41°	ouvertures multiples	Ventilation rendue insuffisante par un trop grand rapprochement des halles.
Valentin-Cocq. Halles neuves	3 ,00	17 ,50	6 ,00	non indiquée	non indiquée	non indiquée		Id.
Flône. Halle ancienne	3 ,00	12 ,00	3 ,40	4m,85	10m,85	45°	2m,50	Bon aérage
Flône. Halle nouvelle	3 ,50	18 ,80	6 ,75	6 ,50	14 ,30	39°	2 ,50	Id.
Prayon. Première halle	6 ,25	18 ,80	6 ,90	4 ,00	13m,00 (?)	45°	2 ,00	Id.
Prayon. Deuxième halle	5 ,00	18 ,40	6 ,70	4 ,00	(?)	45°	2 ,00	Id.
Overpelt	10 ,00	15 ,40	5 ,20	4 ,00	10m,50	38°	2m,50 (sur 20m,00 de long)	Id.
Engis. Première halle	13 ,00	13 ,75	4 ,40	3 ,50	9 ,90	41°	2m,25	Id.
Engis. Deuxième halle	4 ,40	16 ,90	5 ,95	5 ,00	11 ,50	39°	2 ,25	Id.

©BIU Santé

Encyclopédie chimique.Tome V.- Applications de la chimie inorganique. 2eme ... - page 591 sur 841

©BIU Santé

recouvrent chacune un massif unique. On laisse ordinairement un intervalle libre de 5m,25 à chaque extrémité du massif et un espace libre de 12 mètres entre deux halles voisines.

Aménagement des caves. — Pendant longtemps les sous-sols des usines à zinc, par lesquels s'effectue l'enlèvement des résidus, ont été établis partout au-dessous du sol d'usine, celui-ci étant au niveau du terrain naturel. Le travail à l'intérieur de ces *caves*, comme on les appelait à juste titre, était rendu fort incommode par la chaleur, les fumées et les poussières. Il existe encore en Belgique quelques usines, de construction ancienne, où les caves, installées souterrainement, n'ont qu'une hauteur de 2 mètres à 2m,50. Dans d'autres usines construites sur un terrain en pente, le sol d'usine est de plain-pied d'un côté et surélevé du côté opposé ; quelquefois le sol des caves est établi à une faible profondeur au-dessous du sol naturel. Dans les installations les plus récentes, il n'est autre que ce sol lui-même, et le sol d'usine est surélevé de 3 à 4 mètres, parfois même de 4m,50 au-dessus du sol extérieur. Quand le chauffage des fours ne comporte pas l'emploi de récupérateurs, une pareille surélévation n'a d'autre avantage que d'améliorer la ventilation du sous-sol. Dans le cas, au contraire, où il existe des récupérateurs tubulaires ou des empilages Siemens au-dessous des fours, elle facilite l'installation et la surveillance de ces appareils dont il serait presque impossible d'approcher s'ils étaient installés dans des caves mal ventilées. Elle s'impose d'ailleurs quand la construction doit se faire sur un emplacement où la nappe d'eau souterraine est voisine de la surface.

Pour ventiler les caves, on se borne généralement à ménager de larges ouvertures dans leurs parois latérales. A Overpelt, on a adopté récemment (Kiessling, *B. u. H. Ztg.*, 1902, p. 478), des dispositions ayant pour objet de réaliser un aérage par aspiration, obtenu en installant un ventilateur centrifuge par groupe de deux grands fours Siemens, ceux-ci appartenant au type décrit plus haut. On a supprimé en même temps les portes qui servent ordinairement à fermer les orifices inférieurs des couloirs d'évacuation des cendres d'usines. Les cendres tombent directement sur le sol et ne risquent pas de s'agglomérer dans les couloirs. Les fumées qu'elles dégagent avant de se refroidir complètement ne peuvent présenter aucun inconvénient pour le personnel, car les galeries ménagées au-dessous des devantures, dans les caves, sont complètement closes et communiquent avec une cheminée en tôle de 20 mètres de hauteur, s'évasant vers le haut, de manière à atteindre un diamètre de 2m,50 de au sommet. A la base de cette cheminée est lancé un jet d'air fourni par un ventilateur de 1m,80 de diamètre, faisant de 550 à 600 tours par minute. Le débit obtenu au moyen de cette disposition peut atteindre 50 mètres cubes par seconde. Aspiré par les couloirs d'évacuation des résidus, il rafraîchit les devantures et facilite le travail de décrassage et de chargement. Ce travail terminé, on arrête le fonctionnement des ventilateurs.

Mode de construction des halles. — Les halles destinées à recevoir les fours à zinc sont généralement entourées de murs en briques percés de

©BIU Santé

larges arceaux et recouvertes d'une toiture en tuiles posée sur des fermes et des pannes en fer. Autour de la halle, au niveau du sol d'usine, règne une passerelle qui peut servir à l'installation d'un roulage. Cette disposition est particulièrement commode lorsque les fours sont chauffés au moyen de gazogènes placés à l'extérieur de la halle.

Les larges ouvertures qui existent sur les faces latérales de celle-ci sont souvent fermées simplement par des portes en bois ; on en obstrue souvent un certain nombre au moyen de quadrillages de briques à jour.

Dans certains cas exceptionnels, on a eu recours à l'emploi de montants métalliques supportant les fermes et convenablement entretoisés entre eux ; les intervalles entre ces montants sont remplis par des murs minces, en briques. Ce système de construction est plus coûteux et moins stable que le système ordinaire : on peut estimer qu'il entraîne une dépense d'un millier de francs par mètre linéaire de halle. Il n'est pas à recommander, à moins que l'exécution des fondations ne soit assez difficile pour obliger à limiter strictement la charge sur les points d'appui.

Le sol de l'usine est le plus souvent pavé de briques de champ ; quelquefois il est dallé en ciment ou recouvert de carreaux céramiques très durs. Il est supporté soit par des voûtes d'assez forte portée reposant sur des piliers en maçonnerie, soit par des petites voûtes en briques appuyées sur des poutrelles transversales. Ces poutrelles s'appuient, à une extrémité, sur les murs de la halle, à l'autre sur des murs, sur des voûtes (Corphalie), ou sur des colonnes en fonte, ces divers supports étant placés au voisinage immédiat des massifs de substruction du four. Elles ne doivent ni s'appuyer sur ces massifs, ni même avoir avec eux une liaison directe qui pourrait transmettre aux murs latéraux, lors de la mise à feu, une poussée qui compromettrait la stabilité de ceux-ci. Il faut que chaque four forme, au milieu de la halle, un système indépendant pouvant se dilater et se contracter librement.

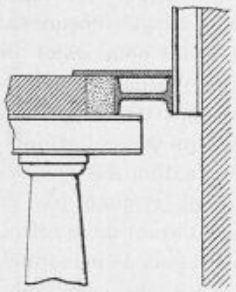


Fig. 233. — Disposition permettant la dilatation du massif.

Pour obtenir ce résultat, dans le cas des fours rhénans, on laisse, par exemple, un intervalle de $0^m,30$ environ entre le massif inférieur du four (fig. 223) et l'extrémité des poutrelles supportant le sol d'usine ; cette extrémité sera recouverte, sur une longueur supérieure au jeu maximum de dilatation, par des plaques de fonte au lieu de petites voûtes en briques. Une grande poutrelle, formant armature horizontale à la base de la devanture, viendra s'appuyer sur la plaque de fonte ; elle sera recouverte, ainsi que le vide existant entre sa plate-bande extérieure et la tête des voûtes en briques, par une plaque de fonte débordant ces voûtes d'une certaine quantité. Cette disposition évite la transmission de la poussée par l'intermédiaire des poutrelles.

On donne souvent aux poutrelles une certaine saillie à l'extérieur de la halle, et on fait supporter par leurs extrémités des petites voûtes en briques, recouvertes d'un dallage ou simplement de ciment, qui servent à constituer une pas-

©BIU Santé

serelle extérieure. D'autres fois cette passerelle est de construction entièrement métallique et supportée par des consoles en fer.

Les fours à recuire les creusets sont placés parfois dans la halle même, entre deux massifs de fours. Cette disposition, adoptée lors de l'installation des premiers fours Siemens à Overpelt et à Prayon, avait conduit à adopter, dans ces deux cas, des espacements anormaux (10 et 13 mètres) d'un four à l'autre suivant l'axe de la halle. La surface de celle-ci se trouve ainsi imparfaitement utilisée; il est donc préférable de placer les fours de cuisson à l'extérieur, soit contre la halle même, soit à une petite distance de celle-ci, en les reliant avec elle par des passerelles.

On installe généralement une voie étroite à l'intérieur de la halle, près de chaque mur, et sur les passerelles extérieures, s'il en existe: des plaques en fonte, soit tournantes, soit fixes, sont placées aux angles pour permettre les changements de direction des wagonnets.

Les parois des halles de four à zinc ne sont généralement pas recouvertes d'un enduit. Un règlement du 6 février 1900 a imposé aux usines allemandes soit l'application d'un enduit pouvant se laver, soit le badigeonnage à la chaux renouvelé tous les ans. Le dallage doit d'ailleurs être assez uni pour permettre d'exécuter chaque jour un balayage humide. Étant donnée la quantité considérable de poussières de toute nature se dégageant constamment dans l'atmosphère des halles, de pareilles prescriptions ont un caractère peu pratique.

On installe souvent contre les murs des halles, des cases séparées par des cloisons en tôle et destinées à recevoir à l'avance la charge destinée à l'opération suivante. On place également, contre ces murs, des armoires où les ouvriers enferment leurs lingots manqués, les crasses d'écumage des opérations précédentes, etc. C'est une conséquence nécessaire du régime des primes à la production.

Les cheminées sont placées tantôt au-dessus des massifs, traversant alors la toiture de la halle, tantôt à l'extérieur. Dans ce deuxième cas, leur éloignement de la halle dépend de considérations locales; en principe, il ne doit pas être trop considérable, surtout si les cheminées sont reliées aux fours par des canaux souterrains, placés près du niveau de la nappe d'eau et exposés par suite à un refroidissement assez actif. Il ne faudrait pas exagérer l'importance de cette réserve; aucun four à zinc, à notre connaissance, n'a été gêné dans sa marche par une insuffisance de tirage tandis que nous avons eu plusieurs fois l'occasion de constater les inconvénients d'un tirage trop actif.

OPÉRATIONS ACCESSOIRES DE LA MÉTALLURGIE DU ZINC

Après avoir décrit les appareils principaux des usines à zinc, nous devons étudier un certain nombre d'installations servant à assurer l'exécution d'opérations accessoires, dont l'influence sur le résultat final est loin d'être négligeable. Ce sont :

1° La fabrication des récipients réfractaires à l'intérieur desquels s'effectue la réduction;

©BIU Santé

2° La préparation du mélange de minerai et de charbon ;

3° Le traitement des produits immédiats de la réduction.

Cette dernière branche comprend elle-même trois subdivisions qui ont pour objet le traitement :

1° Des résidus de distillation, dits cendres d'usine, en vue d'en extraire le plomb et l'argent;

2° Des poussières et des crasses zincifères ;

3° Du zinc brut, en vue d'en éliminer certaines impuretés, notamment le plomb et le fer.

FABRICATION DES PRODUITS RÉFRACTAIRES

La bonne qualité des produits réfractaires présente une importance de premier ordre pour toutes les industries qui ont besoin d'obtenir de hautes températures, mais cette importance n'est nulle part plus grande que dans la métallurgie du zinc. Non seulement toute prolongation de la durée du service des moufles ou creusets diminue la consommation de pâte réfractaire, mais encore elle atténue sensiblement les pertes de métal.

La qualité des briques employées à la construction des fours exerce une influence analogue, mais de moindre importance. Elle peut cependant prolonger la durée des campagnes dans une proportion notable et diminuer par suite l'influence exercée par les périodes d'allumage et de mise hors feu sur l'ensemble des frais de traitement (p. 357).

Pour avoir toutes garanties en ce qui concerne la qualité des produits réfractaires, les usines à zinc prennent généralement le parti de les fabriquer elles-mêmes.

Pour les moufles et creusets, cette règle ne comporte qu'un petit nombre d'exceptions, limitées à la Belgique et aux régions avoisinantes ; dans ce district même, le nombre des usines qui achètent leurs creusets est très limité.

Les usines à zinc n'ont pas les mêmes motifs pour entreprendre la fabrication des briques réfractaires. Le plus souvent cependant elles fabriquent dans leurs propres ateliers une fraction importante de leur consommation ; elles y trouvent l'avantage de mieux utiliser l'outillage nécessaire pour la fabrication des pâtes réfractaires et de faire entrer dans la confection de produits de deuxième qualité des déchets qu'elles ne pourraient employer pour la fabrication des moufles ou des creusets.

Rôle des divers matériaux réfractaires dans l'industrie du zinc. — Les matériaux réfractaires naturels n'ont jamais été employés dans la construction des fours à zinc, non plus que les produits réfractaires basiques.

Les briques de silice ne jouent ordinairement qu'un rôle assez limité dans la construction des fours à zinc. Quelques usines s'en servent pour la construction des voûtes et accessoirement pour celles des supports intérieurs de

©BIU Santé

creusets dans les fours rhénans. D'autres leur reprochent l'importance de leur dilatation à haute température et préfèrent employer des briques très riches en silice, mais à pâte alumineuse. D'autres enfin ont adopté une solution mixte. C'est ainsi qu'à Moriston on faisait alterner dans la construction des voûtes une rangée de briques de Dinas avec deux rangées de briques réfractaires de première qualité ; la tendance des briques de Dinas à augmenter progressivement de volume compensait l'effet de la contraction lente des briques à pâte alumineuse.

Une usine à zinc n'emploie jamais qu'une quantité limitée de briques de silice et n'a aucun intérêt à entreprendre la fabrication de ce produit spécial. La seule catégorie de produits réfractaires qu'elle trouve avantage à fabriquer est celle des produits silico-alumineux. L'état primitif de cette fabrication, comportant un emploi presque exclusif du travail à la main, a été décrit précédemment (p. 262 et 313) ; il ne nous reste donc qu'à exposer les conditions actuelles de son organisation dans les usines à zinc.

Classification des argiles réfractaires. — Les argiles réfractaires se rencontrent à tous les niveaux géologiques, depuis le terrain houiller jusqu'aux assises les plus élevées des terrains tertiaires. Leur plasticité est, en général, d'autant plus accentuée que leur formation est plus récente.

Elles paraissent avoir pour origine initiale la décomposition des feldspaths par les agents atmosphériques. Cette décomposition est caractérisée par un dédoublement du silicate anhydre sous l'influence de l'eau, en un silicate d'alumine hydraté (pholérite ou kaolinite), élément insoluble qui reste sur place, et un silicate alcalin soluble, qui est entraîné par l'eau en excès. Dans le cas de l'orthose, le phénomène peut se représenter par la formule :

$$6SiO^2,Al^2O^3,KO + 2HO = 2SiO^2,Al^2O^2,2HO + 4SiO^2KO.$$

Le produit immédiat de la décomposition des roches granitoïdes est le kaolin brut, mélange de silicate d'alumine hydraté (pholérite ou kaolinite), de feldspath non décomposé, enfin de mica et de quartz non altérés par les agents atmosphériques.

Par lévigation, on peut séparer les fragments les plus volumineux de ces derniers éléments. Le courant d'eau qui a servi à opérer la lévigation laisse déposer, dans des bassins spécialement disposés à cet effet, une pâte blanche, moyennement plastique, se frittant légèrement au blanc intense ; cette pâte, convenablement raffermie et séchée, constitue le produit connu sous le nom de kaolin lavé.

On a longtemps considéré ce produit comme une substance homogène ; des études plus approfondies ont montré qu'il contient en général une certaine proportion de quartz très divisé et surtout de mica, en mélange avec le silicate d'alumine hydraté qui en constitue l'élément principal.

Les kaolins bruts sont le résultat de la décomposition des roches granitiques, décomposition opérée le plus souvent sur place. Les argiles réfractaires ont la même origine primordiale, mais elles ont subi un transport, accompagné de lévigation, qui a plus ou moins modifié leurs caractères essentiels.

©BIU Santé

Certaines de ces argiles ont conservé les caractères principaux des kaolins ; elles contiennent en mélange des débris quartzeux et des fragments de feldspath qui introduisent dans le mélange une proportion notable d'alcalis. D'autres, au contraire, sont exemptes d'éléments plastiques ; les alcalis ne s'y rencontrent qu'en proportion insignifiante : ce sont les véritables argiles réfractaires, exemptes non seulement d'alcalis, mais aussi d'oxydes de fer et de manganèse. Elles sont tantôt blanches, tantôt colorées en noir par des matières organiques ; leur plasticité est ordinairement bien plus accentuée que celle des kaolins.

Les véritables argiles réfractaires sont assez rares ; la plupart de celles que l'on rencontre dans la nature sont plus ou moins colorées en rouge par l'oxyde de fer ou plus rarement en brun par l'oxyde de manganèse ; elles renferment de la chaux et de la magnésie en proportion notable. Elles sont d'autant plus fusibles que les bases, autres que l'alumine, s'y rencontrent en plus grand nombre et en proportion plus forte.

La présence de ces éléments nuisibles a été souvent attribuée à une absorption chimique qui aurait été exercée par le silicate d'alumine au cours de son transport par les eaux courantes. En ce qui concerne notamment la chaux, les expériences de M. Schlœsing ont fait ressortir que les argiles retiennent cette base avec une ténacité remarquable. Inversement la corrélation constatée fréquemment entre la formation des couches de terre réfractaire et celle de combustibles fossiles pourrait être expliquée par une action dissolvante exercée sur les éléments argileux, en cours de précipitation, par les eaux chargées d'acide humique, au milieu desquelles leur précipitation se serait effectuée. Cette manière de voir est confirmée par la présence, dans certains gisements d'argile réfractaire, de pyrite de fer en cristaux ou en nodules.

L'explication ci-dessus ne rend pas compte de l'origine de toutes les impuretés contenues dans les argiles. Une partie de ces impuretés, souvent même la plus importante, doit être attribuée à un mélange mécanique de divers minéraux dans un grand état de division, notamment de quartz à l'état de sable fin, de mica blanc, de biotite et de diverses espèces de chlorite, à l'état de lamelles très minces. La présence de la biotite (mica noir) n'a rien que de naturel quand les argiles proviennent de la décomposition des granites typiques dans la constitution desquels ce minerai joue un rôle important. C'est sous cette forme qu'une certaine proportion de fer et de magnésie se trouve introduite dans la composition d'un certain nombre d'argiles ; c'est sous la forme de mica blanc que se trouvent les alcalis dans les kaolins.

L'élément plastique entrant dans la fabrication des produits réfractaires est le plus souvent l'argile réfractaire, plus rarement par le kaolin plus ou moins pur. Ces deux types de la série des argiles sont donc les seuls dont nous aurons à nous occuper.

Constitution des argiles réfractaires et des kaolins. L'étude de la constitution des argiles réfractaires et des kaolins présente des difficultés qui n'ont pas encore été complètement résolues. Ces substances blanches, pâteuses, dépourvues de tout indice apparent de cristallisation, montrent, à

©BIU Santé

l'analyse chimique, des variations de composition qui semblent, à première vue, exclure toute notion d'espèce minéralogique définie.

Les silicates d'alumine hydratés que l'on considère depuis longtemps comme les éléments constitutifs des argiles pures y sont mélangés d'éléments fort divers; les proportions mêmes de la silice, de l'alumine et de l'eau, calculées après déduction des impuretés, semblent varier d'une manière continue entre des limites fort écartées. Pour expliquer cette absence de proportions définies, on est obligé d'admettre que les argiles renferment soit de la silice, soit de l'alumine hydratée, en mélange avec un ou plusieurs silicates d'alumine hydratés. Pour apprécier la vraisemblance de cette hypothèse, il faut commencer par étudier isolément les éléments possibles d'un pareil mélange.

Les hydrates d'alumine forment deux espèces minéralogiques, le diaspore ou gibbsite, Al^2O^3HO, et la bauxite, Al^2O^32HO. La première, nettement cristallisée, ne se rencontre certainement pas dans les argiles ou les kaolins; la seconde, blanche et amorphe, pourrait, au contraire, jouer un certain rôle dans leur constitution, mais on n'a jusqu'ici aucune preuve positive de sa présence dans ces substances.

Les silicates hydratés d'alumine forment un groupe minéralogique nombreux et complexe; les espèces qu'il comprend sont énumérées ci-dessous suivant l'ordre décroissant d'acidité du silicate anhydre qu'elles contiennent.

NOM de l'espèce minéralogique.	APPARENCE et forme cristalline.	FORMULE	COMPOSITION CENTÉSIMALE		
			Silice.	Alumine.	Eau.
Cimolite.....	Amorphe.....	$9SiO^2,2Al^2O^3,6HO$	63,4	28,3	12,7
Pyrophyllite.....	Fibreuse ou cryptocristalline.....	$4SiO^2,Al^2O^3,HO$	66,7	23,9	5,0
Montmorillonite..	Amorphe.....	$4SiO^2,Al^2O^3,HO + n$ aq	Analyses peu concordantes.		
Pholérite ou kaolinite.....	Pseudohexagonale ou mamelonnée.....	$2SiO^2,Al^2O^3,2HO$	46,5	39,5	14,0
Halloysite.....	Amorphe.....	$2SiO^2,Al^2O^3,2HO + n$ aq	43,5	36,9	19,6
Newtonite.....	Rhomboédrique	$2SiO^2,Al^2O^3,5HO$	38,5	32,7	28,8
Allophane.....	Amorphe, parfois mamelonnée	$SiO^2,Al^2O^3,5HO$	23,8	40,5	35,7
		$SiO^2,Al^2O^3,6HO$	22,2	37,8	40,0
Collyrite.....	Amorphe, d'apparence crayeuse	$SiO^2,2Al^2O^3,12HO$	13,1	42,5	44,4
Schrötterite.	Amorphe, d'apparence gommeuse.....	$3SiO^2,8Al^2O^3,30HO$	11,7	53,1	35,2

L'analyse des kaolins lavés ou des argiles réfractaires, rectifiée par déduction du sable fin mélangé mécaniquement, indique pour ces corps une composition moyenne, qui exclut immédiatement la présence des termes extrêmes de la série ci-dessus (cimolite, collyrite, ou schrötterite). Elle ne permet guère davantage d'admettre la présence soit de la pyrophyllite (montmorillonite), soit de l'allophane; elle limite, au contraire, les recherches dans l'étendue du groupe moyen (pholérite, kaolinite, halloysite, newtonite).

L'espèce newtonite, créée à une date récente (1891), par Brackett et Williams (*Am. J. Sc.*, t. XLII, p. 11), est relativement mal connue. Il en est de même de

©BIU Santé

l'espèce Leverriérite créée par M. Termier en 1889 (*C. R.*, t. CVIII, p. 1071) avec la formule $3SiO^2, 2Al^2O^3, 5HO$; si l'on se reporte aux analyses originales, on constate que la proportion de chaux, atteignant jusqu'à 6,80 0/0, est bien élevée pour qu'on puisse considérer ce minéral comme un simple silicate d'alumine.

L'halloysite ne diffère de la pholérite que par un excès d'eau d'hydratation, assez difficile ici à distinguer de l'eau de constitution, de même que dans le cas de l'allophane. Les analyses suivantes de l'halloysite d'Angleur, type de l'espèce, faites après élimination de son eau hygrométrique, indiquent pour ce minéral une composition presque identique à celle de la pholérite :

	I	II
Silice	46,8	47,9
Alumine	40,0	38,0
Eau	14,2	14,3
	100,0	100,0

I. — Analyse de Berthier (*Traité des essais par la voie sèche*, 2e éd., t. I, p. 8), où la proportion d'eau a été ramenée, par le calcul, à la même valeur que dans l'analyse suivante.

II. — Analyse de M. H. Le Chatelier (*C. R.*, 1887, t. CIV, p. 1517).

Ce rapprochement nous paraît de nature à inspirer quelques doutes au sujet de l'existence de l'espèce minéralogique halloysite.

La pholérite (nacrite de Breithaupt) est au contraire, une espèce bien définie, créée en 1825 par Guillemin (*A. d. M.*, 1re s., t. XI, p. 489). C'est une matière blanche, lamelleuse, cristallisant dans le système orthorhombique et présentant une structure pseudo-hexagonale, comme les micas, dont elle se rapproche beaucoup par ses caractères extérieurs.

Découverte dans les fissures des rognons de minerai de fer du terrain houiller de Fins (Allier), elle a été fréquemment rencontrée depuis dans des gisements analogues.

L'identité de sa composition avec celle des kaolins de Saint-Yrieix et de Schneeberg (Saxe), avait frappé Berthier (*Traité des Essais*, 2e éd., t. I, p. 87) qui signalait en même temps sa propriété de faire facilement pâte avec l'eau, comme les kaolins.

L'intérêt de ce rapprochement paraît avoir échappé complètement à Brongniart et Malaguti, au cours de l'étude importante sur les argiles et les kaolins dont ils communiquèrent les résultats à l'Académie des Sciences, en octobre 1841 (*C. R.*, t. XIII, p. 735 et suiv.). Ils conclurent, en effet, à attribuer aux argiles et aux kaolins la formule $3SiO^2, 2Al^2O^3, 6HO$, bien que plusieurs de leurs analyses eussent dû les amener à adopter la formule $2SiO^2, Al^2O^3, 2HO$, qui est celle de la pholérite.

A une date postérieure (1867), S. W. Johnson et John M. Blake (*Amer. J. Sc.*, 2e s., t. LXIII, p. 341) confirmèrent, par leurs études minéralogiques, le rapprochement indiqué par Berthier entre la pholérite et l'élément principal entrant dans la constitution des kaolins. Après avoir montré que cet élément était un minéral blanc, en paillettes hexagonales très fines, identique à la pho-

©BIU Santé

lérite, ils crurent devoir lui donner le nom nouveau de kaolinite. Leur travail est resté longtemps peu connu, en Europe du moins; ses conclusions ont été confirmées par des études récentes.

La cause principale de l'incertitude qui a longtemps régné sur la véritable composition des kaolins et des argiles réfractaires est la difficulté que l'on éprouve, d'une part, à séparer les silicates d'alumine hydratés des divers minéraux très divisés qui leur sont mélangés mécaniquement, d'autre part à distinguer, dans ces silicates eux-mêmes, l'eau hygrométrique de l'eau de constitution.

On avait pu croire, à un moment donné, que la première partie du problème était résolue par l'application d'une méthode ingénieuse imaginée par M. Schlœsing. Cette méthode consiste à traiter l'argile par de l'acide azotique étendu, qui dissout les sels calcaires ou magnésiens, à laver le résidu jusqu'à disparition de toute réaction acide, et enfin à ajouter de l'ammoniaque, dans la proportion de 2 centimètres cubes par litre d'eau. Dans une pareille solution, les silicates d'alumine hydratés restent en suspension pendant un temps très long, qui peut atteindre deux à trois mois; on en provoque à volonté la précipitation rapide en saturant l'ammoniaque par un acide étendu. Les autres éléments qui se rencontrent dans les argiles ou les kaolins à l'état de mélange mécanique se précipitent relativement assez vite en liqueur ammoniacale étendue. Malheureusement l'expérience a montré que la séparation réalisée ainsi n'était pas aussi nette qu'on le supposait à l'origine.

En ce qui concerne la détermination de l'eau hygrométrique et de l'eau combinée, le procédé de la calcination progressive proposé, en 1887, par M. H. Le Chatelier (*C. R.*, t. CV, p. 151) n'a donné également que des résultats médiocrement concluants.

Il a donc fallu revenir à l'emploi d'agents chimiques, attaquant avec une rapidité inégale les divers éléments du mélange. Brongniart et Malaguti avaient eu recours à cette méthode; mais une erreur commise par eux au sujet du mode d'action de la potasse sur les silicates alumineux hydratés avait vicié leurs conclusions. M. Georges Vogt a repris depuis l'étude de la question (*Bull. Soc. Enc.*, 1897, p. 633 à 658); il a montré que les réactifs les plus efficaces pour l'étude de la constitution des argiles sont l'acide sulfurique concentré, chauffé jusqu'à émission de vapeurs blanches, et la solution bouillante de potasse caustique, à la densité de 1,08.

L'acide sulfurique concentré et chauffé jusqu'à 30°, attaque complètement les silicates d'alumine hydratés ainsi que le mica blanc (muscovite) très divisé; il n'exerce aucune action soit sur le quartz, soit sur le feldspath non décomposé.

La solution bouillante de potasse caustique décompose les silicates d'alumine hydratés et le mica magnésien (biotite), quand ce dernier est suffisamment divisé; elle n'attaque le quartz, le mica blanc et le feldspath que dans une proportion insignifiante.

L'emploi de ces deux réactifs a conduit M. Vogt aux conclusions suivantes, dont la première avait déjà été indiquée par M. H. Le Chatelier (*loc. cit.*) et la deuxième par M. Vogt lui-même (1890, *C. R.*, t. CX, p. 1199).

1° L'élément constitutif essentiel des kaolins et des argiles est la pholérite ou

©BIU Santé

kaolinite, $2SiO^2,Al^2O^3,2HO$, à l'état de lamelles cristallines extrêmement fines;

2° La présence des alcalis dans les kaolins et les argiles doit être attribuée à la présence du mica blanc, $6SiO^2,3Al^2O^3,KO,2HO$, qui, très finement divisé, possède une plasticité comparable à celle de la kaolinite.

A cet égard, il convient de faire remarquer que tous les corps arrivent à acquérir une certaine plasticité quand on les amène à un état de division suffisant. On a pu obtenir autrefois, dans l'usine d'Ivry, des briques de silice suffisamment consistantes en employant exclusivement du quartz pur, amené pour un tiers environ à l'état de poudre impalpable, pour les deux autres tiers, à l'état de grains de quelques millimètres, le mélange étant fortement comprimé et cuit à une très haute température. Un pareil résultat, difficile à obtenir avec un élément aussi peu plastique que le quartz, s'obtient facilement, au contraire, soit avec la kaolinite, soit avec le mica blanc, parce que leurs paillettes, par leur enchevêtrement réciproque, donnent une masse liante et facile à mouler.

On rencontre parfois des kaolins contenant presque autant de mica blanc que de kaolinite; M. Vogt (*loc. cit.*, p. 640) en cite un exemple, fourni par une pâte à porcelaine du Japon. C'est là un cas exceptionnel; mais la proportion du mica dans le kaolin ou l'argile, déduction faite du quartz ou du feldspath qui peuvent s'y rencontrer en mélange, se rapproche souvent de 25 0/0. Le tableau ci-dessous, extrait du travail de M. Vogt, indique la composition élémentaire de diverses matières argileuses, à la fois plastiques et réfractaires, avec l'indication des proportions relatives de kaolinite et de mica muscovite qui correspondent à ces compositions élémentaires :

	KAOLINITE		KAOLIN des Eyzies (Dordogne)	KAOLINS DU LIMOUSIN		ARGILE de Dreux	ARGILE de Mussidan (Dordogne)
	théorique.	de l'Utah		N° 1	N° 2		
Quartz	»	»	»	»	»	22,34	1,89 (1)
Silice	46,64	45,64	46,69	45,37	46,33	36,88	46,01
Alumine	39,45	39,78	39,26	39,60	39,06	27,88	36,57
Sesquioxyde de fer	»	traces	»	»	»	2,01	1,63
Magnésie	»	»	0,48	0,26	0,11	0,11	0,26
Chaux	»	»				0,50	0,45
Potasse	»	»	traces	0,76	2,22	0,19	0,86
Soude	»	»	traces	0,26	0,27	0,23	0,33
Perte par calcination	13,91	14,56	13,82	13,73	11,74	10,10	12,19
	100,00	99,98	100,45	99,98	99,73	100,34	100,19
Kaolinite	100	100	100	91,6	75	100	86
Muscovite	»	»	»	8,4	25	»	14
	100	100	100	100,0	100	100	100

Certaines argiles renferment une proportion d'alumine supérieure ou inférieure à celle qui correspond à la formule $2SiO^2,Al^2O^3,2HO$: elles doivent contenir non seulement de la kaolinite, mais aussi d'autres silicates alumineux hydratés, tantôt plus basiques, tantôt plus acides.

Par l'étude des températures d'élimination de l'eau combinée, M. Vogt est

(1) Avec un peu de feldspath.

©BIU Santé

arrivé à établir que l'argile d'Hesdin, dont la composition élémentaire est donnée ci-dessous, contiendrait environ 70 0/0 de kaolinite, 20 0/0 d'allophane (proportion calculée en admettant pour ce corps la formule $SiO^2,Al^2O^3,5HO$), et 10 0/0 d'eau hygrométrique. En utilisant l'action de la potasse, il a montré que l'argile de Condé, près Houdan (Seine-et-Oise), devait contenir, outre la kaolinite, un silicate d'alumine hydraté plus acide et moins attaquable par la solution alcaline.

	ARGILE de Hesdin.	ARGILE de Condé.
Quartz	0,29	6,05 (avec un peu de feldspath).
Silice	36,53	40,34
Alumine	36,52	29,76
Sesquioxyde de fer	0,60	1,24
Magnésie	0,05	0,46
Chaux	0,43	0,52
Potasse	traces	0,44
Soude	0,29	0,20
Eau combinée	13,40	11,27
Eau hygrométrique	12,61	9,32
	99,74	99,60

Il est possible que certaines argiles réfractaires, très riches en alumine, contiennent un hydrate de cette base; mais la présence d'un pareil composé n'a pas encore été démontrée d'une manière positive.

D'autres argiles paraissent contenir en mélange non plus du mica muscovite, comme les kaolins, mais bien un minéral magnésien de structure lamelleuse, qui peut être soit la biotite, soit une chlorite mal déterminée ; les terres de cette catégorie ne sont pas utilisables dans la fabrication des produits réfractaires.

Les argiles qui alimentent cette fabrication dans les usines à zinc n'ont guère été étudiées au point de vue de leur composition immédiate ; les nombreuses analyses dont elles ont été l'objet ne distinguent même pas, en général, le sable fin de la silice combinée. Cette lacune, en fait, n'est pas très grave ; le quartz, quand il est assez finement divisé pour ne pouvoir être séparé par lévigation, réagit facilement sur les autres éléments de la pâte et se comporte sensiblement de la même manière que la silice combinée. Au point de vue mécanique, il diminue un peu la plasticité, mais c'est là une qualité qui s'apprécie par la pratique plutôt que par l'analyse chimique.

Le défaut le plus sensible de la plupart des analyses anciennes est l'imperfection du dosage des alcalis ou même l'omission complète de ce dosage. Cette lacune, malheureusement trop fréquente, rend ces analyses difficiles à comparer avec celles de date plus récente. Nous avons donc évité, autant que possible, de faire figurer des analyses incomplètes dans la série ci-dessous, restreinte à peu près exclusivement aux matières réfractaires alimentant les principaux centres de production du zinc.

France. — En France, les usines à zinc sont groupées à proximité de la frontière belge, sauf celle de Viviez, située dans l'Aveyron. Cette dernière emploie l'argile de Mussidan, dont l'analyse a été donnée plus haut, en la mé-

©BIU Santé

langeant avec une certaine proportion de terre de Maizerouil, près Andenne (Belgique).

Ce sont les argiles réfractaires de la région d'Andenne et de Namur qui servent de base à la fabrication des produits réfractaires dans les usines à zinc du Nord et du Pas-de-Calais.

Belgique. — Ces argiles, d'âge tertiaire, forment, avec des sables intercalés, de petits bassins disséminés à la surface du plateau à travers lequel s'est creusée la vallée de la Meuse depuis Namur jusqu'au-delà d'Andenne et paraissant être des lambeaux d'une formation tertiaire qui aurait recouvert primitivement toute la région et aurait été détruite en grande partie par les érosions. Les seules parties subsistantes de cette formation seraient celles qui auraient été protégées par leur affaissement dans des dépressions creusées progressivement au-dessous d'elles dans les calcaires paléozoïques.

Les argiles d'Andenne se divisent en deux catégories bien distinctes, caractérisées par leur couleur. Les argiles de coloration foncée, bleuâtre ou noire, sont relativement riches en alumine; elles sont employées le plus souvent à l'état cru. Les variétés blanches contiennent, au contraire, une proportion de silice importante, qui dépasse généralement 70 et même parfois 80 0/0; elles sont peu plastiques; aussi les emploie-t-on surtout comme élément dégraissant, après cuisson préalable. Il a été publié un assez grand nombre d'analyses des argiles d'Andenne; mais la plupart de ces analyses sont anciennes et présentent peu de garanties d'exactitude; elles ne distinguent généralementpas le quartz de la silice combinée.

Nous choisirons parmi les plus complètes, les quatre suivantes, qui donnent une idée de la composition de ces terres réfractaires, si importantes au point de vue industriel.

	ARGILE BLEUE Maizerouil près Andenne.	ARGILE NOIRE Andenne	ARGILE BLANCHE Namur	ARGILE BLANCHE Andenne
	I	II	III	IV
Quartz	9,95	57,95	74,79	73,58
Silice combinée	39,69			
Alumine	34,78	29,53	19,49	17,62
Sesquioxyde de fer	1,80	1,88	0,85	1,29
Magnésie	0,41	0,36	0,06	0,40
Chaux	0,68	1,72	»	1,24
Potasse	0,41	non dosée	0,85	non dosée
Perte par calcination	12,00	8,45	7,47	5,50
	99,72	99,89	100,91	99,63

I. — Analyse de Bischof (*Die feuerfesten Thone*, p. 181).
II. III. IV. — Analyses du Dr Schmidt, de Bensberg (d'après Steger, *Preuss. Zeitschr.*, 1898, p. 9).

Certaines argiles de la région d'Andenne et de Namur sont plus alumineuses que ne l'indiquent les analyses ci-dessus : les terres d'Andoy, par exemple, contiennent, à l'état sec, jusqu'à 42 0/0 d'alumine. Ces terres très alumineuses sont plutôt une exception; le type prédominant dans la région est le type siliceux, se contractant peu au feu, mais possédant néanmoins une certaine

©BIU Santé

plasticité, à cause de la finesse extrême du sable quartzeux qui joue, dans sa constitution, le rôle d'élément dégraissant.

Dans certaines parties des gîtes d'Andenne, on trouve des argiles impures, veinées de rouge ou colorées par l'oxyde de fer dans toute leur masse ; on les désigne sous le nom de *crawe*. L'analyse suivante, déjà ancienne (Piot et Murailhe, *A. d. M.*, 4e série, t. V, p. 208), donne une idée de leur composition :

Silice	52
Alumine	28
Sesquioxyde de fer	6
Magnésie	traces
Eau	13
	99

Les usines belges les emploient à la fabrication des tubes et des briques réfractaires de deuxième qualité ; quelques-unes d'entre elles introduisent, dans les pâtes à creusets, une certaine proportion d'argiles réfractaires de la région rhénane, inférieures comme qualité aux terres d'Andenne, mais sensiblement moins chères.

Ces usines emploient également comme élément dégraissant une assez forte proportion de quartzites, composés de silice avec 1 à 2 0/0 seulement de matières étrangères.

Région rhénane. — Les matières premières employées pour la fabrication des produits réfractaires dans la région rhénane sont les mêmes qu'en Belgique. Les usines à zinc font entrer une forte proportion de terres d'Andenne dans la composition des pâtes servant à la fabrication des moufles et des autres produits de qualité supérieure ; les terres réfractaires du pays n'interviennent qu'accessoirement et en faible proportion, sauf pour la fabrication de produits de deuxième qualité. Ces terres proviennent des terrains tertiaires de la région de l'Eifel ; elles sont très plastiques, mais médiocrement réfractaires. On n'en a publié qu'un petit nombre d'analyses ; la suivante, faite par E. Richters (*B. u. H. Ztg*, 1868, p. 438) sur une argile de Valendar, près Coblenz, peut donner une idée de leur composition :

Quartz	9,43
Silice combinée	38,21
Alumine	33,47
Sesquioxyde de fer	4,60
Magnésie	0,67
Chaux	0,93
Potasse	1,18
Perte par calcination	11,81
	100,30

Haute-Silésie. — Pendant bien longtemps, à partir de son origine, la métallurgie silésienne a employé d'une manière exclusive, pour la fabrication des moufles, des argiles provenant des assises supérieures du trias. Ces argiles étaient alors exploitées à Mirow, Grojec et Poremba, localités situées sur le territoire autrichien, à une petite distance de la frontière prussienne.

Elles se contractent peu au feu, à cause de la forte proportion de sable qu'elles

©BIU Santé

renferment; elles sont très plastiques, mais de qualité médiocre au point de vue réfractaire, car elles fondent vers 1.500°.

Par l'ensemble de leurs propriétés, elles étaient bien appropriées à la fabrication des anciens moufles silésiens; leur faible contraction au feu diminuait les risques de fissuration, sans que leur fusibilité relative constituât un inconvénient bien sérieux, à une époque où l'on ne cherchait pas à porter le laboratoire des fours à zinc à une température extrêmement élevée.

Le gisement de Mirow, qui fournissait les meilleurs produits, est épuisé aujourd'hui; on exploite encore ceux de Grojec et de Poremba, mais les terres qui en proviennent ne jouent plus qu'un rôle secondaire dans la composition des mélanges. On les y fait entrer surtout pour atténuer les risques de fissuration, auxquels expose l'emploi exclusif de terres trop alumineuses.

Les analyses suivantes donnent une idée de la composition des argiles de Mirow, Grojec et Poremba.

	MIROW	GROJEC	POREMBA	GROJEC
	I	II	III	IV
Sable quartzeux	29,39	25,46	37,15	65,39
Silice combinée	31,21	35,34	29,17	
Alumine	27,62	25,51	20,82	21,72
Sesquioxyde de fer	1,87	2,13	1,94	0,91
Magnésie	0,73	1,15	0,64	0,23
Chaux	0,56	0,43	0,51	»
Potasse	2,25	2,29	2,20	0,86
Soude	»	»	»	1,84
Perte par calcination	6,27	6,87	6,17	7,77
	99,90	99,10	98,90	99,72

Les analyses I, II et III sont dues à Richters (*B. u. H. Ztg.*, 1868, p. 438); l'analyse IV a été publiée par le Dr Steger (*Preuss. Zeitschr.*, 1896, p. 1 à 12).

Le principal élément de la fabrication des moufles, au point de vue plastique, est constitué aujourd'hui par les argiles de Saarau (Silésie moyenne); ces argiles très grasses et très réfractaires se contractent beaucoup au feu, comme toutes les terres alumineuses.

Quelques usines ont cherché, dans ces derniers temps, à remplacer la terre de Saarau par celle provenant d'une localité voisine, Striegau; la terre de cette provenance est plastique, comme celle de Saarau, mais beaucoup moins réfractaire.

Les analyses suivantes dues, les trois premières à Richters (*loc. cit.*), la deuxième à Francisci (Steger, *loc. cit.*, p. 3), peuvent donner une idée de la composition de ces argiles:

	SAARAU			STRIEGAU
	1re qualité	2e qualité	3e qualité	
Sable quartzeux	4,40	14,20	53,89	53,02
Silice combinée	38,29	36,21	19,99	
Alumine	35,70	32,66	17,31	29,65
Sesquioxyde de fer	1,01	3,23	0,56	3,40
Magnésie	»	»	»	0,78
Chaux	traces	0,50	»	1,15
Potasse	1,11	1,56	0,46	0,55
Perte par calcination	19,49	11,64	5,70	10,91
	100,00	100,00	99,91	99,46

©BIU Santé

L'argile de Striegau se contracte fortement au feu comme celle de Saarau.

La région moyenne de la Silésie produit non seulement des argiles réfractaires, de couleur foncée, comme celles de Saarau et de Striegau, mais aussi de véritables kaolins, de couleur claire, assez riches en alcalis, que l'on exploite à Saarau, Göppersdorf, Pentsch et Ruppersdorf. Trop ferrugineux pour être utilisés à la fabrication de la porcelaine, ils ne peuvent entrer qu'en faible proportion dans la composition des pâtes réfractaires des usines à zinc; ils ont en effet le défaut d'être médiocrement réfractaires, en même temps que peu plastiques. Ils présentent les compositions suivantes (Steger, *loc. cit.*, p. 4 et 5).

	SAARAU Kaolin brut	RUPPERSDORF Kaolin brut	GÖPPERSDORF Kaolin lavé
Silice	59,18	57,55	49,42
Alumine	26,70	29,33	36,69
Sesquioxyde de fer	1,93	2,60	0,73
Magnésie	0,89	0,26	traces
Chaux	1,55	0,74	0,09
Potasse	1,32	non dosée	0,43
Perte par calcination	8,00	9,33	12,70
	99,57	99,81	100,06

Les usines silésiennes emploient ces kaolins surtout comme élément dégraissant, à l'état brut et après cuisson ; les tentatives faites pour les substituer en tout ou en partie à l'argile réfractaire comme élément plastique de la pâte n'ont abouti à aucun résultat.

Comme élément plastique, on emploie aujourd'hui, dans une proportion assez forte, les argiles de Briesen (Moravie), qui présentent la composition suivante :

	I	II	III
Quartz	0,25	0,32	»
Silice combinée	44,51	44,55	45,61
Alumine	39,25	39,76	39,31
Sesquioxyde de fer	0,48	1,14	1,13
Magnésie	0,36	traces	»
Chaux	»	0,76	0,37
Potasse	1,55	0,67	0,66
Perte par calcination	13,41	12,95	13,25
	100,07	100,15	100,33

I. — Composition moyenne des argiles de Briesen, d'après Bischof (*Die feuerfesten Thone*, p. 181).
II. — Argile de Ferdinand-Schacht, d'après le Dr Hecht (*Thonindustrie Zeitung*, 1888, n° 22).
III. — Argile d'Anton-Schacht, d'après le Dr Hecht (*Thonindustrie Zeitung*, 1888, n° 22).

Ces argiles, extrêmement réfractaires en même temps que très plastiques, ont le défaut, commun à toutes les argiles riches en alumine, de se contracter beaucoup au feu.

Pour neutraliser ce défaut et éviter la formation de fissures dans la paroi des moufles, on ajoute à la pâte un peu d'argile de Grojec ou de Poremba et on force la dose de matières dégraissantes.

Autrefois, en Haute-Silésie, ces matières étaient représentées à peu près exclusivement par les débris de vieux moufles. Aujourd'hui certains schistes réfractaires y entrent pour une proportion assez importante, notamment les

©BIU Santé

schistes de Neurode, qui sont ordinairement livrés au commerce à l'état cuit et sont pratiquement infusibles. Les schistes de Rakonitz (Bohême) sont de qualité équivalente, mais leur prix est un peu plus élevé ; aussi ne les emploie-t-on guère en Silésie.

Les schistes du bassin houiller silésien sont trop fusibles en général pour pouvoir entrer dans la composition des pâtes à moufles ; on ne les emploie que pour la fabrication des briques réfractaires de deuxième qualité. La composition de ces divers éléments dégraissants est représentée par les analyses suivantes, dues à Steger (*loc. cit.*, p. 6 et 7).

	NEURODE		RAKONITZ (calciné)	MORGENROTHGRUBE près Schoppinitz (cru)
	cru	calciné		
	—	—	—	—
Quartz	4,90	54,00	51,87	51,25
Silice combinée	38,94			
Alumine	36,30	44,92	46,39	27,68
Sesquioxyde de fer	0,46	0,80	0,52	1,14
Protoxyde de fer	»	»	»	2,04
Magnésie	0,19	traces	0,45	0,45
Chaux	0,19	0,48	»	0,23
Potasse	0,42	0,60	0,32	1,89
Soude	»	»	»	0,85
Perte par calcination	17,78	»	»	14,75
	99,18	100,80	99,55	100,22

Grande-Bretagne. — Le pays possède des terres réfractaires en abondance ; mais ces terres sont généralement très siliceuses et peu plastiques. Ce sont le plus souvent des schistes houillers, exploités au mur des couches de combustible, et qui n'acquièrent la plasticité nécessaire pour le moulage que par un broyage très soigné.

La terre de Stourbridge peut être considérée comme le type classique de cette catégorie d'argiles réfractaires. Elle se contracte à peine au cours de la cuisson. Une pareille substance se prête bien à la fabrication des briques, mais convient peu à la confection des creusets à zinc. Les usines de Swansea sont obligées de lui adjoindre, pour cet usage, une proportion assez forte de terre d'Andenne, malgré le prix élevé auquel leur revient celle-ci.

Les argiles secondaires ou tertiaires, ne jouent qu'un rôle peu important dans l'industrie des produits réfractaires en Grande-Bretagne.

Les analyses suivantes peuvent donner une idée de la composition des matières premières employées par cette industrie.

	I	II	III	IV	V	VI	VII
	—	—	—	—	—	—	—
Quartz	4,63	65,10	51,80	45,73	55,50	67,12	52,06
Silice combinée	39,63						
Alumine	35,98	22,22	30,40	34,14	27,25	21,18	29,38
Sesquioxyde de fer	1,00	»	» (FeS^2)	0,77	2,01	1,85	»
Protoxyde de fer	»	1,92	4,14	1,76	»	»	2,37
Magnésie	0,85	0,18	0,50	0,74	0,75	0,84	0,62
Chaux	0,42	0,14	»	0,79	0,67	0,32	0,43
Potasse	1,60	0,18	»	0,45	2,19	2,02	2,29
Soude		»	traces	»	0,44	»	»
Matières organiques	4,50	0,58	»	0,70	»	0,90	2,65
Perte par calcination	10,49	9,28	13,11	14,62	10,53	6,21	10,27
	99,10	99,60	99,95	99,70	99,34	100,44	99,38

©BIU Santé

I. — Schiste houiller de Garnkirk (Écosse), d'après Bischof (*Journal für praktische Chemie*, 1864, 1re s., t. IX, p. 28).
II. — Schiste houiller de Stourbridge, Worcestershire (terre réfractaire de première qualité). Analyse de Tookey, d'après Percy (*Metallurgy*, 2e éd. 1875, t. I, p. 98).
III. — Schiste houiller de Brierley Hill, Staffordshire. Analyse de T. H. Henry (Percy, *loc. cit.*).
IV. — Schiste houiller d'Edgemount, près Sheffield, employé pour la fabrication des creusets à acier. Analyse de W. J. Ward (Percy, *loc. cit.*).
V. — Schiste houiller de Blaydon Burn Colliery, près Newcastle. Analyse de Hugh Taylor (*Edinburg New Phil. Journ.*, d'après Percy, *loc. cit.*).
VI. — Schiste houiller de Blaen Rhas, près Dowlais, South Wales. Analyse de Edw. Riley (Percy, *loc. cit.*).
VII. — Argile miocène de Bovey Tracey, Devonshire, accompagnée de lignite. Analyse de W. Weston (Percy, *loc. cit.*).

États-Unis. — Les usines à zinc de la région orientale des États-Unis (New-Jersey, Pennsylvanie) emploient les terres réfractaires de Woodbridge et Perth-Amboy (New-Jersey, comté de Middlesex). Ces terres se rencontrent dans le terrain crétacé en couches puissantes de 1m,50 à 4m,50; elles sont très blanches, très plastiques et très résistantes au feu. Les usines de l'ouest (Illinois, Missouri) prennent leurs argiles réfractaires dans les environs de Saint-Louis (Missouri), notamment à Cheltenham et à Carondelet; ces argiles, comme les précédentes, sont de bonne qualité, ainsi qu'il ressort des analyses ci-dessous :

	WOODBRIDGE	PERTH AMBOY	CHELTENHAM	CARONDELET	ENVIRONS de St-Louis
	I	II	III	IV	V
Quartz	42,83	6,40	50,19	56,14	12,70
Silice		40,50			38,10
Alumine	37,01	35,90	30,08	32,50	31,53
Sesquioxyde de fer	1,04	1,10	2,79	1,02	1,92
Magnésie	0,46	»	0,47	»	»
Chaux	1,41	»	1,31	1,60	»
Potasse	0,85	0,28	0,65	»	0,40
Soude	»	0,16	»	»	»
Acide titanique	»	1,30	»	»	1,50
Perte par calcination	16,27	14,30	14,65	10,57	13,80
	99,87	99,94	100,14	101,83	99,95

I. — Analyse de Siegel, d'après W. Strecker (B. *u. H. Jahrbuch*, 1879, p. 306).
II. — Analyse de Moxham (*The Mineral Industry*, 1893, p. 650).
III — Analyse de Hable, d'après W. Strecker (*loc. cit.*, p. 306).
IV. — Analyse de Pack, d'après Beco (*Rev. univ.*, 2e sér., t. II, p. 210).
V. — — Moxham (*The Mineral Industry*, 1893, p. 650).

Influence de la composition des argiles et des pâtes réfractaires sur leur fusibilité. — Une argile pure est d'autant plus réfractaire qu'elle contient moins de bases diverses, autres que l'alumine. L'influence exercée par ces éléments étrangers à la constitution théorique des argiles est nettement prédominante par rapport à celle exercée par le dosage relatif des deux éléments principaux; il y a néanmoins intérêt à se rendre compte de la fusibilité relative des divers silicates d'alumine. Les données que l'on possède

©BIU Santé

à ce sujet ne sont pas très précises et remontent en général à une date un peu ancienne.

Berthier considérait déjà les silicates acides comme moins réfractaires que les silicates basiques ; ses expériences l'avaient amené à conclure que le bisilicate $Al^2O^3,3SiO^2$ et le trisilicate $2Al^2O^3,9SiO^2$ se ramollissaient légèrement au feu de forge, tandis que l'orthosilicate $2Al^2O^3,3SiO^2$ et le silicate basique $4Al^2O^3,3SiO^2$ s'agglomératent à peine dans les mêmes conditions.

Bischof (*Journal für praktische Chemie*, 1864, 1re série, t. XCI, p. 19 à 30) a confirmé cette manière de voir. En opérant à la température de fusion du platine, il a obtenu la fusion des silicates très acides $Al^2O^3,9SiO^2$ et $Al^2O^3,6SiO^2$; à la même température, le bisilicate $Al^2O^3,3SiO^2$ se ramollissait nettement et acquérait une texture analogue à celle de la porcelaine ; l'orthosilicate $2Al^2O^3,3SiO^2$ et les silicates basiques $4Al^2O^3,3SiO^2$ et $8Al^2O^3,3SiO^2$ subissaient un simple ramollissement superficiel, mais prenaient, dans toute leur masse, une texture grenue.

Le maximum de fusibilité des silicates simples d'alumine paraît correspondre à une proportion d'environ 9 de silice pour 1 d'alumine, représentant 16 à 17 équivalents du premier corps pour un du second.

L'influence nuisible d'un excès de silice, peu sensible tant que l'alumine intervient seule comme base, s'accentue beaucoup quand le dosage des alcalis et des bases terreuses s'élève dans le mélange initial. L'alumine, en proportion relativement élevée, tend à jouer le rôle d'acide par rapport aux bases énergiques ; or les aluminates sont beaucoup moins fusibles que les silicates correspondants.

L'influence relative d'une proportion déterminée d'une base quelconque, autre que l'alumine, dépend à la fois de la valeur de son équivalent et de sa fusibilité propre ainsi que de celle de ses silicates.

Richters (*B. u. H. Ztg*, 1868, p. 436) a prétendu faire prédominer exclusivement les considérations tirées de la valeur de l'équivalent, à l'inverse de l'opinion soutenue antérieurement par Berthier, Bischof et tous les autres auteurs qui s'étaient occupés de la question ; son système ne semble pas reposer sur des bases expérimentales suffisamment précises.

Pour un degré donné de basicité du mélange, la multiplicité des bases qui interviennent dans la composition d'une argile contribue à augmenter sa fusibilité ; il en est de même pour tous les silicates complexes.

Soumises à un chauffage lent et progressif, les argiles réfractaires perdent, entre 100 et 200°, leur eau hygrométrique ; elles subissent en même temps une contraction qui correspond sensiblement au volume de l'eau expulsée.

L'élimination de l'eau de combinaison ne commence qu'à une température beaucoup plus élevée, supérieure à 500° ; elle se termine au-dessous de 700°. La contraction correspondante n'est guère que de 0,01 à 0,03 du volume de l'argile préalablement desséchée.

De la valeur de cette contraction et de la proportion relative d'eau expulsée, on est amené à conclure que l'argile cuite à 700° constitue une masse extrêmement poreuse. On peut vérifier en effet, par des déterminations directes, que les vides y représentent une fraction variant entre 30 et 45 0/0 du volume total.

Lorsque le chauffage est poussé au-dessus de 700°, la contraction s'accen-

©BIU Santé

tue progressivement; l'alumine, dont la solubilité dans les acides avait plutôt augmenté jusqu'à ce moment, devient insoluble à partir de 900°. Ce phénomène, analogue à celui que l'on constate en chauffant l'alumine hydratée, correspond à un changement dans l'état d'agrégation, soit de cette base elle-même, soit des silicates qui en dérivent.

A des températures plus élevées encore, la contraction de l'argile s'accentue, et la porosité diminue constamment jusqu'à ce que la fusion se manifeste. Ce dernier phénomène ne se produit qu'au-delà de 1.500° pour la plupart des argiles réfractaires; la masse fondue, maintenue pendant un certain temps à l'état liquide, se dévitrifie progressivement par suite du développement de cristaux de sillimanite, $SiO^2Al^2O^3$, dont le point de fusion est peu inférieur à celui du platine. Une fusion complète n'est pas une condition indispensable pour la production de cette substance; des aiguilles de sillimanite se développent également dans les argiles réfractaires maintenues pendant longtemps à une température un peu inférieure à leur point de fusion. La sillimanite a d'ailleurs une tendance marquée à s'isoler, sous l'influence d'un chauffage, à haute température, dans des magmas silico-alumineux de compositions très diverses. Dans ses études micrographiques sur les pâtes à porcelaine, M. Hussak a signalé l'existence de trois phases successives au cours de la cuisson : 1° une première où les éléments primitifs de la pâte, quartz, kaolinite et feldspath restent inaltérés;

2° Une deuxième où le feldspath et la kaolinite réagissent l'un sur l'autre pour former un verre très bulleux, dans lequel les grains quartzeux commencent à se dissoudre;

3° Une troisième où le quartz a presque complètement disparu et où la masse vitreuse, contenant seulement quelques grosses bulles gazeuses, devient prédominante, tout en se dévitrifiant peu à peu par suite de la formation de fines aiguilles d'un silicate d'alumine qui paraît être la sillimanite.

L'excès considérable de silice dans les pâtes à porcelaine et la présence d'une proportion notable d'alcalis dans ces pâtes ne sont donc pas un obstacle à la formation d'un silicate d'alumine dont le degré d'acidité est de 2/3 seulement.

Les observations ci-dessus peuvent, à défaut d'études directes, donner une idée de ce qui se passe au cours de la cuisson des argiles réfractaires ou des pâtes réfractaires composées exclusivement d'éléments très finement broyés et uniformément mélangés. La silice contenue dans de pareilles pâtes entre, en grande partie, en combinaison au cours de la cuisson et joue par suite un rôle sensiblement équivalent à celui de la silice combinée.

Il en est tout autrement du quartz en gros grains, dont la combinaison avec l'élément plastique ne s'effectue que d'une manière tout à fait superficielle, surtout quand cet élément est relativement fusible et ne représente qu'une très faible proportion de la masse, ainsi qu'il arrive pour les briques de Dinas. Le quartz, resté intact jusque vers 1.500°, se transforme lentement en tridymite, à partir de cette température, en se dilatant de 18 0/0 de son volume initial. Quelquefois il se réduit partiellement en donnant du silicium libre, lorsque la pâte réfractaire est soumise à une action réductrice énergique et prolongée; on voit alors se développer une coloration noire dans la masse des briques. Ce dernier phéno-

©BIU Santé

mène, intéressant au point de vue théorique, n'exerce pas d'influence réelle sur les propriétés des produits réfractaires.

La transformation du quartz en tridymite, malgré sa lenteur, présente au contraire quelque importance pratique. Elle donne aux briques de silice, dites briques de Dinas, une tendance à augmenter constamment de volume, une fois mises en service, tandis que les briques de composition très alumineuse présentent la tendance opposée. Les briques formées principalement de quartz grenu, avec une pâte alumineuse comme agglomérant, peuvent, suivant les proportions relatives de leurs éléments constituants, ou bien se contracter très faiblement sous l'action d'un chauffage intense et prolongé, ou au contraire se dilater, d'une manière moins accentuée cependant que les briques de Dinas.

Réglage de la composition des pâtes réfractaires. — Les briques réfractaires destinées à la construction, soit des voûtes, soit de toutes autres parties des parois des fours doivent satisfaire à des conditions assez faciles à remplir.

La première de ces conditions, commune à tous les produits réfractaires, est de résister à une température qui varie suivant l'usage auquel les briques sont destinées, mais ne dépasse pas en général 1.650 à 1.700°. C'est d'ailleurs la seule à remplir lorsque les matériaux sont soumis exclusivement à l'action de la flamme : elle peut être réalisée assez facilement, même avec des mélanges très siliceux qui présentent, au point de vue pratique, l'avantage important d'être peu coûteux. Il suffit, pour assurer la conservation des briques, de donner un volume suffisant aux éléments quartzeux du mélange qui les constituent ; on vient de voir, en effet, que les grains volumineux de silice conservent, même après un chauffage prolongé, leur individualité propre et ne réagissent que très faiblement sur la pâte qui les agglomère.

Mais les matériaux riches en silice, bien appropriés à la construction des parois ou de la voûte d'un laboratoire de four parcouru par des flammes à haute température, ne conviennent nullement à celle de revêtements soumis à l'action de scories corrosives. Dans ce dernier cas, il faut employer ou des pâtes très alumineuses, comme on le fait pour l'ouvrage et le creuset des hauts-fourneaux, ou des matières basiques, comme pour l'affinage des fontes phosphoreuses, ou enfin des revêtements métalliques, refroidis extérieurement par un courant d'air ou d'eau et protégés contre la corrosion par un enduit de scories solidifiées.

L'obtention de revêtements capables de résister à la fois à l'action des hautes températures et à celle des scories est un problème fort difficile, mais qui ne se pose pas avec toute sa complexité dans les opérations de la métallurgie du zinc.

Les pâtes réfractaires servant à la confection des moufles ou creusets doivent avoir un point de fusion supérieur à la montre 30 de Seyer (1730 environ) et de plus être capables de résister à l'action corrosive de scories moyennement fusibles. En marche normale, l'action des scories est atténuée par un mélange judicieux de minerais de composition diverse et par l'intervention d'un excès considérable de charbon. Ce n'est donc qu'exceptionnellement que les

©BIU Santé

parois ont à subir l'action de scories basiques, auxquelles elles doivent opposer cependant une résistance suffisante.

Les parois des creusets ou des moufles doivent en outre être imperméables aux gaz. C'est une qualité que l'on n'exige pas des briques réfractaires et qui serait d'ailleurs incompatible avec l'emploi de matières premières grossièrement broyées. Aussi le tamisage se fait-il à travers des mailles de $0^m,002$ à $0^m,003$ d'ouverture dans la préparation des pâtes pour creusets ou moufles, de $0^m,004$ à $0^m,005$, quand il s'agit de la fabrication des briques.

Les pâtes à grain serré sont moins perméables aux gaz que celles à gros grain, non seulement parce que les joints y sont beaucoup plus enchevêtrés, mais aussi parce que les réactions chimiques entre leurs divers éléments constituants, progressant proportionnellement à l'étendue des surfaces en contact, sont beaucoup plus avancées après cuisson ; pour une même composition chimique, leur masse est plus vitrifiée, plus dense et plus fusible.

La compacité de la pâte donne à celle-ci une imperméabilité relative ; mais elle a l'inconvénient d'augmenter les risques de fissuration au feu. Une masse poreuse, constituée par une agrégation de grains médiocrement adhérents, se prête à des mouvements irréguliers de dilatation beaucoup plus facilement que ne le ferait une masse trop homogène ; les fissures qui peuvent s'y développer accidentellement n'ont pas la même tendance à se propager à travers toute l'épaisseur de la paroi.

La résistance des pâtes à la fissuration sous l'action des variations de température est influencée non seulement par leur constitution physique, mais aussi par la composition chimique du mélange qui les constitue. Des fragments de composition analogue, uniformément riches en alumine, par exemple, adhéreront mieux les uns aux autres que des fragments, les uns très siliceux, les autres très alumineux.

Le manque d'homogénéité dans la composition des divers éléments constitutifs des pâtes réfractaires est cependant la règle générale ; ces pâtes sont toujours composées : 1° d'un élément plastique, se contractant fortement au feu, élément qui est ordinairement de l'argile crue ; 2° d'un autre élément ne se contractant pas sensiblement à haute température, ou ayant déjà épuisé sa faculté de contraction. Ce deuxième élément peut être de l'argile fortement cuite, de la silice, du coke ou du graphite ; on lui donne le nom d'élément dégraissant, nom justifié par la plasticité qu'il fait subir à la pâte, ou celui de ciment, expression traditionnelle, mais assez impropre.

L'intervention d'un élément dégraissant dans la constitution des pâtes réfractaires est motivée par le retrait que subissent la plupart des argiles réfractaires au cours de la cuisson. Ce retrait est parfois insignifiant, notamment dans le cas de certaines argiles qui contiennent en mélange une forte proportion de sable quartzeux, jouant le rôle d'un ciment naturel. On rencontre fréquemment en Angleterre des schistes houillers qui satisfont à cette condition, tout en étant susceptibles d'acquérir une plasticité suffisante par l'effet d'une pulvérisation convenable. La terre de Stourbrige est le type classique de cette catégorie de terres bien appropriées à la fabrication des briques réfractaires, de forme simple, fort peu à celle des creusets à zinc.

©BIU Santé

Les véritables argiles plastiques, très liantes et se moulant facilement subissent à la cuisson un retrait important qui se manifeste d'une manière irrégulière, à cause des inégalités inévitables de la répartition de l'eau dans la masse. Des pièces de forme un peu compliquée, exécutées en argile pure, se déformeraient et se fendraient au feu, quelques précautions que l'on prît pour les sécher préalablement d'une manière complète.

L'emploi d'une certaine proportion de matière dégraissante s'impose donc dans la fabrication des produits réfractaires. Plus cette proportion est élevée, plus le retrait à la cuisson est faible, mais plus aussi la pâte est difficile à travailler et à mouler.

Choix de l'élément dégraissant. — Les substances pouvant jouer le rôle de matières dégraissantes sont la silice, sous la forme de quartz ou de calcédoine, le carbone sous celle de coke ou de graphite et enfin l'argile réfractaire elle-même, cuite à une température suffisamment élevée pour qu'elle ait épuisé sa faculté de contraction. On doit ajouter à cette liste les débris de vieux produits réfractaires, bien débarrassés de tous les éléments fusibles qui peuvent adhérer à leur surface.

La silice présente l'inconvénient de se corroder assez facilement en présence de scories basiques et de donner, surtout quand elle employée en grains un peu gros, des pâtes poreuses, laissant filtrer assez facilement les gaz.

Inversement, les pâtes riches en silice grenue risquent peu de se fêler sous l'influence de variations brusques de température ; du moins les fissures qui peuvent se produire dans leur masse n'ont guère de tendance à se propager à travers toute l'épaisseur de la paroi.

Ces caractères sont particulièrement accentués quand la pâte travaillée à la main contient une forte proportion d'eau en mélange et reste par suite poreuse après cuisson ; ils le sont beaucoup moins quand cette pâte a subi une compression intense, telle que celle développée par l'étirage à la presse.

Sous l'influence d'une compression pouvant atteindre 200 atmosphères, l'argile remplit complètement les vides qui pouvaient exister primitivement entre les grains de matière dégraissante ; on en a la preuve en examinant au microscope des plaques taillées dans la masse après cuisson. L'infiltration des scories ne peut donc plus se développer dans l'épaisseur des parois des creusets ou des moufles ; la corrosion reste limitée à la zone superficielle et pénètre fort lentement dans la masse.

D'autre part la compacité due à l'étirage à la presse permet d'employer dans la confection des pâtes une proportion de coke relativement importante. Bien enveloppé dans la masse argileuse, le coke est peu exposé à disparaître par combustion ; il réagit lentement néanmoins sur l'oxyde de plomb, isolé ou combiné avec la silice et ramène le plomb à l'état métallique, sous lequel il est sans action sur les pâtes silico-alumineuses.

Le graphite, moins sensible que le coke aux actions chimiques, est beaucoup plus coûteux ; aussi n'est-il employé que très rarement à la fabrication des produits réfractaires consommés dans l'industrie du zinc.

Tant que le moulage à la main est resté en usage, il était impossible de faire

©BIU Santé

entrer dans les pâtes à creusets de fortes proportions de silice ou de coke. On n'employait guère, comme matière dégraissante, que de la terre réfractaire, cuite préalablement à haute température. On employait spécialement à cet usage les terres siliceuses, moins plastiques et moins chères que les terres alumineuses. Les frais de cuisson relevaient très sensiblement le prix de revient final de cet élément dégraissant; aussi la substitution partielle ou totale du quartz, du silex, ou du coke à l'argile cuite, dans la composition des pâtes réfractaires, a-t-elle constitué, au point de vue économique, un progrès considérable qui a été rendu possible par l'introduction des procédés de fabrication mécanique des creusets.

Pour la confection de certains produits réfractaires, qui doivent être peu perméables aux gaz en même temps que suffisamment résistants à la corrosion, on fabrique encore des pâtes, où l'argile cuite constitue à peu près exclusivement l'élément dégraissant. Cette pratique ne se rencontre plus guère dans les usines à zinc.

Ces usines font entrer, au contraire, dans la confection des pâtes une certaine proportion de débris de moufles ou de creusets, bien débarrassés de scories. De pareils débris peuvent renfermer à l'état de gahnite ou de willémite, une certaine proportion de zinc, insignifiante dans le cas des creusets belges, mais atteignant couramment 8 à 9 0/0 dans le cas des moufles silésiens. La présence du zinc ne paraît pas exercer d'influence appréciable sur la qualité réfractaire des pâtes, où on fait entrer des débris de moufles ou de creusets.

Exemples de compositions de pâtes réfractaires. — Il existe des différences très sensibles entre la composition des pâtes destinées à la fabrication des moufles silésiens moulés à la main, et celle des pâtes pour creusets belges ou rhénans, étirés à la presse.

En Silésie, on n'introduit jamais de coke dans les mélanges; on a essayé d'y faire entrer du graphite; mais les essais entrepris dans cette voie, satisfaisants au point de vue technique, ont été abandonnés pour des raisons d'ordre économique. La proportion d'argile plastique est relativement élevée, à raison du procédé de moulage employé; celle des débris de vieux moufles est souvent assez forte.

Les chiffres ci-dessous donneront une idée des compositions de pâtes usitées soit en Silésie, soit dans la région belge et rhénane. Ils représentent en général des proportions en volumes, à moins que le dosage en poids ne soit explicitement indiqué.

Pour passer d'un mode de dosage à l'autre, on peut admettre que le poids du mètre cube en masse est de 2.200 kilogrammes pour l'argile crue d'Andenne, tenant 20 0/0 d'eau, et de 1.200 à 1.300 kilogrammes pour le même volume d'argile en fragments, tandis que, pour le quartz en fragments et le sable quartzeux, les mêmes coefficients sont respectivement 2.650 et 1.750 kilogrammes.

MOUFLES SILÉSIENS

Godullahütte, près Morgenroth :	1881 en poids	
Argile crue (*Poremba*, *Niezdara*, etc.).....	9	53
Débris de moufles.....	8	47
	17	100

©BIU Santé

	1901 en volumes	
Terre de Saarau	1	12,5
Terre de Briesen	2	25,0
Débris de moufles	5	62,5
Schistes de Neurode calcinés		
	8	100

Une addition de 9 0/0 de graphite au premier mélange a été abandonnée comme revenant trop cher.

Silesiahütte (Lipine).

	1881		
Terre de Saarau	3	33,3	44,4
Terre de Mirow	1	11,1	
Débris de moufles	5	55,6	
	9	100,0	

	1901	
Terre de Saarau	23	40
Terre de Briesen	17	
Débris de moufles	60	
Schistes de Neurode calcinés		
	100	

Wilhelminenhütte 1881 (dosage en poids) :

Terre de Saarau	16	43,25	56,75
Terre de Mirow	2,5	6,75	
Terre de Poremba	2,5	6,75	
Débris de moufles	16,0	43,25	
	37	100,00	

Hohenlohehütte :

	1888		
Terre bleue de Saarau	1	14,3	42,9
Terre blanche de Saarau	1	14,3	
Terre de Mirow	1	14,3	
Débris de moufles	4	57,1	
	7	100,0	

	1901
Terre de Saarau	10
Terre de Mirow	30
Schistes de Neurode calcinés	20
Débris de moufles	40
	100

Dosage moyen en Haute-Silésie, vers 1895, d'après Steger (*Preuss. Zeitschr.*, 1896, p. 7) :

Argile plastique, crue	2	25,0
Argile maigre, crue	1	12,5
Débris de creusets, schistes calcinés, etc.	5	62,5
	8	100,0

©BIU Santé

CREUSETS DE FOURS BELGES

Angleur, 1888 (dosage en poids) :

Terre plastique d'Andenne	12	
Terre de Düren (à 80 p. 100 de silice)	31	58
Terre de Mechernich	15	
Sable de la Campine	30	42
Débris de creusets	12	
	100	

Antheil :

	1871 Fabr. à la main		1880 Fabr. à la presse	
Argile crue	34		40	
Argile cuite	28	66	30	60
Sable quartzeux	28		30	
Coke	10		»	
	100		100	

Engis :

	FABRICATION à la main			FABRICATION à la presse	
	1871		1885	1888	
Argile crue	30		33	33	
Argile cuite	27	70	32	35	67
Sable quartzeux	10		»	»	
Débris de creusets	15		20	20	
Coke	18		15	12	
	100		100	100	

Corphalie :

	1885 en poids		1900 en poids	
Terre de Mozet	60		62	
Terre siliceuse d'Andenne, cuite	30	40	30	38
Coke	10		8	
	100		100	

Auby, 1886 :

Terre plastique d'Andenne	20	
Sable quartzeux	20	
Silex broyé	20	80
Débris de creusets	20	
Mâchefer ferrugineux (à 8 p. 100 de Fe^2O^3)	20	
	100	

Cette dernière composition est exceptionnellement maigre ; elle comporte, en outre, l'emploi d'une addition ferrugineuse, ayant pour objet de rendre la pâte moins perméable aux vapeurs de zinc.

MOUFLES DE FOURS RHÉNANS

Borbeck, 1883 :

Argile crue	33,5	
Argile cuite	33,5	66,5
Débris de creusets	33,0	
	100,0	

©BIU Santé

Flône (en poids) :

	1888		1892	
Terre de Prusse, brune	11	51	»	
Terre de Prusse, blanche	11		»	
Terre d'Andenne, crue	29		52	
Terre d'Andenne, cuite	14	49	5	48
Sable quartzeux	35		33	
Débris de creusets	»		10	
	100		100	

Viviez :

	1894 (en volumes)			1902 (en volumes)
Terre de Maizerouil (Belgique)	3	4	50	35
Terre de Mussidan (Dordogne)	1		16,7	séchée ... 13 / cuite ... 26
Quartz broyé	1,5	2	25,0	14
Débris réfractaires	0,5		8,3	12
	6,0		100,0	100

Valentin-Cocq, 1885 :

Argile d'Andenne, crue	40	
Argile d'Andenne, cuite	20	60
Sable quartzeux	10	
Quartzite broyé	10	
Débris de creusets	20	

Eschweiler, 1885 :

Argile crue	34	
Argile cuite	33	66
Débris de moufles	33	

Prayon, 1902 :

Terre demi-grasse d'Andenne	54
Argile siliceuse cuite et quartzite calciné	36
Coke	10
	100

Steger (*loc. cit.*, p. 10) cite les compositions suivantes (en volumes), comme usitées dans certaines usines belges ou rhénanes.

	USINE A		USINE B		USINE C	
Argile plastique d'Andenne, crue	40		36		30	
Argile maigre d'Andenne, crue	»		»		10	
Argile maigre d'Andenne, cuite	50	60	54	64	»	60
Débris de creusets	»		»		50	
Coke	10		10		10	
	100		100		100	

La troisième composition donnerait des produits sensiblement inférieurs aux deux premières, au point de vue de la qualité.

L'emploi de fortes proportions d'argile cuite devient aujourd'hui de plus en plus rare ; les usines préfèrent forcer la dose des éléments siliceux, qui leur coûtent 5 à 6 francs la tonne ou celle des débris de creusets, revenant, bien

©BIU Santé

triés, à un prix de 7 à 8 francs, et diminuer celle de l'argile cuite, qui coûte au moins 25 francs. Les creusets fabriqués, riches en silice avec des pâtes sont un peu moins résistants; mais la différence de prix de revient compense largement la différence de durée.

Composition des briques réfractaires. — Les usines à zinc fabriquent d'ordinaire, en même temps que leurs creusets, une fraction importante de leur consommation de briques réfractaires. On trouvera ci-dessous quelques exemples de composition de pâtes usitées, pour cette fabrication, dans les usines belges ou rhénanes.

Angleur, 1888 (dosage en poids) :

Terre plastique d'Andenne, crue	45	
Débris de briques réfractaires	45	
	100	

Engis, 1888 :

Terre plastique d'Andenne, crue	33,3	
Terre maigre d'Andenne, cuite	33,3	66,7
Sable quartzeux	33,4	
	100,0	

Borbeck :

	1883		1892	
Argile d'Andenne, crue	20		32	
Argile d'Andenne, cuite	40	80	9	68
Débris de creusets	40		17	
Sable quartzeux	»		42	
	100		100	

Flone, 1883 :

Terre d'Andenne, crue	35	
Terre d'Andenne, cuite	10	65
Sable quartzeux	45	
Débris de creusets	10	
	100	

Quelquefois, pour certains usages spéciaux, la composition des briques est beaucoup plus siliceuse. Nous avons signalé l'emploi, à Münsterbusch (Stolberg), pour la construction de voûtes de fours rhénans, de briques contenant 90 0/0 de quartzite broyé avec 10 0/0 d'argile réfractaire.

Composition des pâtes pour tubes ou condenseurs. — Les tubes ou condenseurs se moulent toujours à la main ; la pâte destinée à leur confection doit donc être assez plastique ; elle peut d'ailleurs, être beaucoup moins réfractaire que celle destinée à la fabrication des creusets, puisqu'elle n'est jamais soumise à une température dépassant le rouge clair.

En Silésie, la composition des pâtes d'allonges n'est pas réglée d'une manière bien précise; elle comporte, d'ordinaire, l'emploi de volumes sensiblement égaux d'argile réfractaire de deuxième qualité et de débris de moufles.

En Belgique et dans la région rhénane, la composition moyenne des pâtes

©BIU Santé

analogues est un peu plus maigre, comme le montrent les chiffres suivants :

Angleur, 1888 ; *Flône*, 1892.

Crawe (terre réfractaire de deuxième qualité).	45
Débris de creusets, non triés.....	55
	100

Engis, 1888 :

Terre réfractaire.....	40
Débris de creusets, non triés.....	60
	100

Préparation des pâtes réfractaires. — Dans la fabrication des produits réfractaires, une des plus grandes difficultés que l'on ait à résoudre est l'obtention d'un mélange bien homogène en partant d'éléments de nature différente, dont la grosseur de grain est inégale.

L'industrie céramique considérée dans son ensemble, emploie, pour arriver à ce résultat, trois méthodes distinctes : le mélange à sec, le pétrissage à l'état humide et la mise en suspension dans un grand excès d'eau. Cette dernière méthode ne peut être appliquée qu'à des pâtes composées exclusivement d'éléments très divisés, comme les pâtes céramiques ; l'emploi exclusif de la deuxième donnerait de mauvais résultats. Dans la fabrication des pâtes réfractaires, on commence toujours par opérer un mélange à sec, aussi parfait que possible, puis on ajoute l'eau nécessaire et on termine par un malaxage à l'état humide.

Les opérations principales de la fabrication des produits réfractaires sont résumées dans le tableau ci-dessous :

1° Préparation des éléments de la pâte ;

Élément plastique.....	Séchage des terres réfractaires. Broyage et tamisage.
Élément dégraissant.....	Cuisson des argiles siliceuses, calcination des silex, etc. Broyage et tamisage des argiles cuites ou des autres éléments dégraissants.

2° Mélange à sec des éléments préparés et addition d'eau ;
3° Malaxage ;
4° Moulage de la pâte ;
5° Séchage ;
6° Cuisson.

La première catégorie comprend une série de subdivisions, applicable chacune à un des éléments de la pâte. Ces opérations sont la réception des matières premières, leur séchage ou leur calcination, suivant les cas, enfin leur broyage, suivi de tamisage.

Réception des matières premières. — Cette opération est très simple dans certains cas ; pour les éléments siliceux de la pâte, quartz ou silex, elle se borne à un examen superficiel ayant pour objet de vérifier que ces éléments n'apportent ni parties ferrugineuses, ni enduits calcaires adhérents ; pour les

©BIU Santé

débris de creusets, elle consiste à s'assurer que les fragments sont bien triés et débarrassés de scories adhérentes.

C'est spécialement en ce qui concerne l'argile réfractaire que les opérations de réception doivent être conduites avec beaucoup de soin et de rigueur. Elles sont souvent facilitées par l'état dans lequel les usines reçoivent les terres réfractaires, notamment celles d'Andenne. Ces terres ont été découpées à la carrière en prismes rectangulaires, à base carrée, de $0^m,30$ sur $0^m,30$, et d'une hauteur de $0^m,50$. Étant donnée la régularité ordinaire de composition des terres d'Andenne, on n'effectue que rarement des essais ou des analyses sur la masse même de ces pains ; on se borne en général à examiner s'ils n'ont pas été salis extérieurement par des matières pouvant augmenter leur fusibilité, par de la pyrite de fer, par exemple. C'est ce qui arrive de temps à autre, par suite de négligences dans le nettoyage des wagons : si la proportion de pyrite adhérente est peu importante, on se contente de racler la surface des pains ; si elle est trop considérable, on peut être obligé de refuser tout le chargement.

Les terres menues ne se prêtent pas à de pareilles vérifications sommaires ; elles sont d'ailleurs d'une cuisson plus incommodes que les fragments volumineux. Aussi cherche-t-on à en limiter le plus strictement possible la proportion relative dans l'ensemble d'une livraison.

Pour contrôler la qualité réfractaire d'une terre, on peut analyser un échantillon convenablement choisi, ou, plus simplement, faire subir à cet échantillon un essai de cuisson. Les essais de ce genre ont nécessairement un caractère empirique ; ils consistent à porter à une haute température soit un prisme rectangulaire posé horizontalement sur deux appuis, soit un cône ou une pyramide aiguë à axe vertical, l'une ou l'autre pièce d'essai étant moulée avec la terre à étudier. On apprécie la fusibilité d'après la flexion du prisme horizontal ou l'incurvation de la pointe du cône ou de la pyramide.

Ces essais rapides donnent le moyen d'apprécier la fusibilité d'une terre non encore employée comparativement avec une autre terre, de composition constante et dont les qualités réfractaires sont connues par une longue pratique. On peut obtenir des résultats plus précis en effectuant des déterminations de température soit au pyromètre, soit au moyen de montres de Seger.

Le chauffage doit être opéré dans des conditions telles que la terre à essayer ne soit pas mise en contact avec des poussières qui modifieraient sa fusibilité. Le meilleur appareil à cet effet est un four à gaz ou à huiles lourdes. Ce dernier four permet d'obtenir sans récupération de chaleur des températures assez élevées pour provoquer le ramollissement des terres réfractaires de qualité ordinaire.

Dessiccation des terres réfractaires. — Les argiles alumineuses, destinées à former l'élément plastique de la pâte, doivent être bien desséchées préalablement pour pouvoir être amenées à un état de division convenable. Dans les usines spéciales de fabrication de produits réfractaires, la dessiccation s'effectue souvent à l'air libre, sous des hangars ; elle dure alors de huit à dix mois. Ce mode de séchage exige beaucoup d'espace et une immobilisation de capital relativement importante : les usines à zinc, qui disposent de flammes perdues en abondance, tirent généralement parti de cette source de chaleur pour

©BIU Santé

abréger la durée de l'opération. Elles empilent les terres sous des hangars longs et étroits, tantôt ouverts de tous côtés, tantôt clos par des murs sur leurs longs côtés; les flammes perdues des fours de réduction circulent dans des carneaux recouverts de plaques de fonte et placés soit dans l'axe du hangar si celui-ci est ouvert latéralement, soit sur les deux côtés de celui-ci, si la toiture est supportée par des murs. Les terres soumises au séchage sont empilées au-dessus de ces carneaux. La durée de l'opération est d'une à trois semaines seulement, mais l'élimination de l'eau hygrométrique est un peu moins régulière qu'avec le séchage à l'air.

Parfois quand on veut dessécher les terres plus rapidement encore, on les charge dans les fours servant à la cuisson de la terre siliceuse, immédiatement après le défournement de celle-ci. La chaleur emmagasinée dans les parois contribue pour une large part à provoquer la dessiccation; on complète souvent son action par celle d'un petit feu entretenu sur les grilles. On consomme ainsi 30 à 40 kilogrammes de houille par tonne et 1 franc à 1 fr. 25 de main-d'œuvre; le séchage est terminé en deux jours. Le bénéfice réalisé sur la durée du séchage ne semble pas compenser les frais supplémentaires.

Les terres réfractaires perdent de 10 à 12 0/0 de leur poids au cours de la dessiccation; celle-ci doit être bien complète quand le dosage se fait au poids, sinon les proportions relatives des aliments de la pâte se trouveraient altérées.

Cuisson des terres siliceuses. — Les terres siliceuses, destinées à servir d'élément dégraissant, sont cuites quelquefois par les flammes ayant servi à opérer la cuisson des produits moulés et séchés: on ménage alors, à la partie supérieure du four, si ce four est à tirage direct, ou à sa partie inférieure, s'il est à tirage renversé, une chambre où l'on entasse la terre sur une épaisseur de $1^m,50$ à 2 mètres. Cette disposition, analogue à celle connue sous le nom de globe dans le cas des fours à porcelaine, présente des inconvénients au point de vue de la qualité des produits. La température de l'étage du four chauffé par les flammes perdues est nécessairement inférieure à celle de l'étage qui reçoit le coup de feu direct. La contraction de la terre ne s'y effectuera donc pas complètement; le retrait des pièces cuites et par suite les risques d'avaries s'en trouveront sensiblement augmentés. L'économie réalisée sur la consommation de combustible ne compense pas les inconvénients résultant de la diminution de qualité des produits.

On pourrait, il est vrai, concilier l'économie de combustible avec les conditions d'une bonne cuisson, soit des terres brutes, soit des produits finis, par l'emploi de fours à chambres multiples disposées en série, avec déplacement méthodique de la zone de haute température. Ces fours, dont l'appareil Hoffmann-Licht est le type classique, exigent une production importante et régulière, pour donner de bons résultats; leur application à la fabrication des produits réfractaires est assez délicate et ne peut se faire dans de bonnes conditions que dans de grands établissements. Les usines à zinc n'ont jamais eu recours à leur emploi pour la cuisson des terres et des produits réfractaires divers; elles se servent de fours intermittents, de dimensions relativement restreintes, munis de chauffes ou inférieures, ou latérales.

©BIU Santé

Parfois ces fours sont de forme cylindrique avec quatre alandiers pour le chauffage et un orifice de tirage à la partie supérieure. Un pareil four, de 3 mètres de diamètre et de 5 mètres de hauteur, peut recevoir, par exemple, 25 tonnes de terre crue, en blocs parallélipipédiques; une fois la porte de chargement murée, on commence le chauffage. Celui-ci dure trois jours environ; un jour est nécessaire pour le refroidissement, un autre pour le déchargement, un autre enfin pour le rechargement du four. Par tonne de terre crue, on brûle environ 200 kilogrammes de charbon et on dépense de 1 franc à 1 fr. 50 de main-d'œuvre.

D'autres fois on emploie des fours rectangulaires en plan et ayant, par exemple, $3^m,40$ de longueur et de largeur, avec une hauteur de $2^m,40$; au-dessous de la sole se trouvent deux chauffes, ayant $3^m,50$ de long et 1 mètre de large, qui communiquent avec le laboratoire par une série d'ouvreaux répartis en un certain nombre de rangées. Les flammes sortent par des ouvreaux ménagés soit dans le mur de fond, soit aux angles supérieurs de la voûte. On peut charger dans un pareil four 30 à 35 tonnes de terre et les cuire dans le temps indiqué ci-dessus. La consommation de houille est de 150 à 175 kilogrammes par tonne de terre crue, et les frais de main-d'œuvre sont sensiblement les mêmes que précédemment.

La perte de poids à la cuisson est de 14 0/0 du poids lorsque les argiles ont été bien desséchées préalablement ; elle peut être plus forte dans le cas contraire.

Lorsqu'on emploie le silex, on lui fait ordinairement subir, avant broyage, une calcination qui le rend plus facile à pulvériser. On se sert à cet effet ou bien de reverbères, ou bien de fours coulants de forme cylindrique. Ce dernier appareil est le plus économique ; la consommation n'y dépasse pas 9 à 10 0/0 de houille maigre ou de menu coke.

Broyage. — Toutes les matières destinées à entrer dans la composition d'une pâte réfractaire doivent être préalablement broyées à une grosseur qui varie suivant la nature du produit à fabriquer.

L'opération du broyage est facile lorsqu'elle porte sur des matières tendres comme l'argile simplement séchée ; elle exige au contraire beaucoup de puissance motrice quand elle porte sur des matières dures, telles que le quartz ou l'argile cuite.

En ce qui concerne cette dernière substance, il peut sembler anormal d'en effectuer le broyage après et non avant la cuisson. Cette manière de procéder est imposée par la difficulté qu'on éprouverait à faire subir une cuisson complète et régulière à une masse d'argile pulvérulente.

Dans la fabrication des produits réfractaires, en vue de simplifier les installations, on se sert généralement du même appareil pour broyer toutes les matières. Cet appareil doit donc être assez résistant pour passer, sans se détériorer trop vite, des corps durs tels que le quartz.

Cette condition élimine immédiatement certains broyeurs peu robustes, comme le broyeur Carr; elle permet au contraire l'emploi du broyeur Vapart, (Voir page 208). D'après M. Habets (*Rev. univ.*, 2e sér., t. IX, p. 532), un appareil

©BIU Santé

de ce type, de 1m,50 de diamètre, broierait par heure 6 à 7 tonnes de terre calcinée, en absorbant une force motrice de 15 chevaux. Ces indications feraient ressortir un rendement dynamique relativement élevé, à l'inverse de ce que l'on constate généralement dans l'emploi des broyeurs centrifuges. Mais il faut remarquer que les matières passées au Vapart ont été écrasées assez finement au préalable, et que, d'autre part, les grains obtenus sont à la fois assez gros et irréguliers. Leur forme anguleuse occasionne des écorchures fréquentes aux ouvriers occupés à la manipulation de la pâte. Ces inconvénients expliquent pourquoi le broyeur Vapart n'a pas été appliqué à la préparation des pâtes réfractaires en dehors des usines de la Société de la Vieille-Montagne et qu'il n'est même en service que dans un petit nombre de ces dernières.

L'appareil le plus fréquemment usité pour le broyage des matières réfractaires est la meule roulante, en fonte ou en pierre avec bandage de fonte ou d'acier, roulant par paires sur une piste en fonte ou en acier. Dans certains cas, le tamisage des matières fines s'effectue directement à travers une grille en fonte constituant la piste elle-même ou bien les bords latéraux de cette piste; le plus souvent, une raclette spéciale suivant chaque meule, projette les matières sur une grille inclinée. Les deux méthodes de tamisage donnent un produit de grain peu régulier; les grilles s'usent très vite et leurs fentes s'élargissent rapidement. Il vaut mieux faire déverser les matières par dessus le bord extérieur, sous l'action d'une raclette, les relever au moyen d'une noria et les tamiser dans un trommel, disposé de manière à faire retomber son refus sur la piste.

Les meules employées en Belgique ont ordinairement un diamètre de 2 mètres à 2m,50, un poids de 1.500 à 2.000 kilogrammes; elles tournent sur une piste de 2 mètres de diamètre avec une vitesse de 10 à 12 tours par minute. La quantité broyée en un temps donné et la force motrice absorbée dépendent à la fois de la dureté de la matière, de degré de concassage préalable auquel elle a été soumise et de la finesse de grain que l'on cherche à obtenir après broyage. On peut estimer, en moyenne, que la quantité passée par heure est soit de 1000 à 1.200 kilogrammes d'argile séchée, soit de 500 à 600 kilogrammes d'argile cuite ou de débris de creusets, le tamisage étant fait à travers des mailles de 0m,03 et la puissance motrice étant de 7 à 8 chevaux.

Le coke est ordinairement broyé beaucoup plus fin, de manière à traverser un tamis à mailles de 0m,0005. La production d'une paire de meules, par heure, se réduit alors à 300 kilogrammes environ.

Aux États-Unis, le broyage est poussé plus loin qu'en Europe. Dans le district de Iola, par exemple, on amène toutes les matières à la dimension maximum de 0m,0015.

Dans les installations récentes, les cylindres ont été substitués totalement ou partiellement aux meules roulantes. Ils produisent davantage pour une même consommation de force motrice et donnent moins de poussière fine. Ils ont généralement 0m,70 de diamètre et 0m,30 ou 0m,40 de longueur de table; quelquefois on adapte à l'un d'eux des rebords emboîtant l'autre; mais cette disposition n'est pas à recommander. L'usure de la surface extérieure étant rapide, on doit prendre des dispositions convenables pour la réduire ou du

©BIU Santé

moins pour en atténuer les effets. L'emploi de la fonte trempée n'a pas donné de résultats bien satisfaisants ; on préfère généralement appliquer, sur une âme en fonte, des bandages en acier Bessemer, disposés de manière à ce que leur remplacement soit facile.

Au point de vue de la régularité du travail, il est important, pour les cylindres bien plus encore que pour les meules, de concasser préalablement les gros fragments dans un appareil à mâchoires oscillantes. Sous cette condition, une paire de cylindres, absorbant 8 chevaux environ, peut passer facilement, par heure, 700 à 800 kilogrammes d'argile cuite.

Les matières broyées sont classées de grosseur par un trommel ; le refus passe soit à une autre paire de cylindres, soit à une paire de meules. Le diamètre des trous du trommel varie suivant les produits à fabriquer. Il est de $0^m,005$ pour les briques, ordinairement de $0^m,0025$ ou $0^m,003$ pour les creusets, parfois de $0^m,0035$ pour ceux de grandes dimensions, destinés aux fours rhénans.

Les divers éléments de la pâte, broyés et tamisés, sont accumulés dans des trémies distinctes. Ces trémies sont ordinairement construites en bois de chênes et renforcées aux arêtes par des moises assemblées à tenon et à mortaise. Elles ont la forme d'un prisme droit à base carrée, ayant intérieurement $1^m,50$ de côté et 3 mètres de hauteur. L'introduction des matières s'effectue, par la partie supérieure, au moyen de vis sans fin ; celles-ci reçoivent les matières des trommels, soit directement, soit par l'intermédiaire d'une noria. L'évacuation se fait, au bas de la trémie, par une ouverture située au milieu de la face antérieure et prolongée par un bec en tôle, avec parois latérales convergentes, et un fond incliné à 45°. L'écoulement est réglé par une porte à coulisse ; on peut également l'arrêter à volonté en plaçant, en travers du bec, une plaque de tôle que la convergence des parois latérales maintient naturellement en place.

La forme prismatique des trémies ne permet pas d'utiliser bien efficacement leur capacité ; sa simplicité la fait préférer néanmoins aux formes plus compliquées.

Mélange des éléments de la pâte et addition d'eau. — Le mélange intime d'éléments pulvérulents est difficile à réaliser d'une manière bien intime. Autrefois on l'opérait suivant la méthode qui servait alors à la préparation des lits de fusion, c'est-à-dire en superposant les divers éléments en couches horizontales et en recoupant ensuite, par tranches verticales, le tas ainsi formé ; on complétait le travail par un certain nombre de retournements à la pelle. Quand la masse paraissait avoir un degré convenable d'homogénéité, on creusait à sa partie supérieure une cavité dans laquelle on versait la quantité d'eau nécessaire pour donner à la pâte une plasticité suffisante. On relevait à la pelle les matières du pourtour et on les rejetait dans la cavité centrale ; on arrivait ainsi à obtenir une pâte dont l'homogénéité était finalement assurée par un marchage plus ou moins prolongé.

Dans les usines actuelles, on ne conserve ordinairement que la première de ces opérations, c'est-à-dire le dosage initial des matières et leur mise en tas. Le dosage se fait ou au volume, au moyen de wagonnets de type uniforme que

©BIU Santé

l'on remplit sous le bec des trémies, ou au poids, en faisant passer chaque wagonnet sur une bascule et déduisant sa tare connue à l'avance. Cette deuxième méthode, plus exacte en principe que la première, a l'inconvénient d'exiger plus de soin de la part du personnel et un séchage plus parfait des matières employées. Quand on a obtenu, par le déversement d'un nombre convenable de wagonnets, un tas d'un volume suffisant, on procède à un premier mélange à la pelle, puis on charge les matières dans un appareil destiné à rendre le mélange plus intime.

Cet appareil consiste souvent en un tambour en bois, hexagonal ou octogonal, à l'intérieur duquel se trouvent six ou huit cloisons radiales, également en bois, qui s'arrêtent à une certaine distance de l'axe; celui-ci présente lui-même une légère inclinaison. Les matières introduites par l'extrémité la plus élevée, se déplacent progressivement dans le sens longitudinal sous l'action d'un mouvement continu de rotation imprimé à l'appareil, mais leur déplacement n'est que la résultante d'une série de glissements sur les parois des cloisons transversales; chacun de ces glissements contribue au brassage. Les matières sortent à l'extrémité inférieure de l'appareil et sont conduites au malaxeur par une vis sans fin qui achève de rendre le mélange aussi intime que possible.

On se contente parfois de l'emploi d'une vis mélangeuse, tournant dans un couloir en tôle de grande longueur; le résultat obtenu ainsi laisse généralement à désirer. L'imperfection du mélange se manifeste surtout dans les usines où, en vue de réaliser une économie de main-d'œuvre, on supprime tout mélange préalable à la pelle et où l'on déverse directement les matières dans un réservoir d'où on les fait tomber dans la vis mélangeuse.

Les meilleurs appareils pour assurer l'homogénéité d'un mélange sont les broyeurs centrifuges fonctionnant à vitesse modérée; on les emploie fréquemment pour cet usage dans la préparation des charges des fours de réduction; on peut le faire également dans la préparation des pâtes réfractaires.

On trouve un exemple de cette manière d'opérer à l'usine d'Angleur, où la série des opérations, à partir de l'origine, est la suivante : Les matières, broyées par un appareil Vapart, sont relevées par une noria et passent dans un trommel dont l'axe est incliné à 1/10e. Ce trommel a $2^m,50$ de long, avec un diamètre de $0^m,90$ à l'entrée et de $0^m,80$ à la sortie; la paroi du trommel, sur $0^m,50$ de long à partir de l'origine, est formée par une tôle pleine, le reste l'est par une toile métallique à mailles de $0^m,0035$ d'ouverture. Le refus retourne directement au broyeur; la partie fine est relevée par une noria et déversée dans des trémies. On la fait tomber dans des wagonnets qu'on vide sur une aire dallée; on forme ainsi un tas que l'on recoupe à la pelle et que l'on envoie à un deuxième broyeur Vapart. Celui-ci diffère du premier en ce que les mailles de trommel ont $0^m,003$ seulement d'ouverture et que le produit tamisé est conduit, par une vis sans fin, non plus dans des trémies, mais bien dans un couloir faiblement incliné où l'eau nécessaire au malaxage est introduite au moyen d'un dispositif spécial. Ce dispositif a pour base l'emploi d'un petit tympan hydraulique, construit en zinc, et plongeant dans une caisse que l'on maintient remplie d'eau jusqu'à un niveau déterminé. Le réglage de ce niveau est obtenu d'une part au moyen d'un robinet dont le débit est en léger excès sur le débit

©BIU Santé

maximum du tympan, d'autre part, par le jeu d'un déversoir de hauteur variable. A Angleur, ce déversoir est articulé à son bord inférieur, ce qui permet d'en modifier à volonté l'inclinaison. Pour un niveau déterminé de l'eau dans la caisse et une vitesse de rotation donnée du tympan, le débit de l'appareil a une valeur constante qui peut être évaluée par mesurage direct : on arrive ainsi à régler, avec une précision très suffisante, la quantité d'eau introduite dans la pâte.

Cette proportion varie avec le mode d'élaboration que les pâtes doivent subir; elle représente 21 à 22 0/0 (du total) quand celles-ci sont destinées au moulage à la main, c'est-à-dire à la confection des briques et des tubes; dans ce dernier cas, elle s'élève jusqu'à 24 0/0 dans certaines usines. A Angleur, elle est de 18 0/0 pour les creusets fabriqués par forage; la fabrication des creusets à la presse n'exige qu'une proportion de 14 à 16 0/0 du poids de la pâte malaxée.

Dans la plupart des usines, cette quantité d'eau, variable suivant la fabrication en cours, n'est introduite dans la masse pulvérulente qu'à son entrée dans le malaxeur, soit d'une manière discontinue, par seaux dont on compte le nombre, soit d'une manière continue et aussi uniformément que possible.

Malaxage. — Le mélange à sec a dû être poussé suffisamment loin pour donner à la pâte une certaine homogénéité; mais il convient de rendre cette homogénéité plus complète encore, et surtout de régulariser la distribution de l'eau dans la masse : on y arrive par un mélange à l'état humide.

Cette opération s'effectuait autrefois par le procédé primitif connu sous le nom de *marchage*. Le travail était exécuté par deux hommes sur un poids de 700 kilogrammes environ de matière sèche, à laquelle on ajoutait 175 à 200 litres d'eau. Une fois l'eau introduite dans la masse, les ouvriers piétinaient la pâte en suivant un tracé en spirale. Après avoir ainsi amené le tas primitif à l'état de disque très aplati, ils recoupaient ce disque à la pelle, empilaient en tas les fragments obtenus et *marchaient* ce tas à nouveau après l'avoir laissé reposer de trois à quatre jours.

Ils recoupaient cette fois la pâte en ballots prismatiques de 50 kilogrammes environ et mettaient ces ballots dans des caves où on les laissait séjourner un certain temps (*pourrissage*) avant de les employer.

Ce travail coûtait environ 3 fr. 45 par tonne de matières sèches ou 2 fr. 70 par tonne de pâte prête à mouler.

Il est remplacé aujourd'hui par le passage des matières à travers un ou plusieurs malaxeurs. Ces appareils ont la forme d'un cylindre (fig. 234), dans l'axe duquel est placé un arbre, animé d'un mouvement lent de rotation et portant des bras ou des palettes disposés suivant un tracé hélicoïdal, de telle manière que leur mouvement refoule la pâte vers l'extrémité opposée à celle par laquelle elle a été introduite. Autrefois les malaxeurs étaient le plus souvent à axe vertical, parce que cette disposition est la plus commode au point de vue du montage et du fonctionnement de l'appareil. Dans ce cas, l'évacuation de la pâte se fait par un orifice placé soit sur le fond, dans une position excentrique, soit sur la paroi verticale, près du fond; l'une et l'autre position sont peu favorables à l'obtention de produits homogènes.

©BIU Santé

L'évacuation par un orifice symétrique par rapport à l'axe du malaxeur oblige tous les éléments de la pâte à suivre, dans leur parcours à l'intérieur de l'appareil, des trajectoires de longueur sensiblement égale; elle constitue certainement la combinaison la plus rationnelle. On la rencontre quelquefois combinée

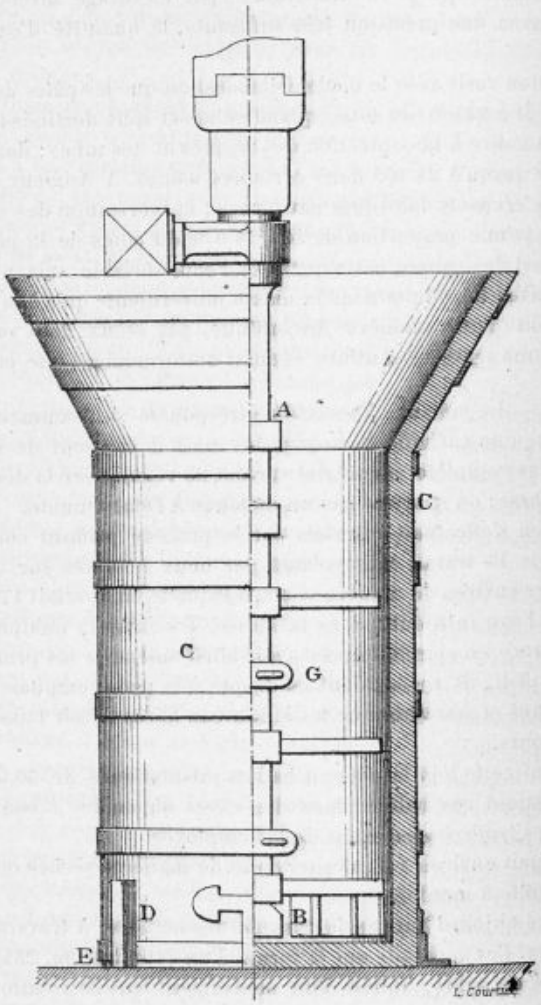


Fig. 234. — Malaxeur à axe vertical.

avec la position verticale de l'axe, le plus souvent avec la position horizontale. Dans l'un et l'autre cas, il convient d'éviter tout ressaut brusque du profil de l'enveloppe au voisinage de l'orifice d'évacuation des matières; aussi donne-t-on une forme tronconique à la partie extrême du malaxeur. On est alors obligé de supporter l'arbre central, vers cette extrémité, par un croisillon traversant la pâte; cette combinaison est un peu plus compliquée que la cra-

©BIU Santé

paudine des malaxeurs ordinaires à axe vertical, mais elle présente des avantages assez sérieux pour qu'on ne doive pas hésiter à la recommander. Elle fournit en effet, d'une manière continue, des ballots bien homogènes, que l'on peut

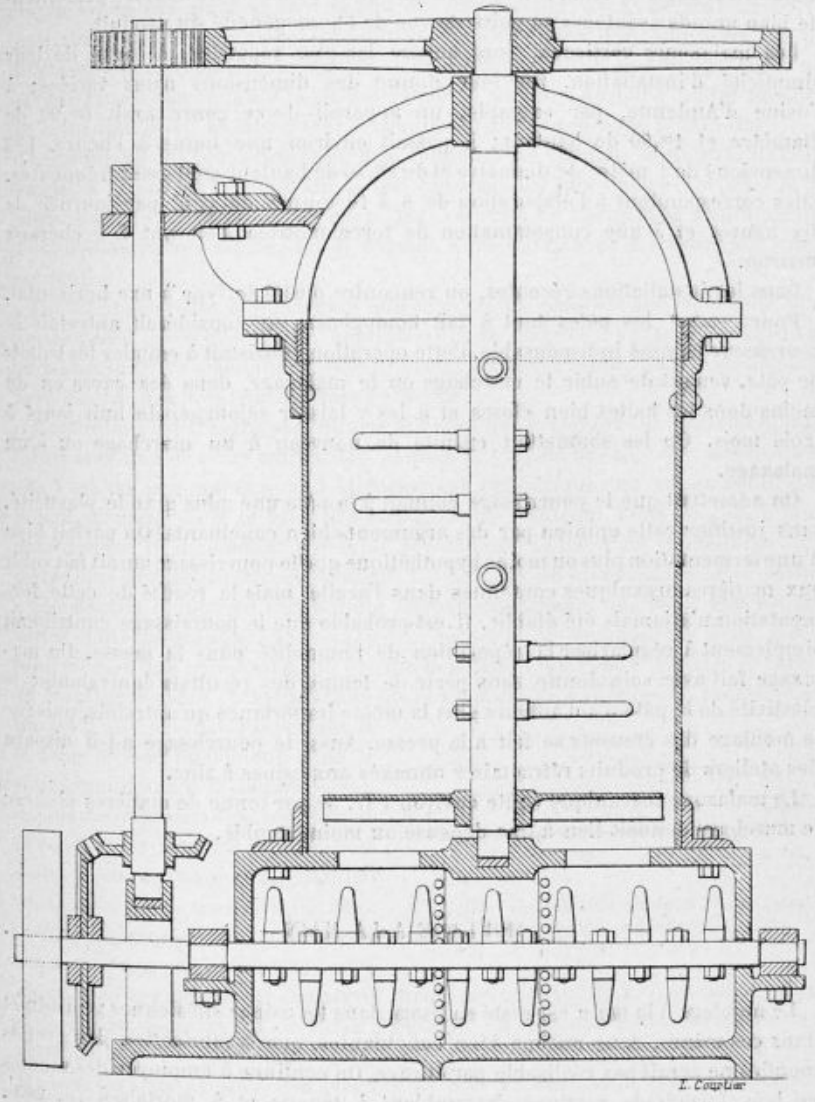


Fig. 235. — Malaxeur double.

envoyer directement à la presse à creusets, si la compression exercée par les bras du malaxeur a été suffisamment énergique.

On a quelquefois superposé deux malaxeurs, l'un vertical, l'autre horizontal. Dans un appareil de ce genre, employé à Engis, le malaxeur vertical (fig. 235)

©BIU Santé

était placé à la partie supérieure; il avait 2 mètres de diamètre et 2m,80 de haut. Il communiquait avec le malaxeur inférieur par deux orifices ménagés à travers sa paroi inférieure. Le malaxeur inférieur, à axe horizontal, avait 1 mètre de diamètre et 2m,30 de long. Il ne semble pas que les malaxeurs doubles présentent de bien grands avantages au point de vue de l'homogénéité du produit.

Les malaxeurs verticaux, sont encore les plus répandus, à cause de leur simplicité d'installation. On leur donne des dimensions assez variées; à l'usine d'Andenne, par exemple, un appareil de ce genre avait 0m,90 de diamètre et 1m,90 de hauteur; il passait environ une tonne à l'heure. Les dimensions de 1 mètre de diamètre et de 2m,50 de hauteur sont assez fréquentes. Elles correspondent à l'élaboration de 6 à 10 tonnes de pâte par journée de dix heures et à une consommation de force motrice s'élevant à 6 chevaux environ.

Dans les installations récentes, on rencontre plutôt le type à axe horizontal.

Pour rendre les pâtes tout à fait homogènes, on considérait autrefois le *pourrissage* comme indispensable. Cette opération consistait à empiler les ballots de pâte, venant de subir le marchage ou le malaxage, dans des caves ou du moins dans les halles bien closes et à les y laisser séjourner de huit jours à trois mois. On les soumettait ensuite de nouveau à un marchage ou à un malaxage.

On admettait que le pourrissage donnait à la pâte une plus grande plasticité, sans justifier cette opinion par des arguments bien concluants. On parlait bien d'une fermentation plus ou moins hypothétique que le pourrissage aurait fait subir aux matières organiques contenues dans l'argile, mais la réalité de cette fermentation n'a jamais été établie. Il est probable que le pourrissage contribuait simplement à régulariser la répartition de l'humidité dans la masse. Un malaxage fait avec soin donne, sans perte de temps, des résultats équivalents; la plasticité de la pâte n'a d'ailleurs plus la même importance qu'autrefois, puisque le moulage des creusets se fait à la presse. Aussi le pourrissage a-t-il disparu des ateliers de produits réfractaires annexés aux usines à zinc.

Le malaxage mécanique coûte environ 1 fr. 50 par tonne de matières sèches; le marchage donnait lieu à une dépense au moins double.

MOULAGE A LA MAIN

Le moulage à la main est resté en usage dans les usines silésiennes; on admet dans ces usines, sans raisons bien concluantes, que la fabrication des grands moufles ne serait pas réalisable par étirage. On continue à employer des moules en bois, formés de sections s'assemblant à tenons et à mortaises (p. 203). L'accroissement des dimensions des moufles, leur longueur surtout, a motivé naturellement une certaine augmentation des prix de façon; pour des moufles de 1m,80 de long, ces prix varient entre 0m.k,72, et 0m.k,90, c'est-à-dire entre 0fr.90 et 1fr.10 par pièce. Le prix de revient de la pâte réfractaire, moulée en moufles et séchée, est de 20 à 25 francs par tonne dans les usines silésienne

©BIU Santé

Pour la confection des moufles de section moyenne, tels qu'on les emploie dans certaines usines de la région rhénane, les procédés de moulage à la main ont persisté pendant longtemps. En 1885, l'usine de Birkengang (Eschweiler) employait encore pour la fabrication de ses moufles, ayant $0^m,285$ sur $0^m,17$ intérieurement, le moulage sur cintres mobiles, dans des conditions qui ne différaient pas sensiblement de celles décrites par Rivot en 1846 (p. 265); un ouvrier faisait par ce procédé six à sept pièces par jour. Aujourd'hui les moufles de cette dimension se fabriquent couramment au moyen de la presse Dor.

Le moulage des tubes belges et des condenseurs rhénans continue, au contraires, à se faire à la main. En ce qui concerne les tubes belges, le procédé de fabrication décrit précédemment (p. 321) est resté en usage sans modification. Il est d'ailleurs très rapide, car il permet à un ouvrier de fabriquer 100 tubes par jour.

La fabrication des condenseurs silésiens ou rhénans est une opération plus compliquée ; elle s'effectue en appliquant deux plaques de pâte réfractaire sur un mandrin correspondant au vide intérieur du condenseur, puis en les soudant bord à bord, une fois l'enroulement effectué.

L'opération est très simple pour les allonges qui présentent un évasement uniforme vers une de leurs extrémités, comme la plupart des allonges silésiennes; elle l'est un peu moins quand la forme est cylindrique, ou même renflée au milieu, comme dans le type des condenseurs rhénans. Dans ce cas, il faut, pour rendre le démoulage possible, décomposer le mandrin en deux ou trois pièces que l'on retire successivement. La division du mandrin en trois parties a été décrite et figurée par Balling (*Metallhüttenkunde*, fig. 283); elle est peu usitée dans la pratique. D'ordinaire le mandrin se compose de deux pièces seulement, l'une principale, qui occupe la position inférieure pendant le travail de moulage, l'autre correspondant au renflement de l'allonge. La première est munie d'une poignée qui permet de la faire glisser facilement dans le sens longitudinal ; la deuxième est, ou bien simplement posée sur la première, ou bien assemblée avec celle-ci par un tenon longitudinal entrant dans une mortaise (fig. 236).

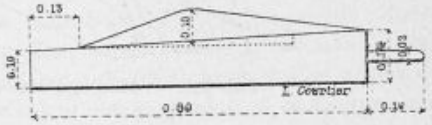


Fig. 236. — Mandrin en deux pièces pour moulage de condenseurs.

Pour fabriquer un condenseur, on commence par battre une masse de pâte de manière à lui donner la forme ci-contre (fig. 237), puis, au moyen d'un fil de laiton muni de deux poignées, on découpe cette masse en une série de tranches horizontales ayant une épaisseur de $0^m,015$ à $0^m,02$, suivant les cas. On obtient ainsi des plaques de pâte représentant, avec une certaine déformation, le développement d'une moitié de la surface du condenseur.

On pose une de ces plaques sur la table de travail, saupoudrée préalablement de ciment pulvérisé, on saupoudre de même sa face supérieure, on la bat un peu pour égaliser sa surface, puis on l'enroule dans la position P (fig. 238) autour de la partie principale M du mandrin N. Une fois l'application faite à la main, on pose l'ensemble sur deux pièces de bois, dites *liteaux* (L, L, fig. 238), qui sont

©BIU Santé

creusées sur une face suivant le profil extérieur du condenseur et calent le système des deux côtés de manière à le maintenir dans une position bien verticale (fig. 238). L'ouvrier met alors en place la partie du mandrin qui correspond au renflement du condenseur, applique par-dessus une autre plaque de pâte préparée à l'avance et saupoudrée sur sa face inférieure de ciment pulvérisé. Il raccorde les bords des deux plaques avec un battoir mouillé, applique bien la pâte sur le mandrin avec ce battoir et lisse enfin sa surface avec les mains. Il termine en rognant au couteau la pâte qui dépasse la longueur prévue pour l'allonge. Dans le cas où l'extrémité antérieure du condenseur doit avoir une forme bien cylindrique pour permettre l'emmanchement direct de l'étouffoir, on l'arrondit au moyen d'un outil spécial (fig. 239), formé d'un noyau cylindrique et d'une enveloppe concentrique en zinc, ouverte et un peu évasée du côté opposé à la poignée.

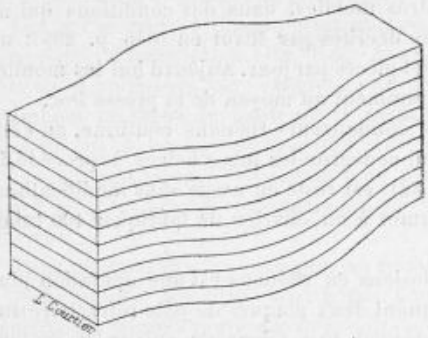


FIG. 237. — Masse de pâte préparée pour le moulage de condenseurs.

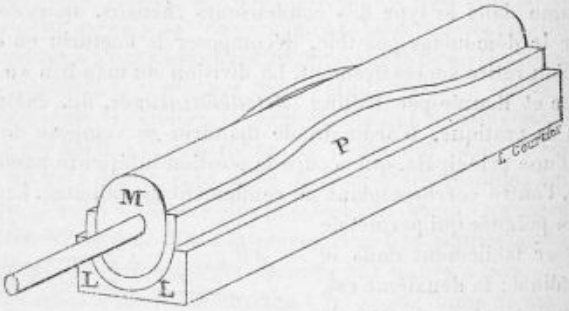


FIG. 238. — Moulage d'un condenseur sur mandrin.

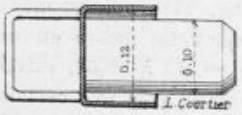


FIG. 239. — Moule pour finissage des bouts de condenseurs.

On retire l'élément principal du mandrin en lui imprimant un mouvement de glissement longitudinal; on fait ensuite descendre la deuxième pièce dans le vide intérieur de l'allonge et on la fait sortir par le grand orifice de celle-ci.

Les condenseurs sont séchés à une température modérée, qui ne dépasse pas 25° en général.

Un bon ouvrier en fabrique 30 par jour en moyenne.

Le prix de façon varie entre 0 fr. 10 et 0 fr. 15; le prix de revient total, entre 0 fr. 30 et 0 fr. 40, suivant les dimensions.

La durée des condenseurs est d'une dizaine de jours en moyenne.

©BIU Santé

FABRICATION DES CREUSETS PAR FORAGE

La fabrication mécanique des creusets à zinc se fait par deux méthodes fort différentes, le forage et l'étirage à la presse.

Le premier procédé est le plus ancien en date ; il a été breveté par la Société de la Vieille-Montagne, le 22 octobre 1853 (brevet français n° 9818). Il est plus spécialement approprié à la fabrication des creusets cylindriques, seuls en usage à cette époque.

Sur la surface intérieure d'un moule cylindrique en fonte B (*fig.* 240) dont le vide intérieur représente la forme extérieure du creuset, on applique une toile mouillée, destinée à empêcher toute adhérence ; puis on tasse de la pâte réfractaire dans l'intérieur jusqu'à remplissage complet et on la pilonne mécaniquement jusqu'à ce qu'elle soit devenue bien compacte. On recouvre le moule d'un couvercle H, percé d'un trou circulaire ayant un diamètre un peu supérieur au diamètre intérieur du creuset ; puis, par cet orifice, on fait descendre une tarière E, animée d'un mouvement de rotation qui lui est transmis par un arbre horizontal et par des roues d'angle G et G'. La roue G' porte un goujon, qui peut glisser dans une rainure verticale, ménagée sur la tige de la tarière ; cette dernière pièce se trouve ainsi entraînée constamment par la roue, quelques déplacements verticaux qu'on puisse lui faire subir.

Elle s'enfonce par son propre poids dans la masse de pâte ; les copeaux qu'elle détache en tournant sortent par l'orifice supérieur du moule.

Une fois le forage suffisamment avancé pour ne laisser au fond du creuset que son épaisseur normale, on relève la tarière pour la faire sortir du moule. A cet effet, la tige de cet outil est suspendue, à sa partie supérieure, à une traverse horizontale M au moyen d'un collet qui lui permet de tourner librement. Cette traverse est supportée elle-même par deux crémaillères verticales DD, situées symétriquement de part et d'autre, convenablement guidées et commandées par deux pignons calés sur un arbre horizontal N. Un embrayage P et un jeu de roues d'angle permettent de mettre à volonté les pignons D, D en mouvement, au moyen des poulies C, C et d'une transmission par courroie. En faisant agir l'embrayage, on relève la tarière au haut de sa course, on déplace latéralement le moule qui contient le creuset terminé, on lui substitue un autre moule, plein de terre pilonnée, et on recommence l'opération.

Pour faciliter la substitution des moules les uns aux autres, on les pose sur un chariot A, pouvant se déplacer sur une voie ferrée qui passe au-dessous de l'appareil de forage. Cette disposition permet d'exécuter des creusets elliptiques : pour cela il suffit de donner au moule et à l'orifice supérieur du couvercle des sections elliptiques correspondant aux sections extérieure et intérieure du creuset et de donner à la tarière un diamètre sensiblement égal à la largeur intérieure de celui-ci. On place d'abord cette tarière à une des extrémités du grand axe de la section intérieure et on s'en sert pour forer une cavité cylindrique ; puis on la ramène au haut de sa course, et on achève le forage par

©BIU Santé

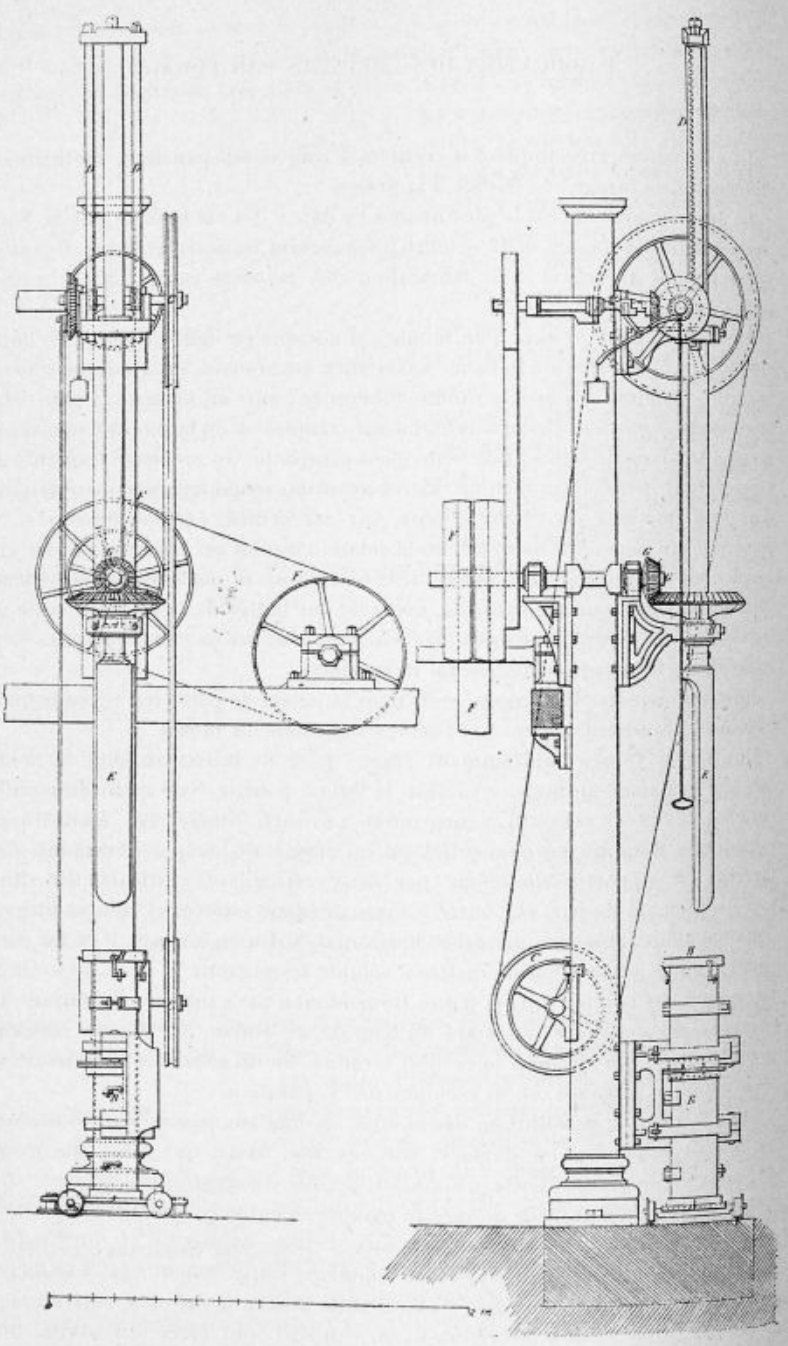


Fig. 240. — Machine à forer les creusets.

©BIU Santé

passes successives en déplaçant le chariot porteur dans une direction parallèle au grand axe de la section horizontale du moule.

Une fois le creuset ébauché à la tarière, on le termine en le lissant intérieurement à la main, au moyen de mandrins en bois, convenablement mouillés.

Pour démouler, il suffit d'ouvrir, suivant une génératrice, le moule, qui est divisé en deux pièces suivant un plan vertical.

Cette méthode de fabrication permet d'employer des pâtes moins plastiques que celles usitées pour le moulage à la main. Ces pâtes tiendront par exemple 18 0/0 d'eau au lieu de 21 ; on peut en outre faire entrer dans leur composition une proportion plus élevée d'éléments siliceux. Le moulage à la presse est susceptible de donner des résultats encore plus satisfaisants, soit au point de vue de la réduction de plasticité des pâtes, soit à celui de l'augmentation de compacité de celles-ci. Cependant la pratique de l'usine d'Angleur, où l'on emploie simultanément les deux méthodes de fabrication, ne fait pas ressortir de différences bien appréciables entre les durées moyennes de service des creusets obtenus par l'une ou par l'autre.

L'appareil d'Angleur peut fabriquer 140 creusets par journée de dix heures avec un personnel de 7 ouvriers et 12 moules de rechange.

FABRICATION DES CREUSETS PAR COMPRESSION ET ÉTIRAGE

Fabrication des creusets par étirage. — Dans la région ouest des États-Unis (Kansas, Missouri et Illinois), les creusets sont fabriqués mécaniquement, au moyen d'un appareil analogue à celui qui sert à obtenir les tuyaux de drainage.

La compression de la pâte est obtenue au moyen d'un malaxeur à axe vertical, ouvert à sa partie supérieure et se resserrant progressivement à sa base, de manière à se raccorder avec une filière qui donne le profil du creuset, à l'état cru. Le noyau de cette filière est tantôt suspendu à une tige prolongeant l'arbre du malaxeur, tantôt relié à la paroi extérieure par des bras droits ou courbes. Ce deuxième système présente plus de garanties de solidité, mais il provoque la formation de solutions de continuité qui peuvent donner lieu à des fentes ; le tracé courbe des bras atténue cet inconvénient dans une certaine mesure. La suspension à une tige axiale ne résout pas, d'ailleurs, la difficulté d'une manière complète, car la tige elle-même doit être soutenue par des bras, tout comme l'arbre du malaxeur ; seulement elle reporte à une distance plus grande de la filière l'origine des solutions de continuité et donne plus de garanties en faveur de leur soudure par compression.

Le tube obtenu par étirage vient s'appuyer sur un piston équilibré, mobile dans un moule cylindrique un peu plus large que la filière et placé au-dessous de celle-ci. Dans certaines usines, le moule ne sert qu'à soutenir le creuset pendant l'étirage et le transport aux séchoirs. Dans d'autres, il est formé de trois secteurs en bois, non jointifs, maintenus en place par des frettes en fer ; des baguettes en bois sont intercalées dans l'intervalle des secteurs. Elles

©BIU Santé

doivent rester en place, ainsi que les frettes, pendant la première période de séchage du creuset, c'est-à-dire pendant deux ou trois jours : les secteurs principaux sont au contraire enlevés immédiatement (W. R. Ingalls, *The metallurgy of zinc*, p. 236).

Le tube sortant de la filière est coupé à longueur au moyen d'un fil de laiton, et transporté, à l'intérieur du moule, à quelque distance; on applique sur une de ses extrémités un disque de pâte, de $0^m,125$ d'épaisseur, destiné à former le fond du creuset, et on effectue la soudure avec tout le soin possible. On démonte alors le moule, dans les conditions qui viennent d'être indiquées; le séchage s'effectue à l'air pendant une dizaine de jours, puis dans une étuve pendant une cinquantaine de jours au moins.

Ce système de fabrication est imparfait, mais économique, la machine nécessaire ne coûte guère que 5.500 à 6.000 francs tout installée; elle permet de fabriquer quatre-vingts creusets par jour, avec un personnel composé d'un chef ouvrier et de deux aides. Ce sont des raisons d'économie qui le maintiennent en usage dans l'ouest des États-Unis.

Fabrication des creusets à la presse Dor. — La fabrication des creusets à zinc par étirage de ballots de pâte réfractaire a été brevetée en 1872 par M. Dor, directeur de l'usine à zinc d'Antheit (brevet français n° 96035, du 24 juillet 1872).

Elle comprend deux parties bien distinctes : la préparation du ballot et son étirage.

Préparation du ballot. — Pour obtenir un creuset dont les parois soient bien exemptes de fissures ou de défauts de soudure, on prend comme élément initial un ballot compact de pâte réfractaire dont le poids est supérieur d'un quart environ à celui de la pièce finie.

La pâte doit être moins humide que celle destinée au moulage à la main, ou même au forage à la machine; une proportion de 15 à 16 0/0 d'eau est largement suffisante.

Dans ces conditions, la diminution du volume de la pâte par l'effet de la compression est de 14 0/0 en moyenne.

La forme du ballot est celle d'un cylindre dont le diamètre est un peu inférieur à celui du cylindre de la presse d'étirage et dont la hauteur varie suivant le poids à obtenir. Le diamètre est ordinairement de $0^m,50$ et la hauteur de $0^m,60$ environ.

La méthode la plus simple pour préparer le ballot consiste à employer un puissant malaxeur à axe vertical, dont les parois présentent à leur partie inférieure une convergence régulière jusqu'à l'orifice d'évacuation; le ballot sort avec un diamètre égal à celui de cet orifice et est coupé à longueur au moyen de fils de laiton montés sur un cadre à rabattement.

Cette solution, fort rationnelle, exige une grande consommation de force motrice au malaxage. Le plus souvent on préfère découper la pâte, à sa sortie du malaxeur, en pains de 20 à 25 kilogrammes dont on agglomère un certain nombre pour former un ballot.

©BIU Santé

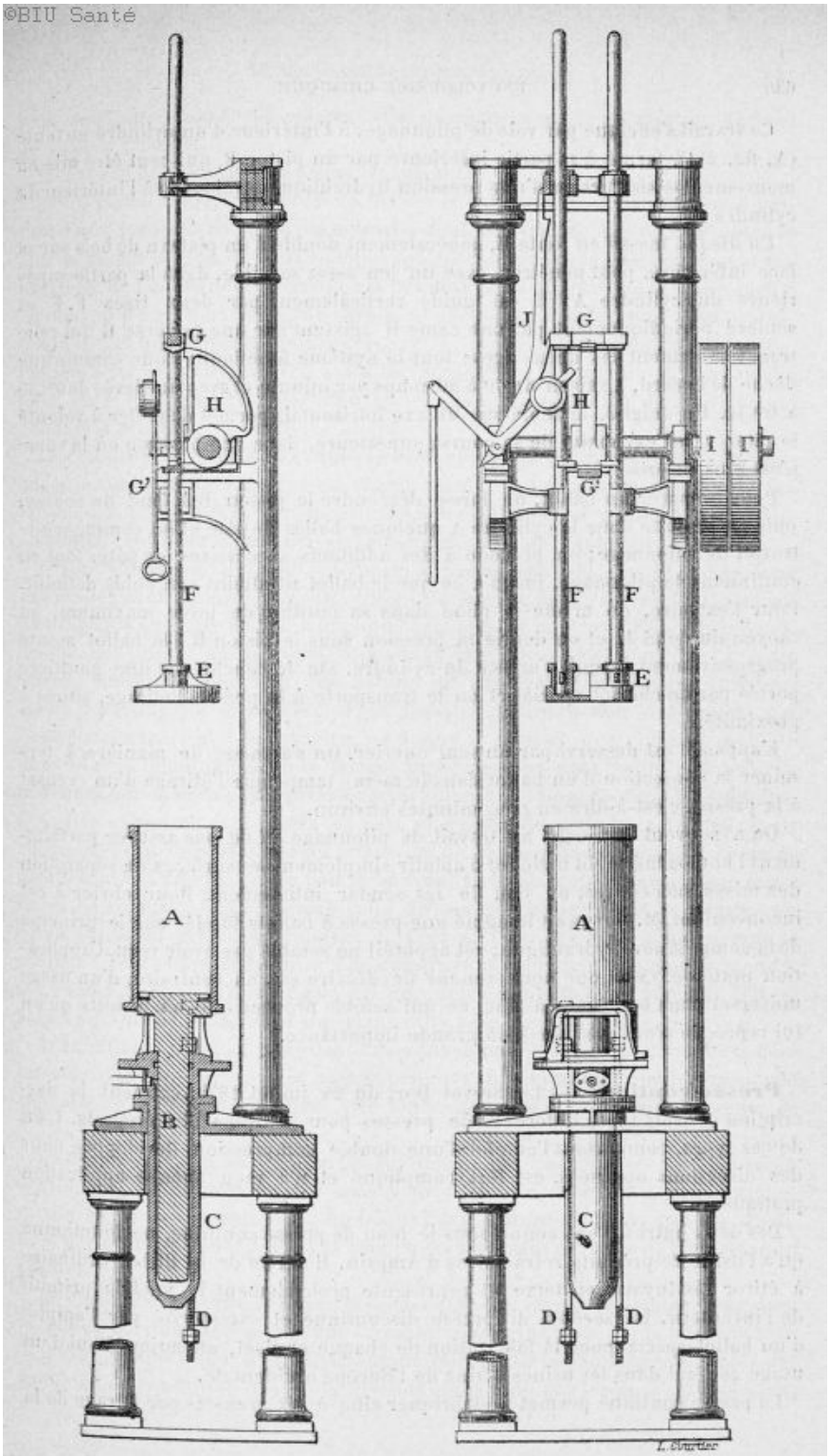


Fig. 241. — Presse à ballots (système Dor).

©BIU Santé

Ce travail s'effectue par voie de pilonnage, à l'intérieur d'un cylindre en fonte (A, fig. 241), fermé à sa partie inférieure par un piston B, qui peut être mis en mouvement sous l'action d'une pression hydraulique développée à l'intérieur du cylindre C.

Un disque massif en fonte E, généralement doublé d'un plateau de bois sur sa face inférieure, peut pénétrer, avec un jeu assez sensible, dans la partie supérieure du cylindre A; il est guidé verticalement par deux tiges F, F et soulevé périodiquement par une came H agissant sur une traverse G qui relie transversalement les deux tiges; tout le système fonctionne donc comme une flèche de bocard, à raison de 70 à 80 coups par minute et avec une levée de $0^m,35$ à $0^m,40$. Un doigt J, articulé sur un axe horizontal, permet d'arrêter à volonté le pilon vers l'extrémité de sa course supérieure, dans une position où la came n'est plus en prise.

Pour préparer un ballot, on laisse descendre le piston B à fond de course, puis on projette dans le cylindre A quelques balles de pâte et on commence le travail de pilonnage; on procède à des additions successives de pâte, tout en continuant le pilonnage, jusqu'à ce que le ballot ait atteint son poids définitif. Pour l'extraire, on arrête le pilon dans sa position de levée maximum, au moyen du doigt J, et on donne la pression sous le piston B : le ballot monte progressivement jusqu'à l'orifice du cylindre. On le couche sur une gouttière portée par un chariot spécial et on le transporte à la presse d'étirage, située à proximité.

L'appareil est desservi par un seul ouvrier. On s'arrange de manière à terminer la confection d'un ballot dans le même temps que l'étirage d'un creuset à la presse, c'est-à-dire en cinq minutes environ.

On a souvent reproché au travail de pilonnage de ne pas assurer parfaitement l'homogénéité du ballot et d'aplatir simplement les surfaces de séparation des mises successives, au lieu de les souder intimement. Pour obvier à cet inconvénient, M. Dor avait imaginé une presse à ballots fondée sur le principe de la compression hydraulique; cet appareil ne semble pas avoir reçu d'application pratique. Celui que nous venons de décrire est, au contraire, d'un usage universel dans les usines à zinc, ce qui semble prouver que les défauts qu'on lui reproche n'ont pas une bien grande importance.

Presse continue. — Le brevet Dor, du 24 juillet 1872, contient la description de trois types différents de presses pour l'étirage des creusets. L'un de ces types, comportant l'emploi d'une double compression, développée dans des directions opposées, est fort compliqué et n'a reçu aucune application pratique.

Des deux autres, l'un, connu sous le nom de presse continue, ne fonctionne qu'à l'usine de produits réfractaires d'Ampsin. Il dérive de la filière ordinaire à étirer les tuyaux en terre et représente probablement le modèle primitif de l'inventeur. Le second, dit presse discontinue et caractérisé par l'emploi d'un ballot spécial pour la fabrication de chaque creuset, est aujourd'hui d'un usage général dans les usines à zinc de l'Europe occidentale.

La presse continue permet de fabriquer cinq à six creusets par étirage de la

©BIU Santé

pâte, sans autres interruptions que celles nécessitées par la préparation du fond de chaque creuset.

L'appareil se compose des éléments suivants :

1° Un piston B (fig. 242) servant à opérer le refoulement de la pâte, sous l'action d'une pression hydraulique agissant dans le cylindre A, pression obtenue elle-même au moyen de deux pompes foulantes actionnées alternativement par un levier de commande. Ce levier est conduit par l'intermédiaire d'une bielle, au moyen d'une manivelle sur l'arbre de laquelle est calée une poulie commandée par une courroie entraînée par la transmission générale de l'usine. Pour arrêter le mouvement, il suffit de faire passer la courroie sur une poulie folle, en se servant à cet effet d'un levier placé sous la main de l'ouvrier qui conduit la presse.

La conduite de refoulement qui relie les pompes à la presse porte une soupape de sûreté dont la charge est réglée suivant la pression maximum à développer. Les pompes et la soupape sont placées à l'intérieur d'une bâche en tôle, emmagasinant l'eau nécessaire au fonctionnement de l'appareil ;

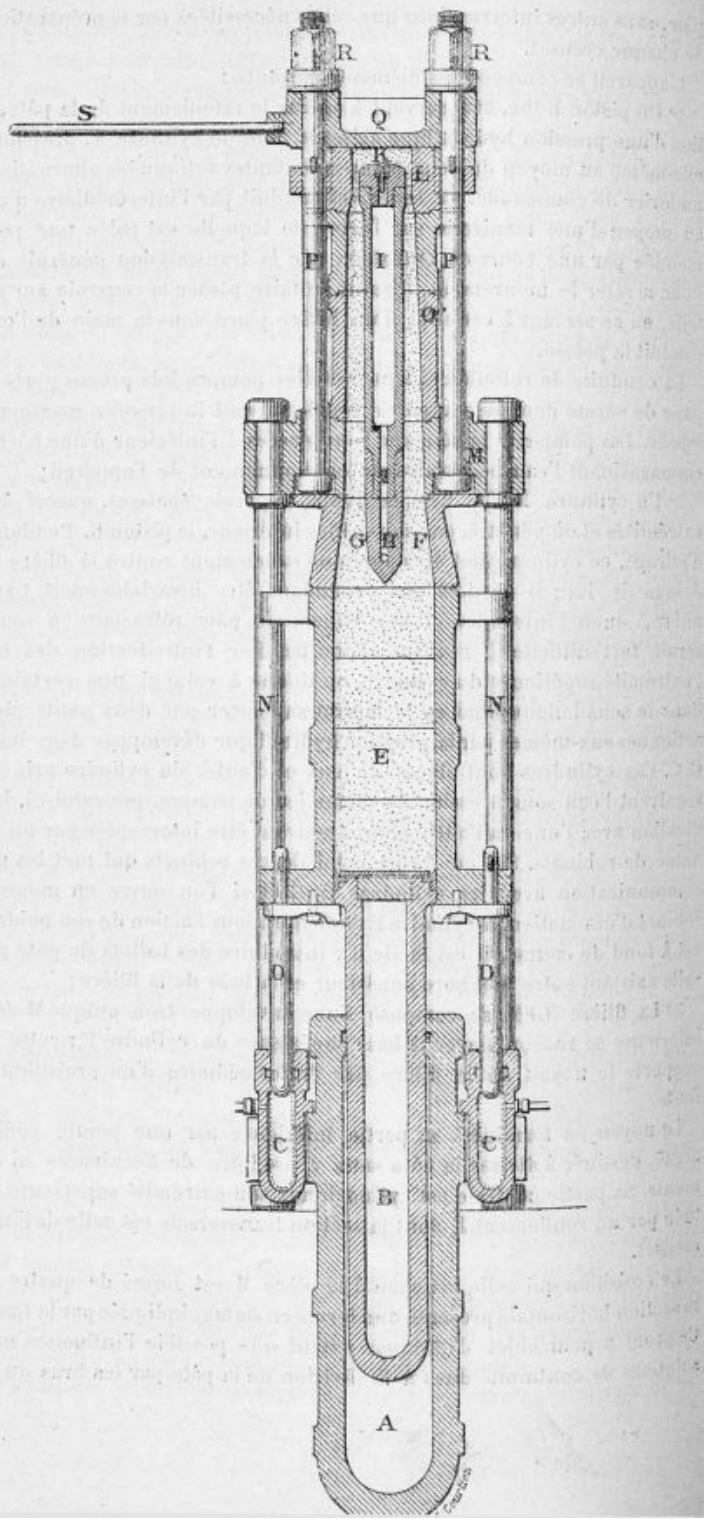
2° Un cylindre E (fig. 242), en fonte, à parois épaisses, ouvert à ses deux extrémités et où pénètre, par son orifice inférieur, le piston B. Pendant le travail d'étirage, ce cylindre doit être appliqué exactement contre la filière placée au-dessus de lui ; il ne doit pas cependant être invariablement fixé à cette filière, sinon l'introduction des ballots de pâte réfractaire à son intérieur serait fort difficile à réaliser. Pour faciliter l'introduction des ballots par l'extrémité supérieure du cylindre, on donne à celui-ci une certaine mobilité dans le sens longitudinal en le faisant supporter par deux petits pistons O, O, actionnés eux-mêmes par la pression hydraulique développée dans les cylindres C, C. Ces cylindres sont placés de part et d'autre du cylindre principal A ; ils reçoivent l'eau sous pression du même jeu de pompes que celui-ci, la communication avec l'une ou l'autre pompe pouvant être interceptée par un jeu convenable de robinets. Si l'on ferme celui de ces robinets qui met les pompes en communication avec les cylindres C, C et si l'on ouvre en même temps le robinet d'évacuation, le cylindre E descendra sous l'action de son poids ; quand il est à fond de course, il est facile d'y introduire des ballots de pâte par l'intervalle existant entre son bord supérieur et la base de la filière ;

3° La filière (GFM) se compose d'une enveloppe tronconique M dont la base inférieure se raccorde avec la base supérieure du cylindre E ; cette enveloppe supporte le noyau de la filière par l'intermédiaire d'un croisillon venu de fonte.

Le noyau se termine à sa partie inférieure par une pointe conique assez aiguë, destinée à diviser la pâte sans y produire de déchirures ni d'arrachements. Sa partie centrale est cylindrique ; son extrémité supérieure est constituée par un renflement J, dont la section transversale est celle de l'intérieur du creuset.

Le croisillon qui relie le noyau à la pièce M est formé de quatre bras dont la section horizontale présente une forme en zigzag, indiquée par la figure 242 *bis*. Ce profil a pour objet d'atténuer autant que possible l'influence nuisible des solutions de continuité dues à la division de la pâte par les bras du croisillon,

©BIU Santé



©BIU Santé

au cours de l'étirage. Au lieu d'être planes et perpendiculaires aux parois, les solutions de continuité forment des surfaces ondulées, très obliques par rapport à ces parois; la pression développée au moment du passage par la filière tend à provoquer leur soudure.

Le noyau est creux, et sa cavité intérieure communique avec l'atmosphère par un canal H ménagé dans l'épaisseur de l'un des bras du croisillon (fig. 242). Cette cavité est également mise en communication avec l'extérieur par un orifice pratiqué dans la paroi supérieure du noyau; mais l'orifice en question est tenu normalement fermé par une soupape conique, bien arasée extérieurement; la levée de la soupape doit se produire sous l'influence d'une faible différence de pression.

Cette disposition a pour objet de permettre le décollement du fond du creuset, qui se trouve appliqué exactement sur la tête du noyau au moment où commence l'étirage des parois latérales.

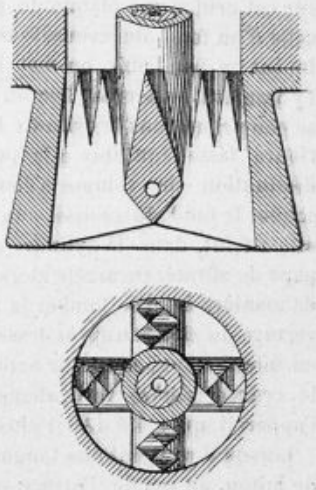


Fig. 242 *bis*. — Presse continue à creusets (système Dor). — Détails du support du noyau de la filière.

4° La partie extérieure de la filière est formée de trois pièces tronconiques en fonte, dont les parois internes se resserrent assez brusquement en L, au niveau du renflement supérieur J du noyau, de manière que leur section horizontale à ce niveau représente le profil extérieur du creuset.

5° Immédiatement au-dessus de la paroi supérieure du noyau, à un intervalle de cette paroi correspondant à l'épaisseur à obtenir pour le fond du creuset, se trouve un chapeau en fonte Q, terminé à sa partie inférieure par une surface plane et profondément évidé par dessus. Ce chapeau est relié à la filière par deux forts boulons, P, P'. Il peut tourner autour de l'un de ces boulons; l'autre sert au contraire à le fixer dans une position déterminée. A cet effet, le chapeau présente d'un côté une encoche profonde formant logement pour le boulon P'; quand ce boulon est engagé à fond dans l'encoche, le serrage de son écrou R' suffit pour immobiliser la pièce. En desserrant cet écrou et en faisant tourner, au moyen d'un levier S, le chapeau dans le sens horizontal, autour du boulon P comme axe, on dégage l'orifice supérieur de la filière, de manière à permettre l'étirage du creuset à travers celle-ci.

Au cours de cet étirage, le creuset tend à s'élever parallèlement à l'axe de l'appareil, c'est-à dire verticalement, mais il pourrait subir une légère déviation latérale sous l'influence de causes perturbatrices quelconques. Pour éviter tout accident de ce genre, on se sert d'un plateau muni de rebords embrassant le fond du creuset et guidé lui-même par une tige assujettie à se mouvoir dans le sens vertical; cette tige est équilibrée de manière à faciliter les déplacements (voir Pl. XXV).

©BIU Santé

Lorsque l'on veut mettre en train une presse continue, il faut d'abord remplir la filière de pâte réfractaire. A cet effet on abaisse le cylindre E, on y introduit par son orifice supérieur un nombre convenable de ballots, puis on met les pompes en marche pour donner la pression dans le cylindre A, le chapeau étant dans la position d'ouverture. Au bout d'un certain temps, on voit la pâte déborder l'orifice supérieur de la filière. Après avoir arrêté les pompes, on applique sur cet orifice une plaque de pâte ayant une épaisseur un peu supérieure à celle d'un fond de creuset; on la soude à la main avec la pâte refoulée, on la bat un peu, puis on met le chapeau dans la position de fermeture et on l'y assujettit en serrant l'écrou R'. On remet les pompes en mouvement; la terre se comprime dans le cylindre E et dans la filière jusqu'à ce que la tension intérieure fasse équilibre à la pression développée sous le piston B, après une diminution de volume s'élevant à 14 0/0 environ. La pression achève de souder le fond du creuset aux parois latérales. Au bout de quelques instants, elle atteint, dans le cylindre A la valeur correspondant à la levée de la soupape de sûreté. On arrête alors les pompes ; on desserre la soupape d'évacuation de manière à faire tomber la pression dans le cylindre A et à permettre l'ouverture du chapeau après desserrage de l'écrou R'. Cela fait, on remet les pompes en mouvement; sous leur action, le piston B refoule la pâte à travers la filière; le creuset s'élève verticalement, guidé dans son mouvement d'ascension par l'appareil qui a été décrit plus haut.

Lorsqu'il a atteint une longueur convenable, on le coupe, au moyen d'un fil de laiton, au ras de l'orifice supérieur de la filière, après avoir préalablement arrêté les pompes. On le couche sur une gouttière portée par un chariot spécial et on le conduit au séchoir.

Le travail recommence alors comme précédemment, avec cette différence que la période de remplissage de la filière est supprimée. Pour commencer la fabrication d'un deuxième creuset, on peut immédiatement souder une plaque, destinée à former le fond, avec les bords du tube de pâte affleurant à l'orifice de la filière, et recommencer la série des opérations décrites ci-dessus.

Si le noyau de la filière était plein, le fond du creuset, énergiquement appliqué par la pression contre la surface supérieure de ce noyau, ne pourrait s'en décoller et se déchirerait invariablement au moment de l'étirage. En ménageant, à l'intérieur du noyau, un vide en communication avec l'air extérieur et, dans le fond supérieur du noyau, un orifice tenu normalement fermé par une soupape s'ouvrant de dedans en dehors, on évite ce genre d'accidents. Au moment où le fond du creuset tend à se décoller du noyau, la soupape se lève et laisse rentrer l'air entre les surfaces en contact ; le mouvement d'ascension peut s'opérer sans résistance.

La pression de l'eau sous le piston B est ordinairement de 250 kilogrammes par centimètre carré, ce qui correspond, avec les sections adoptées, à une pression d'environ 100 kilogrammes par centimètre carré de section du cylindre principal.

Un personnel de quatre hommes est occupé à la confection des ballots et au service de la presse; il était payé, il y a une quinzaine d'années, sur la base de 0 fr. 10 par creuset elliptique et de 0 fr. 08 par creuset rond.

©BIU Santé

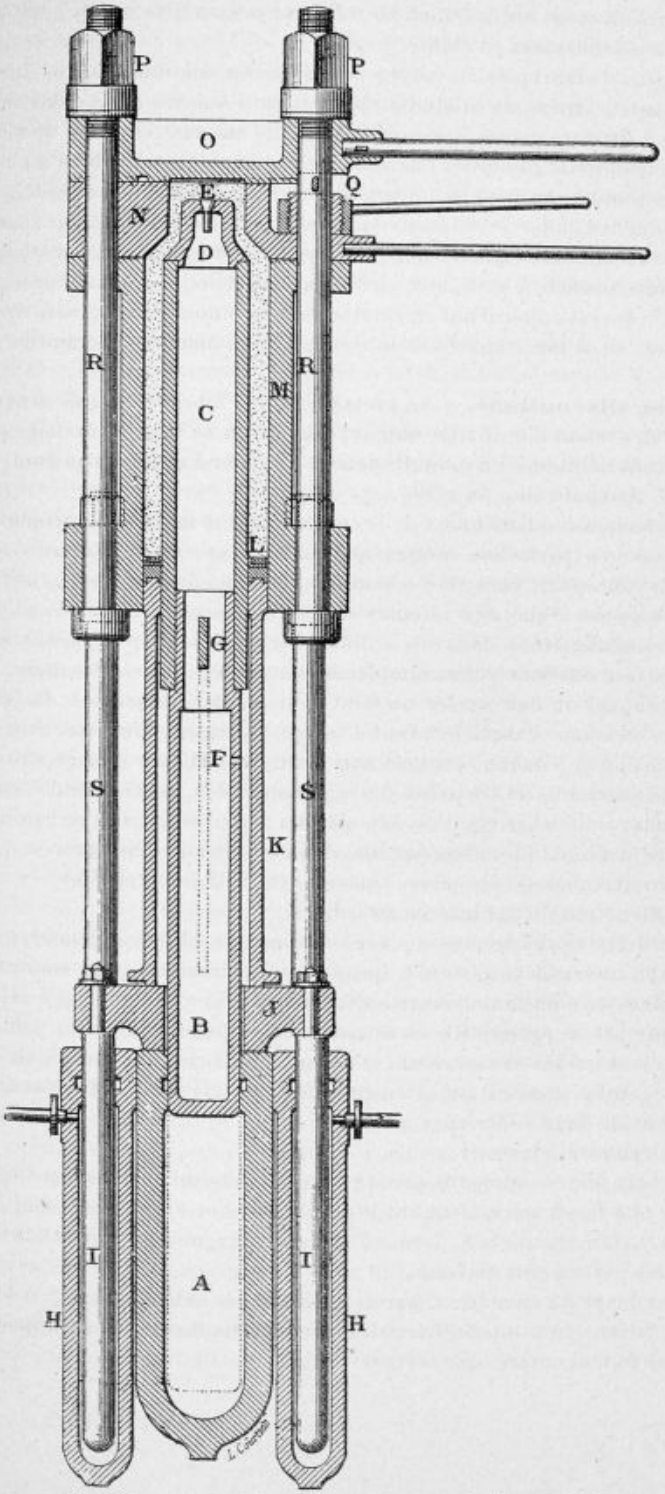


FIG. 243. — Presse discontinue à creusets (Système Dor).

©BIU Santé

La fabrication est normalement de 150 creusets en dix heures ; elle pourrait dépasser sensiblement ce chiffre.

Les creusets fabriqués au moyen de la presse continue sont d'une qualité satisfaisante ; l'usine de produits réfractaires d'Ampsin en a livré un grand nombre à diverses usines à zinc. Cependant, l'on peut craindre que les solutions de continuité produites dans la pâte par le passage des bras du croisillon et par la soudure du fond avec les parois ne se soudent pas complètement sous la pression de la filière. Cet inconvénient est peut-être hypothétique ; néanmoins on doit reconnaître que le deuxième type de presse Dor, à fonctionnement discontinu, possède à cet égard, en théorie du moins, certains avantages. C'est ce modèle qui est aujourd'hui en service dans la plupart des usines à zinc, même à Angleur, où il fonctionne à côté de l'ancienne machine opérant par forage.

Presse discontinue. — La presse continue fabrique chaque creuset séparément en partant d'un ballot unique ; son action ne tend à développer dans la pâte aucune solution de continuité venant s'ajouter à celles qui peuvent résulter du mode de confection du ballot.

Les principes fondamentaux de la construction et du fonctionnement de cette presse sont en partie les mêmes que pour la presse discontinue; les deux appareils ont pour caractère essentiel l'emploi de la pression hydraulique pour comprimer d'abord et refouler ensuite à travers une filière la pâte préalablement emmagasinée dans un cylindre vertical à parois épaisses en fonte. Mais la presse continue donne simplement un tube en terre réfractaire, sur l'extrémité duquel on doit souder un fond pour obtenir un creuset; la presse discontinue ébauche d'abord le creuset par refoulement d'un mandrin dans la pâte du ballot et l'amène ensuite à son profil définitif par étirage entre la tête du mandrin mobile et les parois d'une lunette fixée sur l'extrémité supérieure du cylindre cet étirage étant obtenu par un refoulement exercé par un piston annulaire, actionné lui-même par une double presse hydraulique.

L'appareil comprend les pièces suivantes (fig. 242 *ter* et pl. XXV) :

I. — Au niveau du sol inférieur d'usine :

1° Un grand corps de presse A reposant sur une plaque de fondation et recevant à son intérieur le piston B, qui actionne directement le mandrin C. Ces deux pièces sont en fonte creuse, de forte épaisseur;

2° Deux petites presses HI, HI actionnant une forte traverse en fonte J, convenablement guidée et supportant le piston annulaire K. La somme des sections de deux petits pistons est notablement inférieure à la section du grand piston B.

II. — A un étage supérieur :

1° Le cylindre à terre M ;

2° Le mandrin C, supporté par le piston B, et terminé à sa partie supérieure par une tête D, en acier, donnant le profil antérieur du creuset à fabriquer;

3° Un piston annulaire K, terminé par une couronne en cuivre L, surmontée elle-même par un cuir embouti.

L'assemblage du mandrin C sur le piston B est obtenu au moyen d'une clavette G, faisant un saillie suffisante pour arrêter le mouvement ascensionnel du piston en butant contre une traverse du bâti.

©BIU Santé

Pour que cette butée puisse se produire, la clavette doit traverser les parois du piston annulaire K; à cet effet on ménage dans les parois de celui-ci deux rainures verticales dans lesquelles elle se meut.

Ces rainures servent en outre à établir une communication entre l'air extérieur et l'espace compris entre les deux pistons; un orifice F, ménagé dans la paroi du cylindre principal, assure une communication analogue avec la cavité intérieure du cylindre et du mandrin. Dans ces conditions, il suffit, comme dans le cas de la presse discontinue, de réserver sur la tête du mandrin un orifice fermé par une soupape conique, s'ouvrant de l'intérieur vers l'extérieur, pour éviter le déchirement du fond du creuset au moment de l'étirage des parois latérales.

III. — Au-dessus du plancher supérieur, niveau principal de service, se trouvent la partie supérieure du cylindre à terre, la filière mobile N, et le chapeau mobile O.

La mobilité ou la fixation de ces deux dernières pièces sont obtenues de la même manière que pour le chapeau de la presse continue, c'est-à-dire par rotation autour d'un fort tirant vertical R et par serrage ou desserrage au moyen d'écrous P,Q, agissant sur des filetages tracés sur un autre tirant symétrique R'. La manœuvre de ces écrous se fait au moyen de clefs à leviers qu'on laisse ordinairement en place pendant toute la série des opérations. Pour ouvrir le chapeau, par exemple, on desserre légèrement l'écrou B, et on fait tourner la pièce d'un angle convenable autour de l'axe vertical du boulon R; pour remettre le chapeau en place et le fixer, on exécute la manœuvre inverse.

Au-dessus de l'appareil, dans le prolongement de son axe, se trouve une tige en fer, guidée verticalement et convenablement équilibrée, dont le déplacement possible est supérieur à la longueur maxima des creusets que l'on aura à fabriquer. A l'extrémité inférieure de cette tige, on fixe un disque à rebords, présentant intérieurement, avec un peu de jeu, le profil extérieur du creuset en cours de fabrication. Cette disposition, commune aux deux types de presse Dor, évite le déversement latéral des creusets au cours de leur étirage.

De même que dans le type continu, le refoulement de l'eau dans les presses hydrauliques est obtenu au moyen de deux pistons équilibrés par un levier et actionnés par une transmission que l'on peut mettre en mouvement du plancher supérieur (Pl. XXV). Des robinets règlent la distribution de l'eau refoulée, et une soupape de sûreté limite la pression maximum de cette eau. Tout le système de refoulement est installé au niveau inférieur, dans une bâche formant réservoir.

Au moment où l'étirage d'un creuset vient de se terminer, le chapeau supérieur O est ouvert, la filière N en place, le mandrin C à fond de course et le piston annulaire K très près de la même position; il reste dans l'intérieur de l'appareil une petite quantité de pâte non utilisée. On abaisse le mandrin et le piston jusque vers le milieu du cylindre, d'une quantité qui dépend de la dimension du ballot à introduire; on desserre l'écrou Q, après avoir détaché la pâte restée adhérente à la paroi interne de la filière et on fait tomber cette pâte à l'intérieur, puis on efface la filière et on enlève à la main la pâte qui reste dans le cylindre. L'opération s'exécute facilement, toutes les parois internes de l'appareil étant enduites d'huile lourde de manière à éviter l'adhérence de la

©BIU Santé

pâte. Après avoir renouvelé la couche d'huile, on introduit dans le cylindre le ballot préalablement pilonné; on remet en place la filière d'abord, le couvercle ensuite et on serre leurs écrous à fond.

On donne alors la pression hydraulique sur les trois pistons simultanément, en faisant agir les pompes foulantes; la charge de la soupape de sûreté est réglée ordinairement de manière à ce que cette pression puisse atteindre 200 kilogrammes par centimètre carré. Le mandrin et le piston annulaire montent d'abord ensemble et assez vite, puis le mandrin continue seul son mouvement d'ascension en refoulant vers le bas le piston annulaire par l'intermédiaire de la pâte. A un moment donné, la clavette du cylindre creux supportant le mandrin bute contre le bâti; la pâte est alors comprimée sous une pression qui varie entre 140 et 150 atmosphères, suivant les proportions relatives du piston et du mandrin; sous l'action d'une pression aussi considérable, ses éléments plastiques remplissent en grande partie les vides du ciment et la densité augmente; le volume apparent diminue de 14 0/0, d'après l'inventeur.

— La position des pièces est à ce moment celle de la figure 242 *ter*; le piston annulaire est arrêté à un niveau qui varie suivant le poids du ballot. La pâte, fortement comprimée, occupe une capacité totale se décomposant ainsi :

1° A la base, un cylindre creux de révolution;

2° Au-dessus de ce cylindre une zone de raccordement avec la partie engagée dans la filière;

3° Au sommet, dans la filière elle-même, le fond du creuset et les parois adjacentes, qui ont pris déjà leur profil définitif, mais sur une faible hauteur seulement.

Il faut remarquer que le tracé de ce profil et son épaisseur peuvent être quelconques, pourvu qu'aucune dimension ne soit supérieure au diamètre du cylindre inférieur. La seule difficulté est de donner aux parois intérieure et extérieure de la filière un tracé, qui assure la réduction progressive de dimensions en évitant toute déchirure de la pâte.

Pour effectuer l'étirage, on suspend la compression dans les cylindres A, H, H on desserre l'écrou P et on déplace latéralement le chapeau O, puis on donne de nouveau la pression dans les cylindres H, H. Le piston annulaire K s'élève progressivement et refoule la pâte à travers la filière; le creuset s'élève, guidé par le plateau à rebords appliqué sur son fond. Quand il a atteint une longueur convenable, on arrête l'action de la pression, on coupe la pâte avec un fil de laiton, on applique la gouttière en bois sur le creuset, fond contre fond, et on rabat l'ensemble sur le chariot amené à l'avance auprès de l'appareil. On marque sur un bord de l'orifice la date de fabrication et on envoie le creuset au séchoir.

Avec un personnel de deux ouvriers à la presse, plus un ouvrier à la confection et un autre au transport des ballots, on peut fabriquer 15 creusets à l'heure, c'est-à-dire un creuset en quatre minutes. Il est possible d'obtenir une production encore plus active; la durée d'une opération a été parfois réduite à trois minutes et demie, et la fabrication portée par suite à 172 creusets, par journée de dix heures. En moyenne, on n'obtient guère plus de dix creusets à l'heure.

©BIU Santé

Les deux ouvriers occupés à la presse sont quelquefois payés à la journée ; ils reçoivent ensemble 0 fr. 11, par exemple, par creuset fabriqué.

L'outillage d'une fabrication de creusets à la presse discontinue (presse à ballots, presse à creusets et pompes hydrauliques) représente un poids de 16 à 17 tonnes et coûte de 13.000 à 14.000 francs.

Séchage. — Le séchage des creusets terminés doit être complet, mais effectué lentement et progressivement, si l'on veut éviter des accidents au cours de la cuisson. Sa durée (p. 319) ne doit pas être inférieure à un mois ; elle est ordinairement de trois mois et s'élève parfois à huit ou dix mois dans les usines où la consommation de creusets se ralentit à un moment donné. Si l'on dépassait ce dernier chiffre, ce serait au détriment de la qualité des produits, qui finiraient par se fissurer sous l'influence d'une dessiccation trop prolongée.

Les dispositions des séchoirs et les conditions mêmes du séchage varient sensiblement d'une usine à l'autre. On fait passer les creusets soit dans trois étuves, maintenues à des températures de 25°, 35°, et 40°, soit dans quatre, maintenues à des température de 20° à 25°, 30°, 40° et 50°. Les étuves sont parfois juxtaposées horizontalement, mais le plus souvent elles sont superposées dans un bâtiment à plusieurs étages, la moins chaude étant placée à la partie supérieure. Les planchers intermédiaires sont formés de petites voûtes en briques appuyées sur des poutrelles, consolidées elles-mêmes par des colonnes en fonte si la portée est considérable ; le plancher supérieur seul, situé dans une région où la température est moins élevée, peut être supporté par des solives en bois. Le premier mode de construction présente l'avantage de donner le maximum de garanties contre les incendies, point fort important en l'espèce. Un élévateur amène directement à l'étage supérieur les creusets sortant de la presse ; on les fait ensuite descendre d'un étage à l'autre au moyen de glissières en bois. Leur durée de séjour dans la première étuve est en général d'une quinzaine de jours seulement ; dans les autres elle est de trois semaines à un mois.

Pour calculer la surface des planchers, on peut admettre un coefficient de 10 décimètres carrés par creuset de four belge.

Le chauffage des séchoirs est obtenu quelquefois au moyen de flammes perdues, mais ce système est généralement abandonné aujourd'hui parce qu'il ne donne pas des résultats assez réguliers. On préfère employer soit des calorifères Perret, soit des calorifères à vapeur, avec conduites de fonte à nervures. Le premier système est plus économique que le second, car il permet d'utiliser pour le chauffage des séchoirs des escarbilles dont la valeur est très faible ; en compensation, il semble rendre le réglage des températures un peu plus difficile. C'est cette considération qui l'a fait abandonner dans un assez grand nombre d'usines.

Le séchage fait subir aux produits réfractaires un retrait qui varie suivant la composition des pâtes et suivant la proportion d'eau employée au moulage. A Angleur, les creusets fabriqués par forage se raccourcissent de 0,057 de leur longueur, les tubes, de 0,12 ; les briques, formées d'une pâte peu plastique, de 0,045 seulement ; enfin les creusets étirés à la presse se contractent de 0,05 dans le sens longitudinal et de 0,04 dans le sens transversal.

©BIU Santé

Vernissage des creusets. — On a vu que certaines usines, peu nombreuses d'ailleurs, font entrer dans la composition de la pâte à creusets une certaine quantité de matières quelque peu fusibles, telles que des mâchefers. Cette pratique a pour objet de rendre les creusets moins perméables aux vapeurs de zinc ; elle a l'inconvénient de diminuer dans une certaine mesure leurs qualités réfractaires. Elle ne semble pas devoir être recommandée, car les pâtes comprimées et étirées à la presse sont tellement compactes que la pénétration des vapeurs dans leur masse est très limitée ; l'étude micrographique et les déterminations directes indiquées ci-dessus en ont donné une preuve suffisante.

Il en était autrement avec les pâtes moulées à la main ; ces pâtes étaient assez poreuses après cuisson et donnaient lieu à des pertes en zinc notables jusqu'au moment où les pores s'obstruaient par l'effet même de la pénétration du zinc et surtout par la formation d'un double vernis de scories, à l'intérieur et à l'extérieur. Pour éviter ces pertes, on avait songé à appliquer sur la paroi interne des creusets séchés un vernis qui les aurait rendus imperméables sans leur faire perdre leurs qualités réfractaires. A cet effet, on a eu recours à plusieurs reprises à l'emploi du sel marin ; on préparait une solution saturée de ce corps, on l'épaississait par une addition de gomme arabique et on l'appliquait au pinceau sur la paroi intérieure des creusets séchés, avant de leur faire subir la cuisson. On estimait que les frais étaient de 0 fr. 05 seulement par creuset alors que l'opération permettait de récupérer 2 kilogrammes de zinc en plus (Gatellier, *A. d. M.*, 6e sér., t. II, p. 153). Cette formule de vernissage, de même que les autres qui ont été proposées, n'est guère appliquée aux creusets fabriqués à la presse. On peut cependant citer une usine qui badigeonne extérieurement ses creusets, après séchage, avec une bouillie contenant 60 0/0 d'argile, 10 0/0 de sulfate de sodium et 30 0/0 de verre pilé. Cette pratique assurerait, dit-on, la conservation du coke entrant dans la composition de la pâte : elle a l'inconvénient d'augmenter la quantité de scories coulant sur la sole du four.

A l'extérieur, les creusets se recouvrent naturellement d'un vernis produit par la réaction sur la pâte argileuse des récipients des éléments ferrugineux provenant des cendres du combustible, entraînées elles-mêmes par le tirage. Ce phénomène est l'origine principale de la formation des scories qui ruissellent à l'intérieur des fours à zinc.

On a eu recours à l'emploi d'enduits divers, appliqués sur la paroi intérieure des creusets, pour atténuer la corrosion exercée par les éléments basiques de la charge. M. Benjamin Sadtler, de Denver (Colorado) a breveté en 1900 la combinaison suivante. Il commence par appliquer une couche d'une dissolution d'une solution de silicate de sodium à l'intérieur du creuset, puis il introduit (*The Mineral Industry*, t. IX, p. 682) dans ce récipient une quantité convenable de magnésie, de chromite, d'ilménite ou de corindon, en grains de $0^m,001$ environ et bien débarrassés de poussière fine, puis il répartit régulièrement ces éléments basiques sur la surface interne par une rotation suffisamment prolongée. La couche ainsi fixée, par adhérence sur la couche de silicate de sodium, atteindrait une épaisseur de 3 millimètres : elle protégerait pendant longtemps le creuset contre l'action du fer et du manganèse contenus dans les minerais.

©BIU Santé

On a fait des expériences à Denver pour apprécier la résistance des creusets préparés suivant le système Sadtler. Les minerais traités tenaient :

	p. 100	
Plomb	1,5 à	12,9
Fer	16	30,5
Zinc	16,5	37,5
Silice	2	9

Ils étaient assez imparfaitement grillés.

Le rendement en zinc varia de 70 à 84 0/0 ; l'importance de l'écart tenait surtout à la haute teneur des résidus, qui renfermaient de 4,2 à 8,5 0/0 de zinc avec une forte proportion de grains de fonte. Dans une campagne d'un four de 30 creusets, ayant duré 89 jours, on n'aurait eu qu'à remplacer que 10 creusets. Il faut remarquer que le chauffage avait été peu intense, autant que l'on peut en juger d'après la teneur des résidus.

L'enduit Sadtler, formé de fer chromé, coûte 1 fr. 25 environ par creuset.

Cuisson des creusets. — Une fois bien séchés, les creusets sont soumis à la cuisson, immédiatement avant emploi, et transportés à l'état incandescent dans les fours de réduction. L'opération de la cuisson a été décrite précédemment (p. 322) avec tous les détails nécessaires ; les fours employés à cet effet sont représentés par les planches X et XXIII. Ils sont ordinairement placés à l'extérieur de la halle des fours de réduction, sur un des longs côtés de celle-ci.

Prix de revient des creusets fabriqués à la presse. — Les frais de fabrication n'interviennent que pour une faible proportion dans le prix de revient total d'un creuset. Un prix de façon de 0 fr. 11, par exemple, pour un creuset pesant 70 kilogrammes à l'état sec représente 1 fr. 60 environ de frais d'étirage par tonne de pâte, avant cuisson.

Le prix des matières premières rendues à l'usine constitue l'élément principal du prix de revient.

En Belgique, les matières premières sont la terre d'Andenne et le quartzite. On peut avoir cette dernière substance, rendue aux usines, à un prix de 5 à 6 francs par tonne. La valeur de la terre réfractaire d'Andenne, prise sur les exploitations, est de 10 à 12 francs la tonne pour la première qualité, 6 francs environ pour la deuxième (*crawe*) tenant 5 à 6 0/0 de Fe^2O^3. Le transport aux usines coûte de 3 à 5 francs, suivant la distance.

Les débris de creusets triés sont estimés revenir à 7 francs environ par tonne. La valeur du coke, élément introduit fréquemment dans la composition des pâtes, subit de fréquentes variations. La main-d'œuvre employée à la fabrication des produits réfractaires coûte de 3 à 4 francs par journée de dix heures ; le combustible employé, de 11 à 12 francs la tonne en temps normal.

Dans ces conditions, les creusets séchés reviennent à 25 francs environ la tonne et sont vendus 35 à 37 francs. Les frais de cuisson varient suivant l'activité du travail, puisque la consommation de combustible reste sensiblement

©BIU Santé

constante, quel que soit le nombre des creusets chargés. Ces frais ne dépassent pas 3 francs par tonne de pâte séchée.

COMPOSITION ET PRÉPARATION DES MÉLANGES DESTINÉS A LA RÉDUCTION

Composition des mélanges. — La quantité de zinc retenue par les résidus de distillation est un des éléments principaux de la perte en métal. Elle était bien plus importante encore dans les anciennes usines, où le chauffage était moins intense et où les minerais traités contenaient souvent une proportion plus forte de silicate de zinc. Avec les minerais de Moresnet, notamment, où ce minéral était fort abondant, les résidus étaient exceptionnellement riches. Piot et Murailhe (*Ann. d. M.*, 4e sér., t. V, p. 271) citent un exemple où la teneur des résidus était de 23,3 0/0 de zinc, chiffre qui devait correspondre à une perte de 12 unités au moins sur le zinc contenu dans le minerai. D'autres fois, c'était l'imperfection du grillage de la blende qui conduisait à des résultats analogues. Aussi se préoccupait-on beaucoup, à cette époque, de faciliter par des additions basiques le déplacement de l'oxyde de zinc combiné avec la silice ou du métal associé au soufre. A Dollach, vers 1803, on ajoutait aux charges de la chaux et du carbonate de potasse; Dony, en 1809, brevetait l'emploi de la crême de tartre.

Les additions alcalines sont inefficaces quand elles sont peu importantes, comme dans les deux exemples cités ci-dessus. Si on voulait en augmenter la proportion, on risquerait de percer les parois des creusets et on s'imposerait en même temps des frais hors de proportion avec le résultat à obtenir.

La chaux est un élément basique beaucoup moins cher que les alcalis, mais son emploi présente les mêmes inconvénients pour la conservation des parois réfractaires.

L'expérience a prouvé, d'ailleurs, que l'intervention de bases énergiques n'est nullement nécessaire pour assurer la réduction complète des minerais silicatés ; une température élevée permet d'obtenir tout aussi efficacement ce résultat. La seule mesure que l'on prenne aujourd'hui, dans les usines à zinc, en vue d'abaisser la teneur des résidus de distillation, consiste à mélanger des minerais de compositions diverses de manière à obtenir, pour l'ensemble, une composition moyenne, telle que les silicates produits par la combinaison des éléments de la gangue ne soient ni trop acides, ni trop basiques.

Le réglage de la composition du mélange de minerais s'est effectué jusqu'ici d'une manière passablement empirique. Les analyses de cendres d'usine données précédemment fournissent, à ce sujet, quelques indications utiles ; il en est de même des analyses ci-dessus, extraites également du travail de M. Firket, et représentant la composition moyenne des charges, vers 1898, dans un certain nombre d'usines belges.

©BIU Santé

	A BLEYBERG	B CORPHALIE	C ANGLEUR	D BOOM	E OUGRÉE (?)	F ANTHEIT	G PRAYON	H ENGIS	I SARTS de Seilles
	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zn	47,00	46,60	43,00	41,60	45,00	53,00	49,36	50,00	46,50
Pb	3,80	6,60	1,80	5,94	8,00	6,50	5,26	5,50	7,90
Fe (+ Mn)	10,34	5,50	8,40	6,04	19,00	non dosé	9,37	8,59	10,40
Ag	0,006	0,006	0,065	0,01	0,01	Id.	0,005	non dosé	0,044
Cd	0,005	0,06	0,10	néant	non dosé	Id.	non dosé	Id.	0,215
Cu	traces	néant	0,15	non dosé	0,20	Id.	0,025	Id.	néant
S	1,08	1,80	1,50	1,76	1,20	Id.	1,28	Id.	2,95
As	traces	traces	0,05	néant	non dosé	Id.	non dosé	Id.	0,0155
Sb	Id.	néant	0,03	Id.	traces	Id.	0,05	Id.	0,035
CaO	4,00	2,80	3,50	non dosée	6,00	Id.	2,12	4,00	5,25
MgO	0,60	0,80	1,20	Id.	1,00	Id.	1,17		
SiO^2 (ou partie insoluble)	10,00	13,80	22,00	Id.	10,00	Id.	11,03	6,00	13,85

Un certain nombre de ces analyses sont incomplètes ; il n'est pas possible, d'ailleurs, de les utiliser pour calculer la composition des silicates que contiendront les résidus parce qu'on ne peut prévoir dans quelle proportion exacte s'effectuera la réduction du fer contenu. Nous ne possédons à cet égard qu'un seul point de comparaison, tiré également du travail de M. Firket ; il indiquerait une réduction portant sur le tiers environ de la teneur totale contenue dans les charges ; mais l'analyse conduisant à cette conclusion est incomplète. On peut considérer deux cas extrêmes, d'une part, celui où le fer serait complètement réduit et où la silice se combinerait uniquement avec les bases alcalino-terreuses, d'autre part, celui où le fer, sauf la fraction à l'état de FeS, passerait entièrement dans la scorie à l'état de FeO. On arrive ainsi aux valeurs extrêmes ci-dessus pour le degré d'acidité des scories contenues dans les résidus de distillation.

RAPPORT des quantités d'oxygène	A	B	C	E	G	H	I
—	—	—	—	—	—	—	—
$\frac{SiO^2}{CaO + MgO}$	3,6	5,3	6,8	2,3	4,4	2,6 (?)	4,2 (?)
$\frac{SiO^2}{CaO + MgO + FeO}$	1,4	3,6	3,5	0,8	1,7	1,04 (?)	2,3 (?)

Il est difficile de tirer une conclusion précise de ces chiffres peu concordants et, en partie du moins, d'une précision douteuse. On peut cependant en conclure que les résidus, fer déduit, doivent présenter une composition fortement acide, telle que, même en admettant l'intervention d'une certaine quantité de protoxyde de fer, leur degré d'acidité soit encore supérieur à 3.

Le degré d'acidité ou de basicité du résidu de distillation n'est pas le seul élément dont on doive se préoccuper. Il faut tenir compte des proportions respectives de fer, de manganèse et de plomb contenues dans les charges parce que les oxydes de ces divers métaux donnent des scories plus fluides et plus corrosives que les bases alcalino-terreuses.

Depuis longtemps les usines à zinc se sont préoccupées de déterminer les quantités de ces métaux pouvant être admises sans inconvénient dans la composition des charges, mais elles ont été amenées à modifier peu à peu les chiffres qu'elles avaient fixés primitivement. Il y a une trentaine d'années,

©BIU Santé

par exemple, la Société de la Vieille-Montagne refusait les minerais qui tenaient plus de 5 0/0 de plomb ; en 1880, un métallurgiste américain exprimait l'opinion qu'on devait limiter à 2 0/0 la proportion de ce métal dans les charges (W. R. Ingalls, *The Mineral Industry*, 1893, p. 662). Il motivait son opinion, il est vrai, non seulement sur les risques de corrosion des parois, mais aussi sur les inconvénients causés par la distillation d'une partie de plomb contenu dans les minerais et par le passage de ce métal dans le zinc en lingots. C'est un point de vue tout différent que nous discuterons un peu plus loin.

L'influence corrosive exercée par le manganèse est beaucoup plus énergique que celle du fer ou du plomb. Ce n'est pas que le protoxyde de manganèse donne aux scories une fusibilité plus grande que le protoxyde de fer, à dosage équivalent ; mais il ne se réduit pas sensiblement à l'intérieur des creusets à zinc, alors que l'oxyde de fer se réduit toujours dans une proportion importante.

La réduction de l'oxyde de plomb est plus facile encore que celle de l'oxyde de fer ; elle est, dans les creusets à zinc, à peu près complète. A l'état métallique, le fer et le plomb n'exercent aucune action corrosive et jouent même un rôle utile, en ce sens qu'ils concentrent les métaux précieux et que le fer facilite la volatilisation du zinc qui serait resté à l'état de sulfure.

On ne s'est jamais beaucoup préoccupé, en Silésie, des proportions de fer ou de plomb contenues dans le minerai. La réduction du premier de ces métaux est, il est vrai, moins active dans les fours silésiens que dans les fours belges. Cette différence doit être probablement attribuée à ce que les scories vont s'accumuler à la partie inférieure du moufle, c'est-à-dire dans une région relativement froide et où l'action réductrice du carbone est peu intense.

A Wilhelminenhütte, près Schoppinitz, on a fait des essais comparatifs en chargeant une devanture d'un four silésien avec des minerais tenants de 10 à 25 0/0 de plomb, à l'état carbonaté, et l'autre avec des minerais de composition normale. On n'a constaté aucune différence de durée entre les moufles des deux devantures (Bernhardi — *Denkschrift zur Feier der fünfzigjahrigen Bestehens der Wilhelmine-Zinkhütte zu Schoppinitz*, p. 28).

En Belgique et dans la région rhénane, les usines acceptent couramment des minerais tenant de 12 à 15 0/0 de plomb, et paient même ce métal au delà d'un minimum qui est de 8 0/0 en général. Les charges peuvent en contenir de 8 à 9 0/0 sans inconvénient appréciable, pourvu que les autres éléments du résidu ne donnent pas une scorie trop fusible.

A Birkengang, en 1898, on a traité sans difficulté des mélanges tenant 24 0/0 de plomb (*B. u. H. Ztg*, 1902, 482).

La différence considérable existant à cet égard entre les règles anciennes et la pratique actuelle s'explique par l'augmentation de résistance des creusets, due à l'introduction de la fabrication à la presse.

La proportion de fer et de manganèse contenue dans les charges varie ordinairement entre 6 et 11 0/0. Elle atteindrait même 19 0/0 dans une usine belge, d'après M. Ad. Firket (*Annales des Mines de Belgique*, 1901, p. 34) ; mais on peut se demander si ce chiffre anormal n'est pas attribuable à une erreur de transcription. On constate en effet que l'ensemble des chiffres de l'analyse (reproduite

©BIU Santé

p. 649) donne un total notablement supérieur à 100, si l'on rétablit par le calcul, la quantité d'oxygène combinée.

La proportion relative du manganèse, comparée à celle du fer, est généralement peu élevée.

La présence des métaux étrangers dans les minerais de zinc peut être considérée à d'autres points de vue, celui de leur influence sur la qualité du zinc produit, par exemple, ou celui de leur extraction des résidus de distillation.

Les métaux volatils à température élevée distillent en partie avec le zinc. Ce phénomène se produit notamment, d'une manière très accentuée, avec le cadmium, dont le point d'ébullition est à 778°. L'écart étant de 150° au moins avec le point d'ébullition du zinc, le cadmium distille à peu près complètement au début de la réduction et passe surtout dans les poussières, qui servent de matière première pour son extraction. Le reste du cadmium se retrouve dans le zinc du premier tirage, dans la méthode belge, et rend ce zinc cassant. La proportion de cadmium est en général assez faible dans les minerais de zinc pour qu'il n'y ait pas à s'en préoccuper. On a bien signalé autrefois une teneur de 3 0/0 dans des terres calaminaires de Planedda (Sardaigne), mais, en pratique, la teneur en cadmium ne dépasse guère 2 à 3 millièmes du poids du minerai.

L'arsenic, qui se volatilise activement vers 450°, se comporte comme le cadmium, mais d'une manière plus accentuée encore. Il se rencontre parfois dans les blendes à l'état de mispickel, plus rarement dans les calamines, à l'état d'arséniate. Dans le premier cas, il est éliminé à peu près complètement au cours du grillage.

En pratique, les usines refusent les minerais tenant une proportion sensible d'arsenic, parce que les vapeurs dégagées au cours de la réduction de semblables minerais sont dangereuses pour les ouvriers. Les charges n'en contiennent ordinairement qu'une quantité insignifiante, qui se retrouve surtout dans les poussières.

L'antimoine se rencontre assez souvent dans les blendes, sous forme de sulfures complexes, tels que jamesonite, zinkénite, boulangérite et bournonite; ce dernier minéral est assez abondant dans le gîte des Bormettes (Var). A faible dose, l'antimoine se volatilise en partie au coin du grillage et reste en partie dans le minerai grillé, à l'état d'antimoniate de plomb. Ce dernier composé se transforme probablement en antimoniure au cours de la réduction, sans qu'il se produise de volatilisation sensible de l'antimoine.

L'antimoine se rencontre rarement dans les calamines; cependant il se trouve en forte proportion, 16 0/0 en moyenne, dans celles de Hammam N'Bails (province de Constantine). Quand il est à teneur élevée, il distille en quantité notable et donne un zinc cassant qui ne convient guère à aucun usage, sauf à la fabrication du blanc.

Les charges normales ne contiennent que des traces d'antimoine, qui se retrouvent surtout dans les poussières.

Le plomb se rencontre dans la plupart des minerais de zinc; on ne peut citer qu'un petit nombre de gîtes, tels que ceux de Moresnet, Friedensville (Pensylvanie), Pulaski (Virginie), Stirling Hill (New Jersey), Anglas (Basses-Pyrénées) où le zinc ne soit pas accompagné par une proportion appréciable de ce métal.

©BIU Santé

Le plomb, dont le point d'ébullition est voisin de 1.600°, reste principalement dans les résidus, mais distille néanmoins en proportion appréciable. Quand on applique la méthode belge, on le trouve surtout dans les produits des derniers tirages, correspondant à la période où le chauffage atteint son maximum d'intensité.

La proportion absolue de plomb qui distille au cours de la réduction des minerais de zinc dépend beaucoup moins de la teneur contenue dans les charges que de la température à laquelle la réduction s'opère.

Le plomb, une fois mélangé avec le zinc, ne peut plus être séparé complètement de ce dernier métal que par redistillation. La fusion suivie d'un repos prolongé permet bien de recueillir au fond du bain la proportion de plomb qui dépasse 1 à 1,2 0/0; mais elle ne donne pas le moyen de pousser la séparation au delà de ce chiffre. Pour obtenir du zinc pur, il faut donc ou redistiller de vieux zinc, ou traiter des minerais exempts de plomb; ces minerais bénéficient par suite d'une plus-value sensible.

Abstraction faite du cas particulier de la fabrication des zincs purs, on cherche en général à obtenir une certaine teneur moyenne en plomb, de 3 à 4 0/0 au moins, dans la composition des charges. Cela tient au rôle que joue ce métal dans l'extraction des métaux précieux, plus spécialement de l'argent, l'or se trouvant bien rarement en proportion appréciable dans les minerais de zinc.

L'argent contenu dans les minerais se fractionne comme le plomb, au cours de la distillation, mais dans une proportion encore plus inégale. Une petite fraction passe dans le zinc, d'où il est impossible de l'extraire; la plus grande partie reste dans les résidus. Si le minerai ne contient pas de plomb en proportion notable, l'argent reste disséminé dans les résidus à l'état de globules très petits qu'on pourrait réunir par fusion plombeuse directe, mais qui seraient perdus pour la plus grande partie si l'on devait procéder d'abord à une concentration par lavage, comme on le fait le plus souvent. Le plomb, s'il est assez abondant, absorbe l'argent et permet de le recueillir, en partie au moins, par préparation mécanique. Le résultat obtenu est plus satisfaisant lorsque l'argent se trouve associé à l'avance au plomb, dans une galène argentifère mélangée au minerai de zinc, que lorsque les deux métaux sont simplement juxtaposés au moment de la préparation des charges. Néanmoins on obtient encore, même dans ce cas défavorable, une extraction assez élevée, si les charges tiennent de 80 à 100 fois plus de plomb que de métal précieux.

D'après MM. E. Prost, J. Charon et M. Marissal (*Bull. de l'Assoc. belge des chimistes*, t. XVI, p. 41 à 54), une charge contenant 6,64 0/0 de plomb et 0,0131 0/0 d'argent aurait donné des résidus d'où l'on a extrait, par tamisage, des matières contenant 73,78 0/0 du plomb total : les produits ayant traversé un crible à mailles de 2 millimètres contenaient 37,7 0/0 du plomb et 57,8 0/0 de l'argent contenus dans le minerai. Par amalgamation des résidus bruts, on a extrait 13,5 0/0 du plomb contenu dans le minerai; la proportion totale de plomb contenue à l'état libre dans les résidus devait être sensiblement plus considérable.

La fonte isolée à l'état de grenailles absorbe une quantité sensible d'argent et surtout d'or quand ce métal existe dans les charges (*The Mineral Industry*, t. IX, p. 683).

©BIU Santé

Le fer et le manganèse ne sont pas assez volatils, à la température des creusets à zinc, pour distiller en proportion appréciable; néanmoins on trouve presque toujours de petites quantités de fer dans le zinc brut en lingots. Elles semblent provenir surtout des grattoirs servant à effectuer les tirages; mais une petite fraction du total pourrait cependant provenir de particules métalliques entraînées par les gaz dégagés au cours de la réduction.

Le cuivre ne se rencontre qu'en très petites quantités dans les charges de creusets à zinc; on en retrouve un peu dans le zinc, où il semble être amené par entraînement mécanique.

Addition de chlorure de sodium. — L'addition de chlorure de sodium au mélange destiné à subir la réduction remonte aux origines mêmes de la métallurgie du zinc. Elle était indiquée dans le brevet de Dony (7 déc. 1809); plusieurs années auparavant, elle était déjà pratiquée à l'usine de Döllach, dans la proportion de 1,4 0/0 du poids du minerai, avec 4,1 0/0 de chaux éteinte et 0,2 0/0 de carbonate de potasse impur. Ces antériorités indiscutables n'ont pas empêché la prise d'un brevet par Bennett, en 1861, pour une addition de 10 0/0 de chlorure de sodium.

A une époque plus récente, diverses usines à zinc ont eu recours à la même addition, mais avec un dosage fort inférieur à celui indiqué par Bennett, inférieur même à celui pratiqué autrefois à Döllach. Il y a une vingtaine d'années, la proportion adoptée à Auby était de 1 0/0; à une époque toute récente, l'usine d'Overpelt (Neerpelt) a eu recours à des additions de 5 à 8 millièmes de chlorure de sodium (Kiessling, *B. u. H. Ztg*, 1903, p. 613). Les minerais traités étaient des blendes du Colorado et de Broken Hill, tenant 43 0/0 de zinc après grillage; ils donnaient, à la distillation, une proportion anormale de poussières et de produits oxydés, sans qu'on ait pu jusqu'ici expliquer d'une manière satisfaisante cette particularité.

L'addition de chlorure de sodium, à la dose indiquée ci-dessus, a eu pour effet de réduire la proportion de poussières de 43 à 24 kilogrammes et celle des produits oxydés de 83,2 à 36 kilogrammes par tonne.

La volatilisation du chlorure de sodium se manifestait, depuis le commencement jusqu'à la fin de l'opération, par une coloration jaune de la flamme. Une petite quantité de chlorure de zinc se condensait en gouttes à l'orifice de l'allonge. Il ne semble pas cependant qu'on puisse expliquer le résultat obtenu uniquement par la formation de ce chlorure. Une addition de résidus zincifères chlorurés a donné lieu à une distillation de chlorure de zinc commençant dès le début de l'opération, mais ne modifiant pas sensiblement le résultat final.

On peut faire diverses hypothèses sur le mode d'action du chlorure de sodium. L'une est applicable à tous les minerais : elle consiste à admettre que le chlorure de sodium possède, à une température peu supérieure à son point de fusion (792°), mais inférieure au point d'ébullition du zinc, une tension de vapeur assez considérable pour faciliter l'entraînement des vapeurs métalliques; en se condensant, il dissoudrait l'oxyde de zinc et faciliterait ainsi la réunion de globules de métal.

Dans le cas où le minerai traité serait une blende mal grillée et retenant une

©BIU Santé

certaine proportion de sulfates qui ne se décomposent qu'à haute température, on peut admettre que le chlorure de sodium réagirait sur ces sulfates avec formation de chlorure de zinc, conformément aux observations faites à Overpelt, ainsi que de sulfate de soude. Le premier corps dissoudrait l'oxyde de zinc et diminuerait par suite la proportion relative de poussières.

L'addition de carbonate de soude a été expérimentée à Overpelt ; à la dose de 2 0/0, elle a donné des résultats équivalents à ceux obtenus avec une addition de 0,5 0/0 de chlorure de sodium. Au point de vue économique, la substitution n'était pas avantageuse ; au point de vue théorique, l'équivalence des deux additions ne fait qu'obscurcir le mécanisme du phénomène.

D'après des observations faites autrefois à Auby, l'addition de chlorure de sodium ne modifie pas le rendement total des charges.

En résumé, l'emploi du sel marin semble donner des résultats avantageux dans certains cas particuliers sans qu'on puisse expliquer son mode d'action d'une manière réellement satisfaisante.

PRÉPARATION DES CHARGES

Le travail de préparation des charges comprend trois parties : 1° Le mélange et le broyage des minerais ; 2° le tamisage et éventuellement le broyage du charbon de réduction ; 3° le mélange intime des minerais avec le charbon.

Lorsqu'une usine n'a à sa disposition qu'un seul minerai, la première opération se réduit à un simple broyage, suivi d'un tamisage à travers des orifices de 2 à 3 millimètres d'ouverture. On a vu (p. 207) que l'appareil de broyage le plus avantageux au point de vue économique se compose d'une paire de cylindres, suivie d'un trommel et d'une deuxième paire de cylindres, à laquelle les refus du trommel sont amenés par une noria. Certaines usines préfèrent cependant employer divers broyeurs centrifuges, tels que le broyeur Vapart, ou des appareils dérivés du broyeur Carr et n'en différant que par une construction plus robuste. Les appareils centrifuges, quels qu'ils soient, ont le défaut de consommer beaucoup plus de force motrice que les cylindres ; en compensation, ils présentent l'avantage d'être d'excellents mélangeurs. Cette qualité est de nature à les faire préférer lorsque l'on doit traiter non plus un minerai unique, de composition peu variable, mais bien des minerais de compositions diverses, devant être mélangés intimement pour former un lit de fusion bien homogène.

Dans ce cas, le broyage ne donne un produit suffisamment régulier que si l'on a fait subir préalablement un mélange sommaire à l'ensemble des minerais en morceaux. Cette opération préparatoire s'effectue en superposant, par couches horizontales, les divers éléments du mélange et en recoupant ensuite le tas à la pelle, par tranches verticales, de manière à le reconstituer à côté de sa position primitive.

Le dosage des éléments se fait ordinairement en comptant le nombre de wagonnets employés et en évaluant, par quelques pesées faites de temps à autre, le poids moyen d'un wagonnet chargé d'un minerai déterminé. La répar-

©BIU Santé

tition des matières en couches horizontales s'effectue à la pelle sur une aire dallée, ou recouverte de plaques de fonte.

Pour réduire les frais de main-d'œuvre qu'entraîne l'application de ce pro-

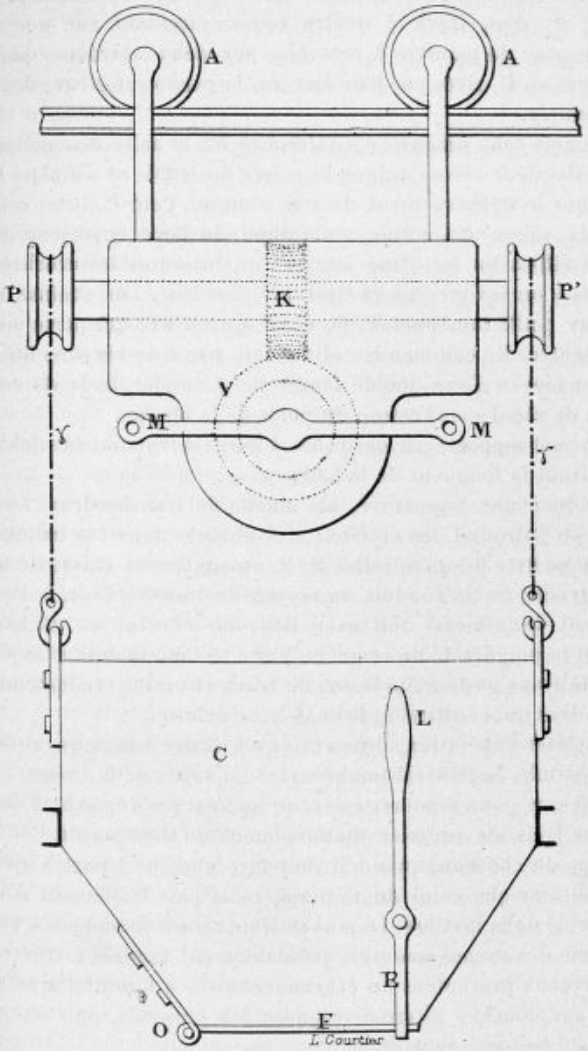


Fig. 244. — Transbordeur aérien pour confection des mélanges.

cédé, la Société de la Vieille-Montagne a installé, à Angleur, un appareil servant à effectuer mécaniquement le déchargement du minerai sur le tas.

Les minerais, accumulés dans des cases limitées latéralement par des murs et ouvertes à l'avant, sont chargés dans des wagonnets recevant une charge de 500 kilogrammes environ. Ces wagonnets se composent (fig. 244) : 1° d'une

©BIU Santé

caisse C en tôle, munie d'un fond mobile F, qui peut lui-même basculer autour d'une charnière O, placée sur un de ses côtés; il peut être déclenché par la manœuvre, effectuée au moyen d'une poignée L, d'un étrier articulé E, passant sous le fond mobile et le maintenant normalement dans la position de fermeture : 2° d'un truck à quatre roues, circulant sur une petite voie ferrée, et disposé de manière à recevoir, sur deux cornières parallèles à la voie, deux fers en U, rivés par leur âme sur la partie inférieure des parois latérales de la caisse.

Les wagonnets sont amenés à l'extrémité de la halle des mélanges; là un chariot transbordeur aérien enlève la caisse du truck et l'amène au point où doit s'effectuer le déchargement de son contenu. Pour faciliter cette dernière opération, la caisse est munie, au milieu du bord supérieur de ses faces extrêmes, d'œillets en fer dans lesquels on introduit les crochets terminant deux chaînes γ suspendues au chariot transbordeur. Ces chaînes sont enroulées sur deux petits tambours P, P', calés sur un axe qui porte en son milieu une roue dentée K, commandée elle-même par une vis sans fin V, conduite à la main au moyen d'une double manivelle. L'emploi de la vis empêche tout mouvement de recul sous l'action du poids de la charge.

Le système est supporté par des roues à gorge A, roulant sur des rails aériens orientés suivant la longueur de la halle.

Pour effectuer une manœuvre, on amène le transbordeur au-dessus des wagonnets, on introduit les crochets des chaînes dans les œillets de celui-ci et, par la manœuvre des manivelles M, M, on soulève la caisse de manière à la dégager du truck; on la conduit, au moyen du transbordeur, à la place où le déchargement du minerai doit avoir lieu; on effectue ce déchargement en manœuvrant la poignée L, on remet en place le fond mobile et la poignée, puis on ramène le transbordeur au-dessus du truck et on fait redescendre la caisse sur les cornières qui constituent le châssis de celui-ci.

Pour compléter l'opération, il ne reste qu'à étaler à la pelle, aussi régulièrement que possible, le minerai tombé en tas au sortir de la caisse.

Le système que nous venons de décrire ne s'est pas répandu à cause de l'importance des frais de premier établissement qu'il nécessite.

Le broyage du charbon, quand il doit être effectué à part, s'opère dans les mêmes conditions que celui du minerai, mais plus facilement à cause de la moindre dureté de la matière. Le plus souvent on n'a même pas à l'opérer parce qu'on emploie des menus maigres, préalablement tamisés à travers une grille dont les barreaux présentent un écartement de 4 à 6 millimètres. On mélange ces menus par couches alternatives avec les minerais, puis on passe le tout ensemble à un broyeur centrifuge.

A Angleur, par exemple, les matières sont amenées, par une chaîne sans fin à un broyeur Vapart à quatre plateaux, doublé d'un autre broyeur identique qui sert de réserve, en prévision d'une avarie du premier. A leur sortie du broyeur, elles sont relevées par deux norias et passent dans un trommel à trous de $0^m,003$ de diamètre; le refus est renvoyé au broyeur; les parties fines sont transportées par une vis sans fin dans une série de trémies en bois, d'où elles tombent dans les wagonnets qui les conduisent aux halles de réduction.

©BIU Santé

La disposition la plus rationnelle pour l'installation d'un atelier de broyage consisterait à amener les matières à peu près à leur grosseur de grain définitive par l'emploi de concasseurs d'abord, de cylindres ensuite, et à ne se servir des broyeurs centrifuges que pour repasser ensemble, à vitesse modérée, le minerai déjà broyé et les fines maigres ; on arriverait ainsi à obtenir un mélange très homogène tout en consommant le moins possible de force motrice.

Certaines usines laissent au personnel des fours le soin de mélanger le charbon avec le minerai ; d'autres donnent à ce personnel la faculté d'augmenter dans une certaine mesure le dosage de charbon ; d'autres enfin leur livrent le mélange tel qu'il doit être chargé dans les creusets.

Agglomération préalable des charges. — On a vu que le chargement des creusets ou des moufles s'effectue toujours à la cuiller, comme à l'origine de la métallurgie du zinc, et qu'il constitue, comme le décrassage, une opération réellement pénible pour le personnel.

On a proposé divers moyens pour le rendre plus rapide et plus facile. Les uns exigent une transformation complète des fours employés ; c'est notamment le cas lorsqu'on veut substituer des cornues inclinées, ouvertes à leurs deux extrémités, aux creusets actuellement en usage. Les dispositions fondées sur ce principe ont eu jusqu'ici peu de succès.

Les autres conservent les récipients actuels, mais mettent par avance les matières sous une forme qui facilite leur chargement. La première application de ce système remonte à 1818, époque à laquelle Hollunder avait vu, à l'usine de Stolberg, mettre les charges dans une gargousse en carton avant de les introduire dans les creusets. Elle ne semble pas avoir été de bien longue durée, parce que la réduction progressive de la section des creusets, due à l'adhérence des scories, rendait bientôt impossible l'introduction des gargousses. L'emploi de celles-ci ne permettait pas d'ailleurs de dépasser, pour la densité de chargement, le chiffre que l'on obtenait par le chargement à la cuiller.

Un accroissement de la densité de chargement présenterait les avantages suivants : augmentation de la charge par creuset, réduction plus facile et peut-être plus complète par suite d'un contact plus intime entre le minerai et le charbon, enfin diminution de la quantité de vapeur de zinc restant dans le creuset à la fin de l'opération. Ce dernier résultat serait obtenu par suite de la diminution du vide disponible ; il n'aurait d'ailleurs qu'un intérêt bien secondaire, puisque la perte due au résidu final de vapeur de zinc est généralement inférieure à un millième de la teneur.

Les autres avantages auraient plus d'importance ; on a cherché à les réaliser par une agglomération préalable, soit en fragments de forme quelconque, soit en briquettes dont la section serait semblable à celle des creusets, avec une réduction suffisante pour réserver un jeu permettant l'introduction des briquettes.

La première combinaison, qui n'aurait guère d'autre intérêt que de rendre le contact plus intime entre le minerai et l'élément réducteur, pourrait être réalisée en substituant du charbon gras au charbon maigre dans la composition des mélanges qui devraient être carbonisés avec précaution avant d'être introduits dans les creusets.

©BIU Santé

Cette formule a été indiquée pour la première fois par Price (brevet français du 22 octobre 1858), avec une proportion d'nn tiers de minerai pour deux tiers de houille grasse. Elle l'a été de nouveau en 1893, comme accessoire d'un procédé spécial de production du zinc au four à cuve, par le professeur W. Hempel (*B. u. H. Ztg*, 1893, p. 357) et a fait l'objet d'expériences qui seront décrites plus loin, en même temps que l'ensemble du procédé. Ces expériences ont fait ressortir que la carbonisation du mélange était accompagnée d'une réduction partielle de l'oxyde de zinc ; qu'une partie du zinc réduit se retrouvait à l'état de globules disséminés dans la masse du coke, mais qu'une autre partie, représentant de 13 à 14 0/0 de la teneur, se perdait par volatilisation. Un pareil résultat était facile à prévoir, car la température atteinte à la fin de la carbonisation est assez élevée pour donner lieu à une volatilisation sensible du zinc. Il doit faire rejeter tout système ayant pour base l'addition de houille grasse au minerai et la carbonisation du mélange.

Un système plus rationnel a été breveté (brevet français du 5 novembre 1880) par MM. Binon et Grandfils : calqué sur la fabrication des briquettes ordinaires, il est fondé sur l'emploi du brai comme agglomérant, avec intervention d'une compression énergique, pour assuser l'agglomération. D'après M. Binon (*Rev. univ.*, 2e série, t. X, p. 161), on arriverait ainsi à augmenter de moitié la charge des creusets ; l'accroissement de la densité du chargement aurait pour effet de diminuer la perte correspondant à la vapeur de zinc qui reste dans le creuset à la fin de la distillation. L'écoulement de cette vapeur ne serait aucunement géné, d'ailleurs, par l'augmentation de la densité des charges ; les briquettes fabriquées suivant la formule de MM. Binon et Grandfils se contracteraient régulièrement au cours de la distillation et laisseraient par suite, entre leur surface et la paroi du creuset, un intervalle suffisant pour permettre le dégagement facile des gaz et des vapeurs.

On sait que la quantité de vapeur de zinc restant dans les creusets à la fin de la distillation est trop faible pour qu'il y ait un intérêt réel à la réduire. Un avantage plus sérieux a été revendiqué en faveur du procédé Binon et Grandfils ; ce serait la possibilité d'opérer, sur le poids du charbon de mélange, une réduction atteignant 10 à 15 0/0 du poids du minerai. Les résidus auraient renfermé néanmoins, à la fin de la distillation, 18 0/0 de charbon, proportion qui aurait suffi, grâce au mélange intime réalisé, pour empêcher l'attaque des parois des creusets par les scories.

L'expérience n'a pas confirmé les espérances des inventeurs.

Au point de vue de la rapidité et de la facilité du chargement, l'emploi des briquettes présenterait des avantages incontestables, si la section du creuset restait constante ; mais cette condition n'est pas réalisée dans la pratique. Une application assez prolongée du système Binon et Grandfils, à l'usine de Bleyberg-ès-Montzen, a montré qu'en réalité les résidus étaient le plus souvent à l'état pâteux au moment du décrassage ; ils adhéraient aux parois des creusets tout comme s'il n'y avait pas eu d'agglomération préalable. Les scories adhérentes réduisaient peu à peu la section libre du creuset, à tel point que l'introduction des briquettes devenait impossible.

Cet inconvénient, inévitable avec les minerais ordinaires, ne se manifesterait

©BIU Santé

probablement pas si l'on traitait par la même méthode de l'oxyde de zinc mélangé d'une faible proportion de matières étrangères, tel qu'on l'obtiendrait, par exemple, en volatilisant le métal au four à cuve ou au bas foyer.

M. Kirkpatrick-Picard a breveté récemment (brevet anglais du 2 février 1900) une formule d'agglomération des minerais fort analogue à celle de Binon et Grandfils. La seule différence, semble-t-il, entre les deux méthodes consisterait dans l'emploi de charbon gras comme élément réducteur, au lieu de charbon maigre ; encore n'a-t-elle rien d'essentiel, car le brevet prévoit la substitution, au charbon gras, de charbon de bois ou d'une matière quelconque riche en carbone, mêlée avec un agglomérant donnant du coke (c'est-à-dire du brai). Avec cette variante, le brevet nouveau devient identique à celui de Binon et Grandfils ; il n'est pas jusqu'à la revendication d'une économie sur la consommation de charbon de réduction qui ne se retrouve de part et d'autre (voir *Rev. Univ.*, 2e série, t. X, p. 161).

Le procédé Kirkpatrick-Picard, désigné plus souvent sous le nom de procédé Sulman et Picard, a été expérimenté sur des minerais mixtes, provenant de Broken-Hill et tenant environ 25 0/0 de zinc, 24 0/0 de plomb et 800 grammes d'argent par tonne. D'après une communication faite par les inventeurs, le 19 juin 1902, à l'Institution of Mining and Metallurgy, à Londres, la perte aurait été de 30 0/0 sur le zinc (correspondant à une teneur de 5 à 8 0/0 pour les résidus), 10 0/0 sur le plomb et 5 0/0 sur l'argent. La teneur d'un échantillon de résidus provenant de ce traitement était, d'après une analyse que nous avons fait faire, de 3,45 0/0 de zinc, de 20,15 0/0 de plomb, et de 12,40 0/0 de carbone fixe. Faute de connaître le poids du mélange avant distillation et du résidu analysé, il est difficile de tirer une conclusion précise des chiffres ci-dessus ; ils semblent cependant indiquer que la perte de plomb par volatilisation était supérieure à 10 0/0.

Ce dernier chiffre fût-il exact, il ne ferait ressortir aucune supériorité réelle du procédé Sulman et Picard sur la méthode ordinaire. L'usine des Sarts de Seilles traite depuis longtemps des minerais de composition analogue dans des fours Dor, en laissant seulement de 3 à 4 0/0 de plomb dans le résidu final. Avec le procédé Sulman et Picard, les frais seraient plus élevés sans que le résultat fût sensiblement différent.

En réalité il semble que la conservation des creusets, dans cette méthode de traitement, soit due principalement au peu d'intensité du chauffage. M. Kiessling, ingénieur de l'usine Overpelt, l'attribue concurremment à l'emploi du brai, qui empâterait les résidus fusibles. C'est cette idée qui a conduit M. W. Schulte, directeur de la même usine, à prendre un brevet (brev. fr. 318 265, du 31 janvier 1903) pour l'addition de brai aux mélanges à réduire ; cette addition permettrait de réduire à 25 0/0 la proportion de charbon de mélange. Il convient de rappeler qu'elle figurait déjà dans le brevet Binon et Grandfils.

©BIU Santé

TRAITEMENT DES RÉSIDUS DE DISTILLATION

Lorsque les résidus de distillation (cendres d'usine) ne renferment qu'une quantité très faible de plomb et d'argent, inférieure à une certaine limite qui varie suivant le cours des métaux, on les rejette purement et simplement.

Lorsque leur teneur est élevée, on peut les soumettre immédiatement à un traitement métallurgique, mais il est impossible, en général, de les introduire tels quels dans le lit de fusion d'un four à cuve. Leur état pulvérulent dérangerait la marche du four; le carbone qu'ils renferment, devenu graphitique sous l'action d'un chauffage prolongé, traverserait la cuve sans altération sensible et irait s'accumuler dans l'ouvrage et dans le creuset, où il ne brûlerait que très lentement sous l'action du vent froid. Il formerait, dans cette région du four, des garnissages analogues à ceux qui se produisent dans certains hauts-fourneaux à anthracite et imposent fréquemment la mise hors feu.

Lorsqu'on veut fondre directement des cendres riches, on prend ordinairement le parti de les passer d'abord dans un four d'agglomération, à longue sole; la plus grande partie du carbone brûle progressivement avant que les charges ne soient arrivées au voisinage de la chauffe.

Le plus souvent, on préfère faire subir aux cendres d'usine une préparation mécanique avant de les traiter par fusion. Les conditions de cette préparation varient beaucoup d'un établissement à l'autre. Quelquefois on rejette immédiatement, comme stériles, ou du moins comme trop pauvres pour être traités, tous les fragments un peu volumineux. Ce système semble assez rationnel à première vue, puisque les éléments utiles des cendres devraient être principalement des grenailles de plomb, de faible diamètre, dans lesquelles se serait concentrée la majeure partie de l'argent du minerai : les gros fragments ne seraient autre chose que des débris de creusets, des grenailles de fonte, ou des agglomérations de scories sans valeur.

En pratique, l'élimination systématique des gros morceaux n'a pas donné de résultats satisfaisants; on a été amené assez vite à relever de $0^m,004$ à $0^m,007$, puis à $0^m,010$, le diamètre des fragments rejetés à l'origine du traitement.

A Bleyberg, par exemple, on fait passer les cendres dans un trommel comportant deux sections dont les trous ont respectivement $0^m,003$ et $0^m,007$ de diamètre. Le refus est rejeté après triage à la main.

La catégorie intermédiaire est subdivisée par passage dans un trommel à trous de $0^m,005$: les deux subdivisions de (3-5) mill. et de (5-7) mill., passent à des cribles à grenailles faisant simplement deux produits, du riche et du stérile.

Les matières fines passent à deux cribles filtrants, à quatre compartiments, travaillant sur fond de galène. Le produit des trois premiers compartiments est mélangé et envoyé à la fusion ; celui du quatrième, composé principalement de

©BIU Santé

grenailles de fonte, retient un peu de plomb et d'argent et passe, comme élément accessoire, dans le lit de fusion des fours à cuve.

Une pareille installation peut traiter de 25 à 30 tonnes de cendres par journée de dix heures.

Aujourd'hui, on préfère en général traiter la totalité des résidus dans des conditions dont voici un exemple :

Les cendres d'usine sont chargées sur un transporteur formé d'éléments articulés, en tôle, qui les relève à une hauteur suffisante pour assurer leur déversement direct dans un concasseur à mâchoires. Ce transporteur joue en même temps le rôle de table de triage, servant à effectuer l'élimination des fragments de creusets, des masses de scories provenant de la sole des fours, etc.

Après concassage, les matières passent dans un trommel à deux enveloppes concentriques, dont les trous ont 50 et 20 millimètres de diamètre. Le refus du premier trommel est concassé à nouveau ; la catégorie intermédiaire est triée à la main sur des tables tournantes à axe vertical, puis passée à des broyeurs à cylindres. Les fragments au-dessous de 20 millimètres sont triés de la même manière, puis classés dans des trommels à trous de 6, 4, 3 et 2 millimètres ; le refus du premier trommel est broyé aux cylindres, puis repassé au classement.

Les trois catégories (6-4), (4-3), (3-2) sont lavées à des cribles à grenailles. Ce qui est au-dessous de 2 millimètres est classé dans des cendres pointues à courant ascendant et lavé au moyen de cribles filtrants. Les matières les plus fines sont classées au moyen de spitzkasten et lavées sur des tables Linkenbach.

On obtient quatre catégories de matières : 1° plombeux ; 2° ferro-plombeux ; 3° mixtes, que l'on repasse ; 4° stériles. Les stériles, dans les premiers cribles, sont constitués surtout par du charbon à une teneur d'environ 10 0/0 de cendres, chiffre inférieur à celui que l'on constate dans la plupart des fines maigres. On repasse ce produit, comme réducteur, dans les charges des creusets à zinc.

Les ferro-plombeux tiennent parfois jusqu'à 300 grammes d'argent par tonne.

La note de M. Ad. Firket (*Ann. d. Mines* de Belgique, 1901, p. 57) contient un certain nombre d'analyses de cendres lavées ; il est intéressant d'en rapprocher quelques-unes de celles représentant la composition des cendres brutes correspondantes.

	Usine A			Usine B	
	Cendres brutes	Cendres préparées riches	Cendres préparées pauvres	Cendres brutes	Cendres préparées
	—	—	—	—	—
Zn	4,00	3,87	5,00	1,5	6-7
Pb	5,00	24,25	13,16	8,5	40-45
Ag	0,016	0,032	0,016	non indiqué	non indiqué
Fe	16,55	42,75	20,68	14,5	15-20
Cu	0,05	0,02	0,10	»	»
S	non dosé	2,26	1,34	4,00	4-5
As, Sb, Cd	néant	néant	néant	»	»
CaO	2,50	2,06	3,50	2,5	4-5
MgO	0,45	0,15	0,18	1,5	1-2
Résidu insoluble	50,00	18,66	44,67	60	15-20

©BIU Santé

Nous en extrairons également quelques autres analyses complètes de produits lavés.

	Usine E		Usine G
	Cendres riches	Cendres pauvres	
Zn	5,42	5,30	6,76
Pb	49,10	15,25	38,00
Ag	0,083	0,0185	0,06
Fe	15,13	27,70	19,59
Mn		4,55	
Cu	0,67	0,26	0,10
S	4,15	2,29	7,13
Sb	0,08	»	non dosé
CaO	6,66	9,90	3,50
MgO	1,58	»	0,12
Al^2O^3	2,75	10,42	3,18
SiO^2	13,52	21,29	14,00
Carbone	non dosé	non dosé	

Les usines qui ne possèdent pas de fours à plomb vendent leurs cendres lavées à des conditions qui étaient les suivantes en Belgique, il y a quelques années, pour des matières tenant 40 à 45 0/0 de plomb et 500 à 800 grammes d'argent par tonne :

1° paiement de 90 0/0 de la teneur en plomb, à 93 0/0 du cours ;

2° paiement de 90 0/0 de la teneur en argent, à 99 0/0 du cours.

Les matières ferrugineuses, tenant plus de 11 0/0 de plomb, valaient une quinzaine de francs la tonne.

On peut admettre que le traitement des cendres ne permet pas d'extraire plus des deux tiers du plomb et de l'argent contenus dans le minerai et qu'il donne parfois moins de la moitié de la teneur initiale.

Le lavage des cendres d'usine paraît avoir été appliqué dès 1858 à l'usine de Stolberg ; les produits concentrés tenaient 50 0/0 de plomb (*Preuss. Ztschr.*, 1859, p. 222. A). Mais il n'a pris une importance réelle qu'à partir du moment où l'étirage à la presse a fourni le moyen d'obtenir des creusets assez résistants pour permettre de traiter les minerais riches en plomb.

Terres de calage, etc. — On a vu que les parois de condenseurs et les terres de calage absorbent une proportion de zinc assez importante. On en sépare les parties riches par triage à la main, puis on broie le reste et on le soumet à une préparation mécanique, effectuée en général au moyen des appareils qui servent au lavage des cendres. On obtient ainsi une quantité assez importante de matières riches en oxyde de zinc (de 32 à 52 0/0 de Zn) qui sont repassées dans les charges. Les résidus rentrent dans la préparation des terres de calage, à titre d'élément dégraissant.

TRAITEMENT DES POUSSIÈRES

Composition des poussières. — Les poussières obtenues au cours de la réduction des minerais de zinc sont de composition fort différente, suivant

©BIU Santé

qu'elles sont recueillies dans des étouffoirs, comme en Belgique, ou dans de grandes chambres de condensation, suivant la méthode usitée actuellement en Silésie.

Dans ce dernier cas, elles sont complètement oxydées et ne renferment pas de zinc métallique en proportion appréciable : c'est ce qui ressort des analyses suivantes :

	I	II	III
ZnO	54,45	88,20	66 à 94
CdO	3,62	1,46	1,68 à 7,11
PbO	12,34	4,44	3,70 à 4,29
SO^3	3,85	4,12	» »
Fe^2O^3	»	1,55	0,50 à 3,87
Résidu insoluble	25,72		1,16 à 3,45
	99,98	99,77	100

I. — Poussières des chambres de condensation de Silesiahütte (Haute-Silésie), d'après Kosmann (*Preuss. Ztschr.*, 1883, p. 234).

II. — Poussières des usines de la Société von Giesche's Erben (Haute-Silésie), obtenues avec l'allonge Kleemann, d'après Kosmann (*Preuss. Ztschr.*, 1883, p. 236).

III. — Poussières obtenues avec l'allonge Dagner, d'après Steger (*Zeitschr. d. Oberschl. B. u. H. Ver.*, 1883, p. 222).

Ces poussières oxydées ne contiennent pas de carbone, comme les poussières d'étouffoirs ; mais elles renferment un peu de sulfate de zinc, du fer introduit par entraînement mécanique et des éléments insolubles ayant probablement la même origine. La proportion de ces derniers éléments est tellement élevée dans l'analyse I que l'on est amené à supposer que le revêtement des chambres de condensation a dû être plus ou moins arraché, au moment du nettoyage, avec les poussières adhérentes.

Les poussières oxydées ne peuvent être utilisées qu'en subissant une nouvelle réduction, soit en mélange avec les minerais, soit isolément. Dans ce dernier cas, on leur fait parfois subir une véritable distillation fractionnée en vue d'en extraire le cadmium.

Les poussières recueillies dans les étouffoirs sont beaucoup plus riches en zinc, car la proportion de ce métal y dépasse toujours 85 0/0 et peut atteindre 98 0/0. Thum a cité, par exemple, des poussières de l'usine de Borbeck qui présentaient la composition suivante :

Zn	97,82
Pb	0,23
Fe	0,16
Cd + As	0,08

La teneur des poussières est plus élevée, en général, dans les usines belges que dans les usines silésiennes. Elle correspond, pour la plus grande partie, à du zinc metallique ; le reste du zinc est à l'état d'oxyde, sous forme d'aiguilles cristallines très fines, qui ont enveloppé les gouttelettes métalliques au moment de leur condensation et les ont empêchées de se réunir.

Les autres éléments contenus dans les poussières sont : du cadmium, du plomb, parfois de l'antimoine et de l'arsenic, éléments volatilisés et condensés ensuite,

©BIU Santé

du fer, du carbone, parfois même des éléments de la gangue entraînés mécaniquement.

Le cadmium se concentre bien nettement dans les poussières; la proportion de plomb qu'on trouve dans celles-ci paraît dépendre plutôt de l'intensité du chauffage que de la teneur initiale du minerai.

En ce qui concerne l'arsenic et l'antimoine, les quantités contenues dans les matières premières sont si faibles ordinairement qu'on ne peut déterminer comment elles se répartissent entre le métal en lingots, les poussières et les cendres d'usine. L'entraînement du fer et autres corps analogues est fort irrégulier.

Les seules analyses comparatives permettant de se faire une opinion sur cette question sont, à notre connaissance, les suivantes, extraites du mémoire de M. Ad. Firket (*Ann. d. Mines* de Belgique, 1901, p. 52).

	MÉLANGE A DE MINERAI		MÉLANGE B DE MINERAI	
	Mélange	Poussières	Mélange	Poussières
Zn total	48,50	88,20	44,50	91,29
Zn métallique	»	79,16	»	83,24
ZnO	»	11,26	»	7,54
Pb	6,50	1,90	9,30	1,98
Ag	0,028	0,009	0,060	0,0019
Fe	8,30	1,32	12,50	0,79
Cd	0,18	1,80	0,25	0,52
S	2,50	»	3,40	»
As	0,015	faibles traces	0,016	faibles traces
Sb	0,04	id.	0,03	id.
SiO^2	13,80	»	43,90	»
CaO + MgO	6,00	»	4,50	»
Charbon	»	4,10	»	3,11

Il ressort de ces chiffres que le degré de concentration du cadmium dans les poussières peut varier considérablement, du double au décuple, que l'argent ne distille qu'en très faible proportion; enfin que la quantité de plomb contenue dans les poussières ne présente pas de relation bien nette avec la teneur initiale du minerai.

Les autres analyses publiées par M. Firket sont moins complètes que les précédentes; nous les reproduisons néanmoins.

	USINE A (Bleyberg)	USINE B (Corphalie)	USINE C (Angleur?)	USINE F (Antheit)	USINE H (Engis)
Zn total	90,11	94,04	non dosé	92,40	95,50
Zn métallique	non dosé	88,74	91,5	non dosé	85,34
ZnO	peu de ZnO	6,60		peu de ZnO	12,66
Pb	0,82	2,50	0,5	1,70	1,5
Fe	0,10	0,30	0,18	non dosé	non dosé
Cd	0,005	1,30	0,5	id.	id.
As + Sb	néant	non dosés	0,16	id.	id.
Charbon et corps insoluble.	3,33	0,50	non dosé	2,85	2,5

La composition des poussières des usines silésiennes se rapproche de celle des usines belges quand le mode de condensation est le même de part et d'autre. On peut s'en rendre compte par les analyses suivantes, faites sur des poussières

©BIU Santé

recueillies dans des étouffoirs et publiées par Kossmann (*Preuss. Ztschr.*, 1883, p. 234).

	COMMENCEMENT DE LA DISTILLATION Theresienhütte, près Laurahütte	MOYENNE DES POUSSIÈRES de Silesiahütte
Zn	80,00	84,46
ZnO	8,32	4,89
Pb	2,02	4,28
Fe^3O^4	1,02	0,90
Cd	1,65	2,65
Al^2O^3	0,38	»
Mn^3O^4	2,49	»
CaO	2,80	2,46
MgO	0,67	0,24
Carbone	0,23	»
Résidu insoluble	0,79	0,12
	100,37	100,00

L'absence totale ou presque totale du carbone s'explique par l'état physique de cet élément réducteur dans les charges : il n'y est pas introduit à l'état de fine poussière, comme en Belgique, mais bien à celui de petits fragments. Il est probable que le fer se trouve dans le mélange à un état d'oxydation inférieur à Fe^3O^4; une observation analogue s'applique au manganèse.

Dans les usines belges, le poids des poussières recueillies varie entre 2 et 6 0/0 du poids du zinc total obtenu (Ad. Firket, *loc. cit.*, p. 51). Nous n'avons pas pu trouver d'évaluations exactes de la valeur relative de ce poids dans les usines silésiennes, mais il est certain qu'il ne dépasse jamais un dixième du poids du métal.

Utilisation directe des poussières. — Les usines à zinc ont tout intérêt à vendre les poussières de zinc en nature, du moment qu'elles obtiennent pour ce produit un prix représentant la valeur du métal contenu, après déduction des frais de la deuxième distillation qui serait nécessaire pour ramener le métal à l'état de lingots.

Autrefois les poussières ne servaient qu'à la préparation d'une peinture grise destinée à protéger le fer contre l'oxydation. Aujourd'hui ce produit trouve un débouché important dans l'industrie chimique, à titre d'agent réducteur. La valeur marchande de la poussière est sensiblement la même que celle du zinc en lingots, à condition que la presque totalité du métal y soit contenue à l'état libre. Il est donc indispensable d'éviter l'oxydation des poussières; à cet effet, on les renferme dans des récipients étanches aussi rapidement que possible. Cependant dans certaines usines on leur fait d'abord subir un tamisage et un blutage pour en séparer les grenailles d'un certain volume. En Allemagne, le règlement du 6 février 1900, sur le travail dans les usines à zinc, oblige à exécuter ces opérations en vase clos. Cette manière de procéder, en dehors de ses avantages au point de vue hygiénique, présente celui d'éviter la perte des poussières très fines. A cet effet on fait passer, par exemple, le courant d'air provenant des blu-teurs à travers un tambour à nervures, revêtu de feutre sur lequel se fixent les poussières (Hohenlohehütte).

©BIU Santé

Redistillation des poussières. — L'industrie chimique n'absorbe pas la totalité des poussières produites par les usines à zinc ; elle ne peut d'ailleurs utiliser celles de ces poussières qui sont fortement oxydées.

On est donc obligé d'en retraiter une fraction importante pour en extraire le zinc à l'état métallique.

A l'origine de la métallurgie du zinc, on ne connaissait pas d'autre solution du problème que la redistillation. On repassait les poussières, ou bien d'une manière continue, dans une rangée spéciale de creusets, en affectant de préférence à cet usage celle où la température était la plus basse, ou bien au cours d'une campagne spéciale, avant de mettre un four hors feu (p. 338). Cette dernière méthode est abandonnée aujourd'hui ; les usines belges renoncent même à composer des charges de poussières exclusivement. Cela tient d'une part à la régularité plus grande du chauffage, qui permet de ne plus s'assujettir à préparer pour certaines rangées des charges d'une réduction particulièrement facile, d'autre part à la mauvaise qualité du zinc de poussières. On préfère mélanger les poussières de chaque charge avec une fraction de la charge suivante ; on charge d'ailleurs, comme autrefois, le mélange dans la région la moins chaude du four.

En Silésie, l'intermittence du nettoyage des chambres de condensation a conduit à conserver l'ancien système qui présente accessoirement l'avantage de permettre l'extraction du cadmium.

Extraction du cadmium. — Le principe de cette opération est des plus simples. Il consiste à utiliser, pour réaliser une réduction fractionnée des deux métaux, la différence qui existe entre les températures auxquelles commencent la réduction de l'oxyde de zinc et celle de l'oxyde de cadmium. On sait que la réduction de l'oxyde de zinc ne se manifeste qu'à 910° ; à une température un peu supérieure, elle se développe encore très lentement, alors que celle de l'oxyde de cadmium est en pleine activité. La différence de même sens qui existe entre les points d'ébullition des deux métaux (930° et 778°) contribue à assurer leur séparation.

En pratique, il est impossible de conduire la réduction à une température rigoureusement déterminée ; on n'obtient donc, à la première opération, qu'une concentration et non pas une séparation nette.

Si l'on soumet de nouveau à la réduction les poussières enrichies en cadmium, on obtient ce métal mélangé d'une proportion réduite de zinc. Une troisième distillation l'amènerait à un état de pureté presque complète.

Cette série d'opérations exige beaucoup de main-d'œuvre et une consommation importante de combustible, à moins qu'on n'utilise des flammes perdues pour le chauffage, comme on le fait en Silésie. D'autre part, les débouchés du cadmium sont restreints ; un excès de production déprimerait immédiatement les cours du métal. Aussi l'extraction du cadmium ne se pratique-t-elle que dans quelques usines silésiennes ; les usines belges qui s'y livraient autrefois (*Dingler's Polyt. J.*, t. 173, p. 286) y ont complètement renoncé.

Quand on emploie les étouffoirs ordinaires, la matière première la plus avantageuse pour l'extraction du cadmium est la poussière de zinc recueillie pendant les trois ou quatre premières heures de la distillation. Avec les systèmes

©BIU Santé

Kleemann, Dagner ou autres analogues, en usage aujourd'hui dans la plupart des usines silésiennes, on emploie la poussière oxydée qui se dépose dans la première partie des canaux ou des chambres. La concentration du cadmium y est moins accentuée dans l'ancien système; à Lipine, par exemple, les poussières tenaient 5 à 6 0/0 de ce métal lorsqu'on les tirait des étouffoirs au bout de deux heures à partir de l'origine de la distillation, tandis que les poussières les plus riches obtenues avec le système Kleemann ne tiennent que 3 0/0 au maximum.

A Paulshütte, où fonctionne l'allonge Dagner, les poussières recueillies dans les canaux voisins du four tiennent de 3 à 4 0/0 de cadmium.

Dans les diverses usines silésiennes qui s'occupent de la production de ce métal (Silesiahütte, Hohenlohehütte, Paulshütte), la première distillation des poussières s'effectue dans des moufles ordinaires, travaillant par périodes de vingt-quatre heures, comme pour les minerais; les opérations de chargement et de nettoyage exigent deux heures seulement. L'enlèvement des résidus ne se fait en général qu'après trois opérations.

La charge normale d'un moufle est de 25 kilogrammes de poussières et de 20 kilogrammes d'escarbilles. Le chauffage s'effectue, le plus souvent, au moyen des flammes perdues. Les moufles à cadmium peuvent être placés, par un ou par deux, aux extrémités de chaque massif ou bien être groupés, au nombre de huit, dans un four spécial placé à la suite d'un four à zinc, comme on l'a fait à Hohenlohehütte (Schmieder, *B. u. H. Jahrb.*, 1889, p. 404).

La condensation des vapeurs s'effectue non pas dans une allonge suivie d'un système plus ou moins compliqué de condenseurs, mais bien dans un grand étouffoir conique en tôle, ayant plus d'un mètre de long. La température de distillation étant très modérée, il ne se condense que des poussières, beaucoup plus riches en cadmium que les poussières initiales, mais d'une teneur très variable.

La distillation de ces deuxièmes poussières s'effectue suivant deux systèmes différents, caractérisés l'un par l'emploi de récipients en fonte (Silesiahütte, Hohenlohehütte), l'autre par celui de moufles en terre réfractaire.

Dans le premier système, le récipient servant à la distillation aura par exemple (Silesiahütte) une section elliptique, de $0^m,05$ en hauteur et $0^m,17$ dans le sens horizontal, avec une épaisseur de $0^m,025$; on y charge 1,5 kilogramme de poussière avec 5 à 6 kilogrammes d'escarbilles fines et peu cendreuses.

A Hohenlohehütte, la charge d'un creuset de plus grandes dimensions est de 8 kilogrammes de poussières avec un poids égal de charbon de bois.

Le chauffage est effectué au moyen des flammes perdues d'un four à zinc. La condensation s'effectue dans une allonge conique en tôle, ayant $0^m,40$ de long à Silesiahütte; on recueille dans cette allonge un mélange de globules de cadmium et d'oxyde. On le refond dans une cuiller ou dans un creuset en fer, sous une couche de suif; on laisse refroidir un peu le cadmium liquide et on le coule finalement dans des moules en papier, de manière à lui donner la forme des baguettes pesant de 60 à 90 grammes.

A Hohenlohehütte, le rendement est de 5 kilogrammes de cadmium raffiné par charge de 8 kilogrammes de poussières concentrées.

©BIU Santé

La deuxième méthode de réduction de ces poussières consiste à les redistiller, avec des escarbilles, dans un creuset cylindrique en terre, légèrement incliné vers l'avant, comme les creusets belges. A Paulshütte, ce creuset a $1^m,25$ de long et $0^m,25$ de diamètre intérieur; on y charge 15 kilogrammes de poussières à 20 0/0 de cadmium avec des escarbilles fines, puis on ferme l'avant au moyen de lut réfractaire, sans y adapter de condenseur.

Le cadmium se condense dans la région antérieure du creuset ; de temps en temps, on le coule dans une cuiller en fer au moyen de laquelle on le verse directement dans des moules.

Les usines de la Société Von Giesche's Erben ont renoncé à cette méthode de traitement et sont revenues à l'emploi de grands moufles pour le traitement des poussières cadmifères. Pour atténuer la réduction de l'oxyde de zinc, on réduit beaucoup la proportion de charbon de mélange, qui n'est alors que de 15 0/0 du poids des poussières.

La condensation s'effectue dans un tube conique en tôle; le produit est redistillé dans un petit creuset muni d'un étouffoir conique. Ce deuxième traitement donne un métal tenant 99,57 Cd.

La pureté du produit obtenu peut s'apprécier d'après la flexibilité des baguettes. Celles-ci se plient facilement en tous sens quand elles sont composées de cadmium presque pur ; quand la proportion d'impuretés atteint 25 0/0, elles se plient difficilement et cassent après quelques flexions; si cette proportion s'élève à 60 0/0, la rupture a lieu immédiatement dès qu'on veut plier la baguette.

La pureté des produits obtenus est très variable ; une analyse déjà ancienne d'un échantillon de cadmium de Silésie, par R. Wagner, y indiquait la présence de 4,96 0/0 de zinc et de 0,22 0/0 de fer. D'après Schmieder (*loc. cit.*), le cadmium de Hohenlohehütte serait beaucoup plus pur, sa composition moyenne étant la suivante :

Cd	99,3 à 99,6
Zn	0,03 0,04
Fe	0,02 »
Pb	0,15 »

La production du cadmium est une spécialité de la métallurgie silésienne; elle est peu importante, mais présente une tendance assez marquée à l'accroissement: de 3.200 kilogrammes en 1892, elle est arrivée à une valeur moyenne annuelle de 13 tonnes environ, de 1900 à 1902.

La valeur du métal oscille entre 6 fr. 20 et 8 fr. 60 par kilogramme.

Traitement des poussières par compression à chaud. — La redistillation entraîne des frais élevés et donne lieu à une perte fort appréciable. Étant donné que le zinc contenu dans les poussières est, pour la plus grande partie, à l'état métallique, il était rationnel de chercher, dans l'emploi de simples procédés physiques, une solution plus avantageuse.

L'examen microscopique montre que les poussières sont formées de petits globules sphériques de zinc, entourés de longues aiguilles d'oxyde du même

©BIU Santé

métal. Cet oxyde s'est évidemment formé au moment où les globules venaient de se condenser et a empêché leur groupement.

Une compression énergique peut diminuer considérablement le volume des poussières en écrasant les aiguilles d'oxyde qui séparent les globules de zinc. La relation entre ce volume et la pression exercée a été déterminée par M. Walther Hempel dans le cas de poussières provenant d'un traitement direct au four à cuve et tenant 80 0/0 de zinc. Elle est définie par les chiffres suivants (*B. u. H. Ztg*, 1893, p. 367):

PRESSION SUR LE PISTON (en kilogramme) par centimètre carré	VOLUMES CORRESPONDANTS de la poussière de zinc
0	1
1	0,328
30,3	0,13
60,6	0,108
100	0,102
200	0,089
300	0,083
400	0,078

Le tracé graphique auquel M. Hempel a eu recours pour résumer les résultats ci-dessus (*loc. cit.*, p. 368) fait ressortir que la diminution de volume, rapide d'abord, devient très lente à partir du moment où la pression dépasse une valeur de 30 atmosphères.

Les poussières recueillies dans les étouffoirs des fours à zinc ordinaires sont sensiblement plus riches en zinc et par suite plus denses que les poussières sur lesquelles M. Walther Hempel a opéré. Leur compressibilité doit donc être moindre ; elle n'a pas été déterminée directement jusqu'ici.

Étant donnée la constitution des poussières de zinc, il était logique de chercher à réunir les globules métalliques en les portant à une température supérieure au point de fusion du zinc, puis en exerçant sur la masse une compression et une friction simultanées, de manière à mettre les gouttelettes métalliques en contact les unes avec les autres et à provoquer ainsi leur réunion.

L'idée première de cette méthode semble due à S. Wetherill, inventeur du procédé direct de fabrication du blanc de zinc. Son brevet français, du 17 mai 1856, qui a pour objet principal un procédé de réduction directe des minerais de zinc, contient le passage suivant :

« La troisième partie de mon invention se rapporte à une méthode ayant pour but de réduire cette substance (la poussière de zinc) à l'état métallique et consiste à soumettre le minerai (?) en poudre à un degré élevé de chaleur dans une cornue qui n'a qu'une seule issue réservée à la fuite du métal liquide, la charge étant poussée à travers ladite cornue par un plongeur ou par tout autre moyen convenable. »

On retrouve là tous les traits essentiels du brevet, pris quelques mois plus tard (17 sept. 1856) par M. Montefiore-Lévi, brevet dont le texte se termine par les conclusions suivantes :

« Il est bien entendu que je n'entends pas breveter telle forme particulière de

©BIU Santé

pour... mais le système général qui consiste à fondre les poussières de zinc en les comprimant à chaud. »

En réalité, c'est sous la forme indiquée par M. Montefiore que le procédé de traitement des poussières par compression à chaud s'introduisit dans le pratique. Il s'est répandu très rapidement dans les usines belges ; en 1858, toutes l'employaient, sauf la Nouvelle Montagne ; il fut ensuite abandonné peu à peu. Aujourd'hui les usines de Corphalie et d'Engis sont les seules qui en aient conservé l'usage.

Procédé Montefiore (Voir *Rev. univ.*, 1re sér., t. III, p. 1 à 9 et pl. I). — Les récipients employés sont des creusets en terre réfractaire de forme presque cylindriques, qui ont 0m,17 de diamètre intérieur en haut et 0m,16 en bas, avec une profondeur intérieure de 0m,46 (fig. 245). L'épaisseur des parois latérales est de 0m,04 ; celle du fond de 0m,05. Ces récipients sont munis, au niveau du fond, d'une tubulure horizontale ayant 0m,05 de diamètre intérieur, 0m,11 de diamètre extérieur et 0m,14 de long à partir de la paroi intérieure du creuset.

Le piston en terre réfractaire, servant à comprimer les poussières de zinc, est cylindrique, de 0m,15 de diamètre et de 0m,18 (fig. 245) ; il est percé suivant son axe d'un trou cylindrique, qui se termine par un logement en forme de prisme à base carrée.

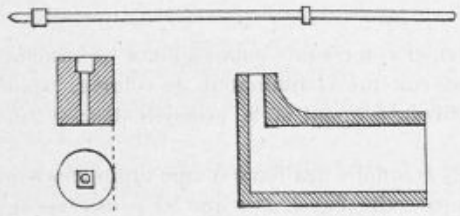


Fig. 245. — Procédé Montefiore.
Coupe d'un creuset et d'un piston. — Vue d'une tige.

Une tige de fer (fig. 245), engagée et calée dans cet évidement, peut imprimer au piston un mouvement, soit de translation, soit de rotation. Cette tige porte, à une certaine hauteur, un collet saillant sur lequel peuvent s'appuyer des disques de fonte ou de plomb, percés en leur centre et engagés sur la tige par le haut de celle-ci. Ces disques, au nombre de deux ou trois, représentent un poids total de 25 kilogrammes environ.

Dans son mouvement de translation, la tige était autrefois guidée par des encoches pratiquées dans deux barres de fer plat fixées au-dessus du four, à 0m,35 environ au-dessus de celui-ci (fig. 246 et 247) : elles le sont maintenant, à Corphalie, par des trous percés dans la face supérieure d'une caisse en tôle qui recouvre le haut de l'appareil.

Le mouvement de rotation des pistons est obtenu au moyen d'une traverse horizontale fixée au sommet de chaque tige et munie de poignées à ses deux extrémités.

Un four (fig. 246 et 247) contient généralement dix creusets : c'est une chambre rectangulaire, de 1m,68 de long, sur 0m,70 de large avec 3m,40 de hauteur intérieure. Au dessous se trouve une chauffe de 0m,40 sur 0m,80, s'ouvrant sur un des petits côtés du massif ; elle est recouverte par une voûte, de 0m,20 d'épaisseur à la clef et traversée par cinq fentes transversales pour le passage des flammes. En vue de régulariser autant que possible la répartition de celles-ci, l'ouverture

©BIU Santé

des fentes va en croissant du côté où s'effectue le tirage ; elle est successivement de 0m,06; 0m,07 ; 0m,08 ; 0m,10 ; 0m,12.

Le tirage se fait par deux canaux placés de chaque côté de la paroi de fond et aboutissant à un collecteur souterrain.

Les creusets sont placés dans le laboratoire du four au-dessus des ouvreaux qui

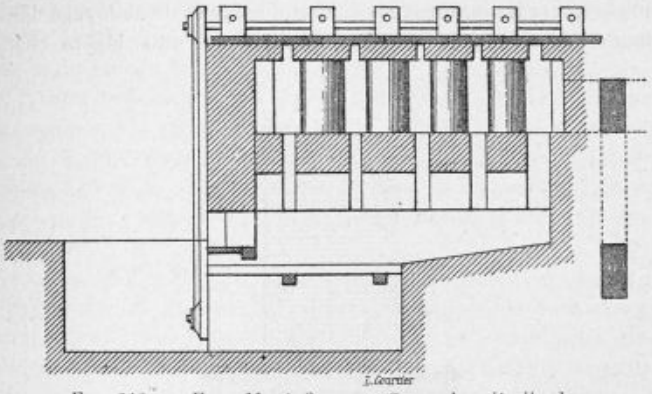


Fig. 246. — Four Montefiore. — Coupe longitudinale.

amènent les flammes ; les parois de ce laboratoire, de 0m,25 d'épaisseur, sont traversées par fentes alternant en plan avec les premières, et larges de 0m,15. Le coude inférieur des creusets est à la partie inférieure de ces fentes ; la partie supérieure de celles-ci, une fois les creusets mis en place, est remplie avec un garnisage formé des débris de briques, liés au moyen de pâte réfractaire.

La couverture du laboratoire est formée de dalles réfractaires, épaisses de 0m,08 à 0m,09 et présentant en plan des échancrures disposées de manière à laisser passer les creusets quand on les descend à leur place. Pour augmenter leur résistance dans le sens transversal, ces dalles sont appuyées sur quatre cylindres creux, en terre réfractaire, placés verticalement à l'intérieur du laboratoire, au milieu des voûtes partielles qui supportent la sole (fig. 246 et 247).

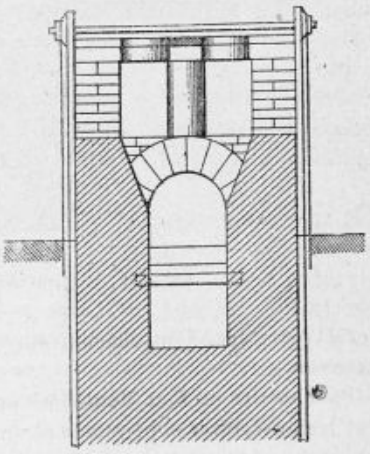


Fig. 247. — Four Montefiore. Coupe transversale.

D'autres fois (fig. 248), il existe au milieu du laboratoire une cloison longitudinale qui soutient les dalles de couverture.

Celles-ci sont recouvertes de plaques en fonte, munies d'échancrures correspondantes. La surface supérieure de ces plaques est à 1 mètre environ au-dessus du sol de l'atelier.

©BIU Santé

Aujourd'hui, à l'usine de Corphalie, l'appareil Montefiore est surmonté d'une caisse en tôle, présentant les mêmes dimensions en plan que le four lui-même et une hauteur de 0m,35 à 0m,40. Cette caisse, destinée à empêcher les fumées de zinc de se dégager librement dans l'atmosphère de l'usine, est munie à chacune de ses extrémités d'une cheminée en tôle qui dépasse la toiture de la halle.

Pour ne pas gêner les manœuvres de remplissage et de nettoyage des creusets, on la compose de panneaux mobiles, appuyés sur une légère charpente en

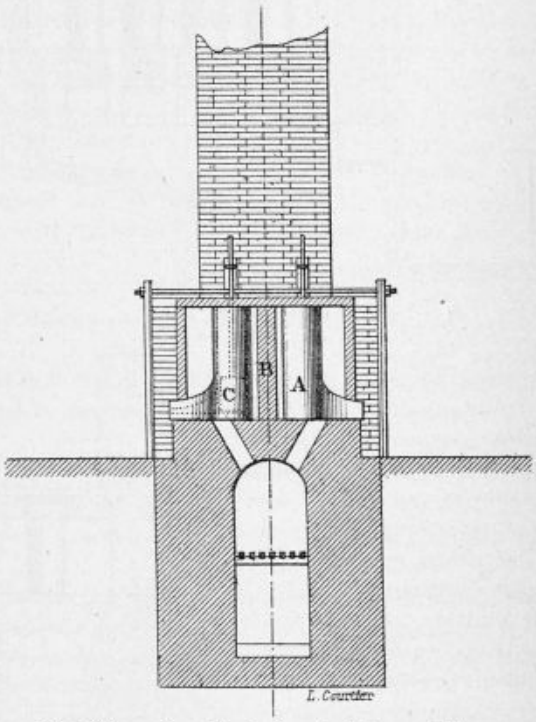


Fig. 248. — Four Montefiore à cloison médiane.

fer et correspondant chacun, sur chaque face, à une section recevant deux creusets.

Pour mettre un four Montefiore en fonctionnement, on introduit les creusets par les ouvertures supérieures et on les fait descendre verticalement jusqu'à ce qu'ils reposent sur la sole ; leur bord supérieur doit affleurer à peu près exactement le dessus des plaques recouvrant le four. On lute le joint tout autour : on remplit, au moyen de morceaux de briques et de pâte réfractaire, les fentes des murs latéraux, par lesquelles passent les ajutages des creusets, en ayant soin de laisser un intervalle de 0m,04 entre ceux-ci et la paroi. On allume alors le feu avec précaution, en limitant le tirage, puis on élève peu à peu la température du four jusqu'au rouge sombre, qu'on ne doit pas dépasser.

©BIU Santé

Le four est desservi par deux ouvriers, un brigadier et un manœuvre ; le changement de poste a lieu à six heures du matin. Les ouvriers qui arrivent commencent par décrasser les creusets. A cet effet, le manœuvre retire le piston d'un des creusets et y introduit un ringard (*sabre*), aplati à une de ses extrémités et présentant de ce côté un tranchant légèrement recourbé et arrondi, de $0^m,060$ à $0^m,070$ de large ; il s'en sert pour détacher les crasses adhérentes. Le brigadier enlève alors le tampon qui fermait l'ajutage, introduit dans celui-ci une tige de fer de $0^m,015$ de diamètre et bourre de l'argile réfractaire tout autour, tandis que le manœuvre bourre des crasses de la même manière avec le sabre du côté de l'intérieur du creuset. Une fois le trou de coulée ainsi préparé, le manœuvre remplace le sabre par un ringard terminé à une extrémité par un disque en fer de $0^m,12$ de diamètre, aminci du côté opposé au point de fixation de la tige. Au moyen de cet instrument, il retire les crasses qu'il a réunies avec le sabre sur un des côtés du fond du creuset et fait tomber ces crasses dans un poêlon en fonte.

Le nettoyage se fait ordinairement par groupes de deux creusets, en commençant par une extrémité du four; il est suivi immédiatement du chargement de ces deux creusets. Cette opération se fait avec une petite pelle en tôle, de $0^m,12$ de large sur $0^m,15$ de long, munie de rebords de $0^m,03$ de haut et fixée sur un manche en bois. Le brigadier prend, avec cette pelle, les poussières dans une caisse en bois, et les verse dans le creuset qu'il remplit jusqu'à $0^m,10$ du bord supérieur, sans chercher à tasser la charge, qui représente de 15 à 20 kilogrammes par creuset. Il remet ensuite les pistons en place, sans les charger de poids additionnels.

Une fois le chargement terminé, on étale du charbon sur la grille pour relever la température du four ; la régularité du chauffage est d'ailleurs la seule préoccupation des ouvriers pendant la première phase de l'opération, qui dure de deux heures et demie à trois heures. Les poussières se tassent sous l'action de la chaleur et du poids propre du piston ; il ne coule cependant pas de zinc par l'ajutage, resté ouvert, parce que la matière est trop pâteuse et se solidifie près de l'orifice extérieur.

Lorsqu'il se dégage quelques vapeurs de zinc par l'orifice supérieur du creuset et que le piston, appuyé sur une masse ramollie, peut s'enfoncer plus facilement, on engage sur la tige les disques en fonte ou en plomb restés en réserve jusque-là et on adapte à l'extrémité supérieure de cette tige la traverse horizontale, munie de deux poignées, qui doit servir à la faire tourner. L'ouvrier saisit une poignée de chaque main et exerce sur le piston une pression verticale tout en lui imprimant un mouvement alternatif de rotation. Ce dernier mouvement développe dans l'intérieur de la masse des phénomènes de friction qui écartent les aiguilles minces d'oxyde de zinc interposées entre les globules de métal liquide, en même temps que la compression rapproche ces globules et provoque leur réunion ; le zinc fondu monte tout autour du piston et recouvre sa face supérieure. Le manœuvre enlève les disques de surcharge ainsi que la manivelle, pendant que le brigadier dégage le trou de coulée au moyen d'un petit ringard en fer: le zinc coule dans une gouttière en fer placée sous l'orifice de l'ajutage et de là dans un poêlon. En général on peut, en recommençant

©BIU Santé

l'opération, obtenir encore une petite quantité de zinc. On procède ensuite au décrassage, qui se fait suivant la méthode indiquée ci-dessus, sauf qu'on commence souvent par jeter dans le creuset une petite quantité de crasses froides pour diminuer le dégagement des vapeurs de zinc. Parfois le décrassage ne se pratique qu'au bout de deux opérations.

Les crasses provenant de l'écumage du zinc dans le poêlon sont repassées dans l'appareil lui-même. Les résidus extraits des creusets tiennent environ 45 0/0 de zinc et représentent un dixième du poids de la charge.

Cette proportion, qui varie en sens inverse du rendement en zinc, dépend de la teneur des poussières et surtout de la rapidité avec laquelle on les traite. Autant que possible il ne faut pas laisser écouler plus de vingt-quatre heures entre l'extraction des poussières des étouffoirs et leur traitement au four Montefiore; dans ces conditions on en obtient couramment un rendement de 85 unités de zinc pour une teneur de 95. Le rendement s'abaisse très rapidement si on laisse les poussières s'oxyder à l'air pendant plusieurs jours.

Le traitement d'une charge dure trois heures en moyenne ; on fait donc huit charges par vingt-quatre heures. La consommation de charbon est d'environ 250 kilogrammes par four pendant cette période ; la quantité traitée est de 1.500 à 1.600 kilogrammes de poussières. Les creusets durent en moyenne trente jours, les pistons trente et un jours.

En 1858, J. Landsberg (*Rev. univ.*, 1re sér., t. III, p. 9) évaluait à 17 fr. 29 les frais entraînés par le traitement d'une tonne de poussière de zinc par le procédé Montefiore. Aujourd'hui on admet, à l'usine de Corphalie, que ces frais ne dépassent pas 9 à 10 francs. La différence provient surtout de ce que les appareils sont mieux utilisés par suite de l'augmentation de production de l'usine; ils passent chacun, par vingt-quatre heures, 1.600 kilogrammes de poussières au lieu de 900. La volatilisation du métal représente 0,3 0/0, d'après J. Landsberg ; d'autre part, on doit repasser au four de distillation 89 kilogrammes de crasses, à 45 0/0 de zinc. En estimant à 50 francs les frais de la distillation par tonne de matière traitée, cela représenterait 4 fr. 45 par tonne de poussières. La dépense totale rapportée au même poids serait donc d'une quinzaine de francs.

Le traitement des poussières au four de distillation donnerait lieu à une dépense plus considérable et à un déchet plus élevé. Prenons en effet comme point de comparaison les mêmes poussières tenant 95 0/0 de zinc et en rendant directement 85 0/0 par le procédé Montefiore ; admettons que sur les 89 kilogrammes de crasses à retraiter par distillation l'écart soit de 0,12 par rapport au métal contenu, soit de $10^{kg},7$ en valeur absolue. La perte totale sera de $13^{kg},7$ par tonne de poussière, tandis qu'elle aurait été de 114 ($950^{kg} \times 0,12$), dans le cas d'une redistillation directe. La différence est de $1^{kg},093$ par tonne de poussière ; pour les usines belges, elle correspond approximativement à 1 0/0 de la production.

En Silésie, on a employé le procédé Montefiore dans quelques usines, en utilisant les flammes perdues des fours à zinc pour opérer le chauffage de l'appareil. La charge par récipient était de 20 kilogrammes de poussières ; le rendement, de 86 0/0 du poids, c'est-à-dire sensiblement le même qu'avec le chauffage direct.

©BIU Santé

Malgré ses avantages économiques, le procédé Montefiore a été abandonné par la plupart des usines qui l'avaient expérimenté. Son abandon aurait été motivé, dit-on, par ses inconvénients au point de vue hygiénique ; le dégagement de fumées auquel il donnait lieu était considéré comme nuisible à la santé des ouvriers. La disposition adoptée à Corphalie obvie à cet inconvénient.

On reproche d'autre part au procédé Montefiore de donner du zinc de qualité inférieure. Il en serait de même avec la redistillation des poussières, si la mauvaise qualité du métal tenait à la présence du cadmium ou de l'arsenic. Si elle tenait au contraire à une dissolution de l'oxyde dans le métal, on pourrait peut-être améliorer le produit en faisant intervenir un réducteur suffisamment énergique, soit pendant la compression, soit après cette opération, mais l'addition serait assez difficile à régler. De toute manière le mélange du zinc de poussières avec un grand excès de zinc ordinaire permettrait sans doute d'obtenir un produit marchand de qualité moyenne tout en profitant des avantages économiques du procédé Montefiore.

REFONTE DU ZINC BRUT

La refonte du métal brut était un accessoire nécessaire de certaines des formules primitives de la métallurgie du zinc. Les méthodes anglaise, carinthienne, silésienne produisaient en effet le métal sous forme de stalagmites irrégulières qu'il fallait transformer en lingots marchands.

La méthode belge, au contraire, a comporté, dès son origine, la coulée directe du zinc dans un poêlon, et de là dans des lingotières. Cependant les premières usines refondaient toute leur production, parce que les lingots mal coulés étaient de forme trop irrégulière et qu'ils contenaient souvent une proportion trop élevée de plomb ou de fer.

A cette époque on refondait le zinc brut dans des chaudières en fonte chauffées soit par un foyer spécial (p. 256), soit par les flammes perdues d'un four de réduction (p. 245). Le zinc liquide attaquait les parois et contenait souvent plus de fer après refonte qu'à l'état brut. Pour obvier à cet inconvénient, les usines silésiennes adoptèrent les chaudières en terre réfractaire qui avaient le défaut de se fendre fréquemment et de donner lieu par suite à des pertes de zinc assez sensibles.

En substituant la terre réfractaire à la fonte on avait conservé la conduite intermittente du travail. Les charges, d'un poids faible, séjournaient peu de temps dans la chaudière ; la séparation des impuretés par différence de densité ne pouvait être obtenue que d'une manière très imparfaite. La refonte opérée dans ces conditions améliorait l'apparence des lingots bien plutôt que leur qualité intrinsèque. Elle n'est usitée aujourd'hui que dans certains cas exceptionnels, lorqu'on veut, par exemple, donner une forme régulière à des lingots incomplets ou mal venus. On lui a substitué, dans toutes les grandes usines, la refonte au réverbère, opérée sur de grandes masses et d'une

©BIU Santé

manière continue. C'est en Belgique que cette transformation de la formule primitive paraît s'être effectuée tout d'abord et que le nouveau mode de travail a reçu ses principaux perfectionnements.

Avant de l'étudier d'une façon définitive, il convient de se rendre compte de la nature des impuretés contenues dans le métal brut et de leur influence sur les propriétés de celui-ci.

Impuretés des zincs bruts. — La proportion d'impuretés contenue dans les zincs bruts varie depuis quelques dix-millièmes jusqu'à plusieurs centièmes.

On peut se faire une idée de leur nature et de leur proportion par les analyses suivantes :

	I	II	III	IV	V	VI	VII
Plomb	traces	0,027	0,0701	0,0061	1,4483	1,772	1,1921
Fer	0,019	0,018	0,7173	0,2863	0,0280	0,0280	0,0238
Cadmium.....	»	»	»	»	0,0245	»	»
Cuivre,.....	»	»	0,1123	0,0013	0,0002	»	0,0002
Argent	»	»	»	»	0,0817	traces	0,0007
Arsenic	»	»	0,0603	0,0590	»	»	»
Antimoine ...	»	»	0,0249	»	»	traces	traces
Soufre.....	traces	»	0,0035	0,0741	traces	0,0020	traces
Silicium.....	»	»	0,0346	0,1374	»	»	»
Carbure	»	»	0,1775	0,0016	»	»	»

I. — Zinc de la marque Bertha Spelter, fabriqué à Pulaski (Virginie) avec des calamines silicatées, tenant :

Oxyde de zinc.....	47,61
Silice.....	29,37
Sesquioxyde de fer et alumine	9,83
Carbonate de chaux.....	4,54
Carbonate de magnésie.....	2,07
Eau.....	0,23
	101,05

d'après Moxham (*Engin. and Min. J.*, 25 nov. 1893).

II. — Zinc fabriqué aux Passaic Zink Works (New Jersey) avec des minerais de Stirling Hill, d'après Schnabel (*Handbuch der Metallhüttenkunde*, t. II, p. 192).

III et IV. — Zinc des usines du sud-ouest du Missouri, d'après Pack (*Trans. Ann. Insl. of Min. Eng.*, t. III, p. 125).

V et VI. — Zinc de Georgshütte (Haute Silésie), d'après L. Schneider et Paterson,

VII. — Zinc de Reckehütte (idem)
(*B. und H. Jahrb.*, 1885, p. 193).

Cette série est passablement incomplète, puisqu'on n'y voit figurer aucune analyse de lingots fabriqués dans la région rhénane, en Belgique, en France, en Angleterre ou en Espagne. D'autre part, les analyses qu'elle comprend ont été évidemment exécutées suivant des méthodes assez dissemblables; on y voit figurer des éléments dont la présence réelle est au moins douteuse, le silicium notamment, indiqué par M. Pack dans certains zincs du Missouri. Enfin la nature du métal analysé n'est pas toujours bien définie ; les quatre premiers échantillons sont presque certainement des zincs bruts, mais on ne saurait affirmer qu'il en soit de même pour les zincs de Silésie (nos V, VI et VII). En tout cas, certains zincs bruts de la même provenance renferment une

©BIU Santé

proportion de plomb beaucoup plus élevée ; ceux de Hohenlohehütte en contiennent de 3 à 4 0/0, et sont ramenés par la refonte à une teneur moyenne de 1,07 0/0, d'après P. Schmieder (*B. u. H. Jahrb.*, 1889, p. 402). Mais, d'autre part, les zincs bruts de Guidottohütte, près Chropaczow, ne tiendraient pas plus de 1,5 0/0 de plomb. W. Renton Ingalls (*The Mineral Industry*, t. II, p. 668) estime que la proportion de ce métal dans les zincs bruts de la Haute-Silésie varierait normalement entre 1,75 et 2,25 0/0.

Telle qu'elle est, la série des analyses ci-dessus donne au moins une idée de la nature des impuretés qui se rencontrent ordinairement dans les zincs bruts. Il n'y en a guère qu'une qui n'y figure pas : c'est l'étain, signalé dans certains zincs d'Amérique par Eliot et Storer (*Mem. Amer. Acad. Art and Sciences*, 1860 t. VIII) et par Fohr dans les zincs de l'usine de Freiberg. Le peu de volatilité de l'étain rend sa présence dans le zinc brut assez difficile à expliquer ; alors même qu'un minerai de zinc serait stannifère, ce qui est le cas des blendes de Freiberg (p. 23) et peut-être des minerais du New-Jersey, l'étain devrait rester dans les cendres d'usine. En général, lorsqu'on rencontre de l'étain dans le zinc, on doit présumer que cette impureté y a été introduite par la refonte de vieux zincs, mal débarrassés de la soudure qu'ils pouvaient avoir reçue.

Sauf cette exception, les impuretés contenues dans le zinc brut proviennent en général des minerais et se répartissent inégalement, suivant leur degré de volatilité, entre les résidus, d'une part, le zinc et les poussières d'autre part.

On doit cependant faire exception pour le carbone, le soufre et le fer. Nous avons indiqué déjà que l'apport de ce métal est attribuable en partie à l'entraînement par les gaz, en partie à la dissolution du fer des grattoirs qui servent à effectuer le tirage. Le carbone, qui se rencontre accidentellement dans les zincs bruts, s'y trouve à l'état de mélange mécanique et a été apporté par entraînement. Le soufre a probablement la même origine ; ce métalloïde ne s'observe d'ailleurs qu'exceptionnellement et en quantités très faibles.

Les éléments plus volatils que le zinc contenus dans les minerais se concentrent dans les poussières ; c'est notamment le cas pour le cadmium ainsi qu'on l'a vu précédemment. Une concentration analogue se produit pour l'arsenic et l'antimoine ; ces deux corps, peu abondants dans le minerai de zinc, ne se rencontrent dans le métal brut qu'en très faible proportion. De même que le cadmium, ils le rendent cassant. Combinés avec le zinc, ils semblent ne pouvoir en être séparés ni par liquation, ni même par redistillation. Cette dernière opération, conduite avec précaution, débarrasserait au contraire le zinc du cadmium qu'il peut contenir, mais elle coûte trop cher pour qu'on puisse songer à la pratiquer d'une manière courante.

Il en serait de même en ce qui concerne l'élimination des métaux moins volatils que le zinc, c'est-à-dire du plomb, du cuivre et du fer. La redistillation n'est appliquée que dans des cas exceptionnels, lorsqu'on veut, par exemple, obtenir un métal pur en partant de vieux zinc. La méthode usuelle d'épuration est la refonte en grande masse, suivie d'un repos prolongé, de manière à réaliser un classement par densité. Les trois métaux énumérés ci-dessus, plus denses que le zinc, se réunissent au fond du bain, le plomb à l'état liquide, le fer et le cuivre à l'état de crasses solides.

©BIU Santé

La présence de ces métaux exerce sur les propriétés du zinc des influences assez diverses. Il n'y a guère lieu de se préoccuper de celle du cuivre, impureté relativement rare et qui exercerait probablement une action analogue à celle du fer. Ce dernier métal forme dans le zinc des grains durs, susceptibles de provoquer, au cours du laminage, des déchirures ou du moins des défauts très sensibles à la surface des feuilles laminées. D'après Karsten, ces inconvénients ne se manifesteraient pas quand la teneur du fer descendrait au-dessous de 0,2 0/0. C'est un chiffre rarement dépassé dans les zincs bruts, bien que Percy cite un échantillon tenant 1,4 0/0 de fer.

La présence de ce métal est nuisible également pour le travail de galvanisation, mais beaucoup moins que pour le laminage.

Jusqu'à une proportion de 1,5 0/0 environ, le plomb se répartit uniformément dans le zinc et n'exerce pas d'influence appréciable sur le travail du laminage. Il en est autrement quand sa proportion est plus élevée; il se réunit alors en masses irrégulières, qui s'étirent plus facilement que le zinc et finissent par provoquer des déchirures au cours du travail.

Sa présence ne paraît pas avoir d'inconvénients pour la galvanisation. Son influence sur les alliages zincifères est variable suivant les applications de ceux-ci. On cherche à l'exclure autant que possible de la composition des laitons destinés à subir un étirage ou un emboutissage ; pour la préparation des alliages destinés à être moulés, au contraire, une certaine proportion de plomb ne semble pas nuisible. On a même attribué à la présence de ce métal les qualités des bronzes fondus par les frères Keller, au XVII[e] siècle.

Phénomènes de la refonte du zinc. — La séparation du fer et du cuivre s'effectue, au cours de la refonte, sous forme de crasses solides qui se déposent au fond du bain, à l'emplacement même où la fusion s'est produite et que l'on enlève par râblage. Ces crasses entraînent un peu de zinc ; inversement, il reste probablement du fer et du cuivre dissous dans le bain métallique, mais en proportion très faible. On ne possède à ce sujet aucune indication précise.

Il en est autrement en ce qui concerne la solubilité réciproque du zinc et du plomb. Ces deux métaux ne forment pas entre eux de combinaison définie, mais ils se dissolvent l'un dans l'autre, en proportions qui croissent avec la température. Les déterminations les plus récentes sur ce sujet sont dues à M. E. Heyn (*B. u. H. Ztg.*, 1900, p. 559).

TEMPÉRATURES centigrades	ZONE INFÉRIEURE		ZONE SUPÉRIEURE	
	Pb p. 100	Zn p. 100	Pb p. 100	Zn p. 100
334°	98,8	1,2	»	»
419	»	»	1,5	98,5
450	92,0	8,0	»	»
475	91,0	9,0	2,0	98,0
514	89,0	11,0	3,0	97,0
584	86,0	14,0	5,0	95,0
650	83,0	17,0	7,0	93,0
740	79,0	21,0	10,0	90,0
800	75,0	25,0	14,0	86,0
900	59,0	41,0	25,5	74,5

©BIU Santé

Ces chiffres ne concordent pas avec les déterminations faites par d'autres expérimentateurs. Au voisinage du point de solidification du zinc, Rössler et Edelmann avaient trouvé pour la proportion de plomb retenue par le métal, 1,77 0/0 au lieu de 1,5.

En sens inverse, on peut citer les résultats obtenus industriellement à Hohenlohehütte, où la teneur en plomb du zinc refondu s'abaisse couramment à 1,07. On peut citer également ceux obtenus au Bleyberg-ès-Montzen au cours d'essais faits il y a une vingtaine d'années; la proportion de plomb retenue par le zinc, aurait pu être abaissée à 0,5 0/0 à la condition d'opérer sur des masses considérables, maintenues pendant longtemps à une température à peine supérieure à leur point de solidification.

Un résultat concordant a été obtenu par Ross, en laissant un tube, haut de $1^m,30$ et rempli de zinc plombeux fondu au rouge sombre, se refroidir pendant huit jours jusqu'à solidification. La partie supérieure du lingot ainsi obtenu tenait 0,5 0/0 de plomb (*B. u. H. Ztg.*, 1894, p. 320).

D'autre part, en ce qui concerne la proportion de zinc retenue par le plomb au voisinage de son point de solidification, on constate un écart analogue entre les chiffres donnés par M. Heyn et ceux résultant de la pratique des usines de désargentation. Ces derniers sont toujours inférieurs au coefficient de 1,2 0/0 donné par les expériences de M. Heyn ; ils s'abaissent à 0,88 0/0 d'après les déterminations faites par M. Junge (*Freib. Jahrb.*, 1889, p. 6).

Il est probable que les expériences de M. Heyn ont porté sur des masses relativement faibles et que la séparation des deux métaux n'a pas été réalisée aussi complètement qu'elle l'est ordinairement dans la pratique industrielle.

Il existe d'ailleurs, au point de vue de la marche à suivre pour compléter l'épuration, une différence essentielle entre le plomb zincifère et le zinc plombeux. Pour compléter l'affinage du premier, on le soumet à une oxydation. Ce procédé ne peut évidemment pas servir pour débarrasser le zinc brut des impuretés qu'il renferme, le zinc étant plus oxydable que ces diverses impuretés.

La refonte du zinc est donc tout autre chose qu'un affinage, dans le sens usuel de ce mot en métallurgie. On doit chercher à réduire au minimum les phénomènes d'oxydation qui peuvent s'exercer soit sur les lingots en cours de fusion, soit sur le bain liquide et, à cet effet, opérer à une température aussi basse que possible. Le seul point qui donne lieu à discussion est celui de savoir si l'on doit laisser intacte la couche d'oxydes qui tend à se développer à la surface du métal fondu ou bien l'enlever à mesure qu'elle se forme. Dans le premier cas, l'oxyde finit par constituer une croûte de plusieurs centimètres d'épaisseur qui protège le bain contre l'oxydation, mais qui ralentit en même temps la transmission de la chaleur de la flamme au métal liquide ; dans l'autre système, la fusion marche plus vite et le zinc reste moins longtemps exposé à l'oxydation.

Quoi que l'on fasse, on ne peut éviter que le zinc maintenu longtemps en fusion n'absorbe de l'oxygène, comme le font la plupart des métaux dans des conditions analogues et ne devienne par suite dur et cassant. Pour lui rendre sa malléabilité primitive, il faudrait y introduire, avant coulée, une addition capable de réduire l'oxyde de zinc ; on ne connaît jusqu'ici aucune substance

©BIU Santé

susceptible de jouer convenablement ce rôle. L'addition d'aluminium a été essayée, paraît-il, sans succès, en vue d'adoucir le métal refondu plusieurs fois.

A une date récente (29 mai 1902), Wessel a fait breveter, pour le même objet, des additions de 0,005 de phosphore ou de 0,00125 de magnésium, en y adjoignant l'emploi de la corne pulvérisée.

Travail de refonte au réverbère. — Lorsqu'on commença à substituer les fours à réverbère aux chaudières, on conserva le mode de travail discontinu usité avec celles-ci. Sur la sole, présentant une inclinaison générale vers une dépression placée au-dessous du rampant, on chargeait une certaine quantité de lingots qu'on laissait fondre lentement. On enlevait au râble les crasses ferreuses, ou cuivreuses, puis on commençait le puisage à la poche pour couler le zinc en lingotières. On vidait complètement le four, en mettant à part les derniers lingots, qui contenaient une proportion considérable de plomb; puis on recommençait l'opération.

Aujourd'hui, le travail est continu. A mesure que l'on puise du zinc liquide à une extrémité du four, on en introduit, sous forme de lingots, une quantité équivalente vers l'extrémité opposée. Le niveau du bain reste donc sensiblement constant en travail normal; on ne le laisse s'abaisser que quand on est obligé de vider le four pour nettoyer la sole.

Le travail continu permet de réaliser une épuration beaucoup plus efficace que le travail intermittent. La fusion du zinc en lingots s'effectue tantôt sur une sole inclinée sur laquelle restent les crasses ferrugineuses, tantôt par immersion dans le bain liquide; dans ce dernier cas, les crasses se déposent sur le fond et doivent être tirées au râble.

La séparation du plomb est réalisée par différence de densité, jusqu'à la limite déjà indiquée. La sole présentant une inclinaison dirigée de la chauffe vers le rampant, le plomb légèrement zincifère va se réussir dans la région la plus profonde : on l'en extrait de temps à autre quand il s'y est accumulé en quantité suffisante. La séparation des deux métaux exige un séjour assez prolongé dans le four de refonte, vingt-quatre heures au moins. Elle s'effectue d'autant mieux, d'ailleurs, que la masse sur laquelle on opère est plus considérable. Aussi la quantité de métal emmagasinée dans un four a-t-elle été portée progressivement de 5 à 40 tonnes. Cette augmentation a eu accessoirement l'avantage de réduire la consommation de combustible et le déchet par oxydation.

Ash a proposé (brevet français n° 323589, du 24 octobre 1902) de rendre la séparation plus nette en ménageant sur la sole un certain nombre de dépressions successives, où le plomb se réunirait. L'efficacité de cette disposition est au moins douteuse.

La température d'un four de refonte doit être à peine supérieure au point de fusion du zinc. La surface de grille n'a donc pas besoin d'être bien grande; elle varie entre 1/10e et 1/17e de celle de la sole. Une grille de grandes dimensions n'aurait d'utilité que si l'on voulait, avant la mise en service, fritter la surface de la sole par un coup de feu énergique; cette pratique, usuelle dans la métallurgie du cuivre, est à peu près inconnue dans celle du zinc. Elle semble cependant

©BIU Santé

avoir été en vigueur, il y a un quart de siècle, dans l'usine de Bethlehem (Pensylvanie) (Beco, *Rev. univ.*, 2e série, t. II, p. 168); la matière employée pour la confection de la sole était un sable fin, siliceux, que l'on tassait énergiquement et que l'on agglomérait ensuite au rouge blanc.

Confection de la sole. — La sole d'un four de refonte doit être imperméable au zinc liquide et assez dure pour ne pas se détériorer rapidement sous l'action des râbles ou des outils divers qui servent à la nettoyer. On la confectionne avec du pisé réfractaire, de la brasque, ou des briques réfractaires.

Le pisé doit être assez maigre pour ne pas se fissurer sous l'action de la chaleur; afin d'atténuer encore les risques de cette nature, on effectue le pilonnage au moyen des dames en fer fortement chauffées.

La brasque est ordinairement formée d'un mélange de coke et d'argile, en parties égales, finement pulvérisé et humecté d'un peu d'eau; on la dame par couches de $0^m,10$ d'épaisseur, au moyen de maillets en bois; pour assurer l'adhérence des assises successives, on gratte avec un outil tranchant la surface de chacune de ces assises après battage.

Le creusement du bassin destiné à recevoir le plomb s'effectue après coup; on doit avoir soin de laisser à la brasque une épaisseur de $0^m,15$ au moins autour des parois.

Les soles en briques réfractaires sont parfois construites en matériaux de petit échantillon, disposés en voûte renversée. Dans ce cas les risques d'infiltration du métal par les joints sont assez sérieux. Pour les réduire, on préfère souvent donner aux briques de la sole des dimensions considérables, $0^m,60$ sur $0^m,30$ et $0^m,24$, par exemple; l'appareillage de la sole doit faire l'objet d'une étude préalable. Pour réduire le nombre de modèles de briques à employer et obtenir en même temps un appareillage plus précis, on prend souvent le parti de tailler au marteau une partie au moins des briques et d'user les surfaces de joint] par frottement réciproque. On arrive ainsi à obtenir des joints très serrés que l'on rend bien étanches en y introduisant un peu de coulis réfractaire. Une sole en briques, bien construite, permet une mise à feu rapide, tandis que les soles en pisé ou en brasque exigent un chauffage lent et progressif.

Armatures des fours. — Quel que soit le mode de construction de la sole, son étanchéité ne peut être assurée que si les armatures extérieures du four sont suffisamment résistantes pour équilibrer la poussée du bain métallique.

Pendant longtemps on s'est contenté d'armatures verticales en fonte, très rapprochées les unes des autres et maintenues par des tirants supérieurs. Aujourd'hui les parois latérales du four sont généralement revêtues de plaques de fonte jointives, reliées par des tirants. Il aurait été logique d'appliquer le même système à la consolidation de la sole : on pourrait soit établir celle-ci sur un système de plaques de fonte boulonnées, comme on le fait pour les fours Siemens-Martin, soit enfermer tout le revêtement réfractaire dans une bâche en tôle rivée, suivant le système usité pour la construction des fours d'adoucissement du plomb. Ces deux dispositions supprimeraient tout risque

©BIU Santé

d'infiltration du métal dans les fondations; elles ne sont pas entrées cependant dans la pratique des usines à zinc. On se contente, dans ces usines, d'établir la sole soit sur un massif compact de maçonnerie ou de béton, soit sur une voûte au-dessous de laquelle l'air circule. Cette dernière disposition expose un peu plus aux infiltrations accidentelles, mais elle permet de constater ces infiltrations dès qu'elles se produisent.

Dispositions générales des fours de refonte. — Les dispositions des fours de refonte comportent diverses variantes, correspondant à des systèmes différents de chargement. Pour séparer le fer du zinc brut, la méthode la plus avantageuse est la liquation sur sole inclinée ; l'introduction directe des lingots dans le bain métallique, donnant lieu à un dépôt de crasses ferrugineuses sur le fond même, exige un abaissement périodique de la surface du bain pour faciliter l'enlèvement de ces crasses au moyen d'un râble.

Mais, d'autre part, la liquation des lingots, au contact de la flamme, est accompagnée d'une oxydation très sensible. Pour atténuer le déchet qui en résulte, on peut effectuer la liquation ou bien dans la région la plus froide du four, à l'opposé du foyer et sous l'action de gaz déjà refroidis, ou bien par rayonnement et conductibilité, dans un canal à parois réfractaires placé entre les deux chauffes dont le four est muni. C'est ce dernier système que préfèrent les usines silésiennes.

Dans la plupart des usines de l'ouest de l'Europe, on se borne à introduire dans le four, par une porte latérale située à peu de distance de la chauffe, les lingots ou les paquets de rognures et à les immerger dans le bain. Cette manière de procéder est rationnelle en ce qui concerne les rognures, qui ne laissent pas de résidu ferreux et qui doivent être soustraites rapidement à l'action oxydante de la flamme. Dans le cas du chargement de lingots, elle est moins logique, puisqu'elle oblige à décrasser la sole par intermittences. Elle ne présente qu'un seul avantage, celui de limiter l'élévation de la température dans la région du four voisine de la chauffe.

Pour utiliser la chaleur emportée par les flammes perdues, on a souvent installé sur la voûte du four une étuve autour de laquelle on fait circuler ces flammes et à l'intérieur de laquelle on réchauffe les platines après leur sortie du train dégrossisseur et avant leur passage au finisseur (fig. 249).

Cette combinaison est assez incommode pour le travail de laminage; pour desservir facilement les trains finisseurs, les étuves doivent être installées à proximité de ceux-ci, alors que l'emplacement rationnel des fours de refonte se trouve au contraire près du dégrossisseur. Aussi renonce-t-on généralement à établir entre ces deux catégories d'appareils une solidarité qui est gênante pour le travail et d'un intérêt secondaire au point de vue de l'économie de combustible.

Fours à chauffe unique, avec sole en brasque. — La figure 249 représente un type de four d'un usage courant en Belgique il y a une quarantaine d'années. Les flammes, sortant d'une chauffe unique A, à barreaux transversaux, circulaient dans le laboratoire B, montaient par le canal vertical D

©BIU Santé

suivaient des canaux horizontaux E, placés au-dessus des étuves posées elles-mêmes sur la voûte, et aboutissaient finalement à une cheminée en tôle F. La sole était faite en brasque ; le séchage devait durer une dizaine de jours au minimum. Le chargement des lingots et des rognures se faisait par une porte placée près de la chauffe. Une porte de travail, située à l'extrémité opposée, servait à puiser le zinc purifié : le puisage s'effectuait directement dans le bain,

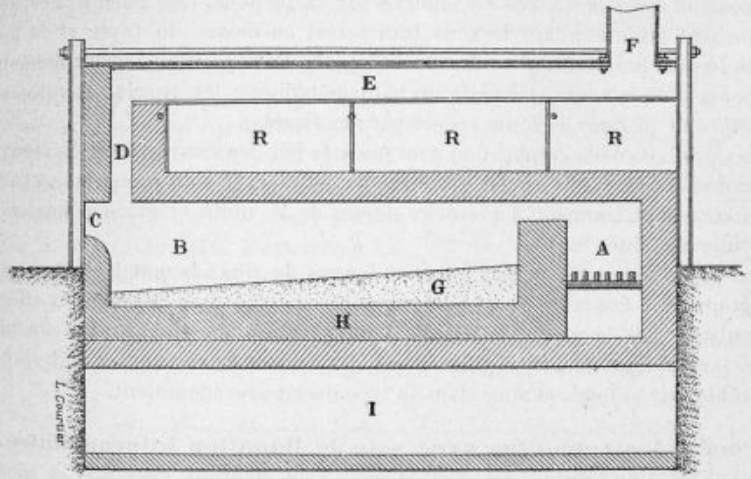


Fig. 249. — Four de refonte, à sole en brasque.

en écartant simplement la couche d'oxyde qui recouvrait le métal.

Les crasses ferrugineuses qui se déposent sur le fond doivent être enlevées tous les jours, au moyen d'un râble. On doit nettoyer en même temps la surface du bain, sur les bords du moins, pour éviter la formation de croûtes adhérentes qui se développent progressivement et réduisent la capacité du four.

Avec cet appareil, on obtenait par 1.000 kilogrammes de zinc brut :

	kilogr.
Lingots	985
Oxydes	7
Fonds de bain	4
Perte par volatilisation	4
	1.000

Fours à chauffe unique, à sole en briques appareillées. — Un type moderne de four de refonte, en usage en Belgique, est représenté par la planche XXIV. Sa grille, de 2 mètres sur 0m,60, est munie de barreaux en fonte, disposés dans le sens longitudinal ; elle est à une trentaine de centimètres seulement au-dessous du pont. La sole, formée de grosses briques appareillées, a 3m75, de longueur sur 1m,90 de largeur ; elle présente un profil transversal concave,

©BIU Santé

tracé par éléments rectilignes; son arête inférieure est inclinée de 3 à 4 0/0 depuis le pont jusqu'à la porte de puisage du zinc, située à l'extrémité opposée. Il en résulte que la profondeur normale du bain métallique sur l'axe du four varie progressivement de 0m,40 à 0m,75.

De chaque côté de la sole se trouvent une porte de chargement C, située près du pont, et deux portes de décrassage N, N. La porte de puisage O, située à l'extrémité de la sole, peut être munie ou non d'un creuset-puisard ; cette disposition spéciale n'a pas été figurée sur la planche. Les génératrices de la voûte sont orientées dans le sens transversal au-dessus du foyer et du pont, dans le sens longitudinal au-dessus de la sole. Pour résister convenablement à la poussée de la voûte et à celle du bain métallique, les parois latérales sont revêtues de plaques de fonte reliées par des tirants.

Les produits de la combustion sont évacués par deux ouvreaux S, S, ménagés à travers la voûte, aux angles extrêmes de celle-ci ; ils sont ramenés vers l'avant du four par un rampant T placé au-dessus de la voûte et évacués finalement par une cheminée en tôle.

Un pareil four peut emmagasiner 40 tonnes de zinc : le métal y séjourne de vingt-quatre à quarante-huit heures suivant l'activité avec laquelle on effectue le puisage par la porte de travail. L'introduction du zinc brut s'effectuant directement dans le bain, l'enlèvement des crasses ferrugineuses doit se faire au râble, sur le fond, comme dans le type décrit précédemment.

Four à deux chauffes avec sole de liquation intermédiaire. — Ce type est d'un usage courant en Silésie. Nous figurons ci-contre le modèle (fig. 251 à 256) en service à Silesiahütte.

Le trait caractéristique de ces fours est l'existence de deux chauffes longues

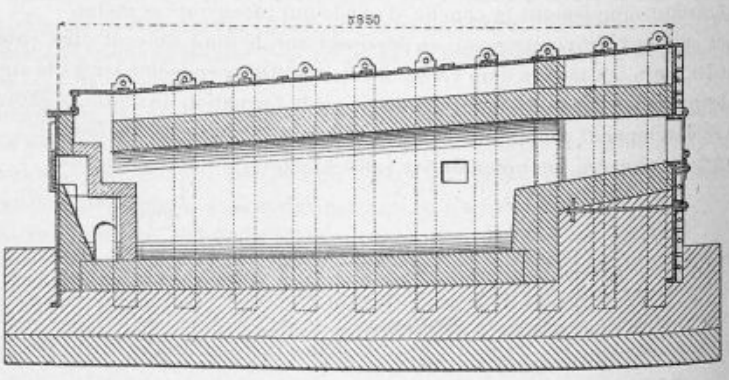


Fig. 250. — Four de refonte de Silesiahütte. — Coupe longitudinale par l'axe.

et étroites, dont la porte de chargement et le cendrier débouchent sur une des petites faces du massif. Entre ces deux chauffes s'intercale une sole inclinée d'une dizaine de degrés sur l'horizontale et servant à liquater les lingots de zinc brut.

©BIU Santé

A Hohenlohehütte, il n'existe qu'une seule porte de travail, placée à l'opposé de la sole de liquation, et servant en même temps à effectuer le décrassage du bain et le puisage du métal. Cette dernière opération est facilitée par l'existence d'une dépression concave au point le plus bas de la sole, inclinée.

Le tirage s'effectue par deux ouvreaux ménagés dans la voûte ; les gaz pénètrent par ces ouvreaux dans deux conduits en tôle placés sur l'extrados de celle-ci et se réunissant en un seul qui aboutit à une cheminée verticale, également en tôle.

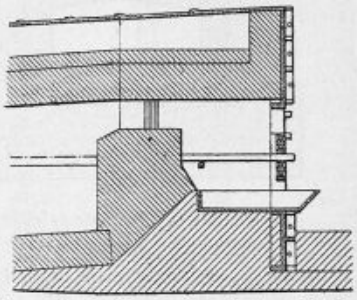


Fig. 231. — Four de refonte Silesiahütte. — Coupe verticale par l'axe d'une des chauffes.

A Silesiahütte, les chauffes sont munies de cendriers en fonte disposés de manière à permettre d'entretenir une couche d'eau au-dessous de la grille. Une porte latérale, placée sur un des longs côtés du four, près des chauffes, permet de décrasser à l'occasion la surface du bain. L'extraction du zinc s'effectue par un creuset puisard, fermé antérieurement par deux cloisons verticales, qui font entre elles un angle de 105° environ. Les fumées sortent du laboratoire du four par deux ouvreaux ménagés dans la voûte (*fig.* 256), de part

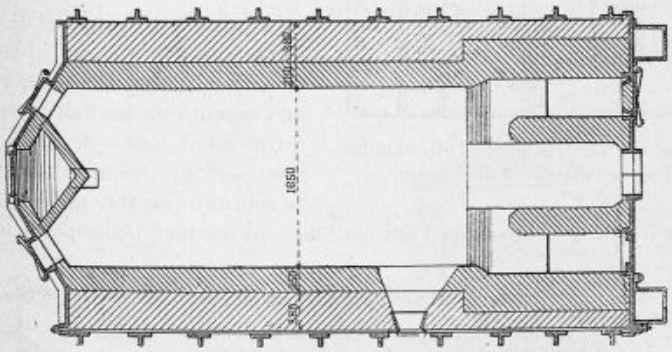


Fig. 232. — Four de refonte de Silesiahütte. — Coupe horizontale.

et d'autre du creuset puisard ; elles circulent ensuite dans deux canaux placés sur la voûte. Ces canaux restent d'abord parallèles, puis ils divergent près de la face antérieure, pour se relier à deux tubes en fonte, de section rectangulaire, placés aux angles de la paroi antérieure du massif et aboutissant à une galerie souterraine.

Les deux petites faces du massif sont complètement recouvertes de plaques de fonte ; les faces latérales reçoivent des armatures en fonte, très rapprochées les unes des autres.

Avec la disposition qui vient d'être décrite les crasses ferrugineuses restent sur la sole de liquation et peuvent être enlevées très facilement.

©BIU Santé

A Hohenlohehütte, on charge une dizaine de tonnes par vingt-quatre heures,

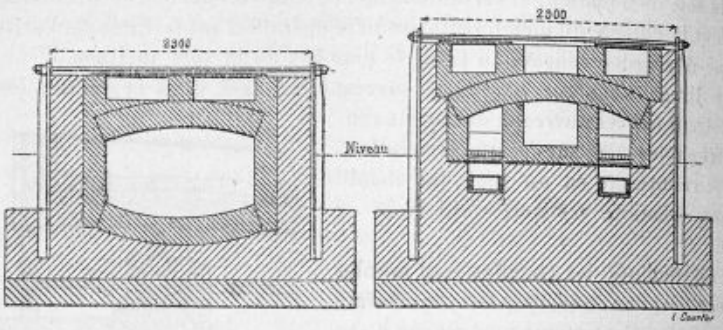


Fig. 253. — Four de refonte de Silesiahütte. — Coupes transversales.

et on extrait à l'extrémité opposée du four une quantité équivalente de métal affiné. Ce métal contient en moyenne :

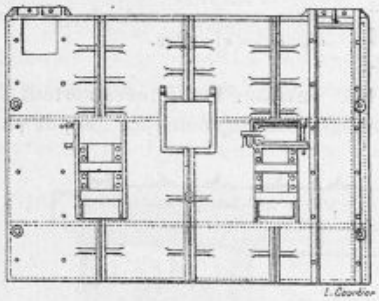


Fig. 254. — Four de refonte de Silesiahütte. Vue de l'extrémité antérieure.

	p. 100
Plomb	1,07
Fer	0,02
Soufre	0,04

Le zinc brut contenait de 3 à 4 0/0 de plomb. Ce dernier métal s'accumule au point le plus bas de la sole, d'où on l'extrait tous les huit jours.

Les fours munis de deux chauffes avec sole de liquation intermédiaire se rencontrent assez rarement dans les usines à zinc de l'ouest de l'Europe : ils y présentent des dispositions un peu

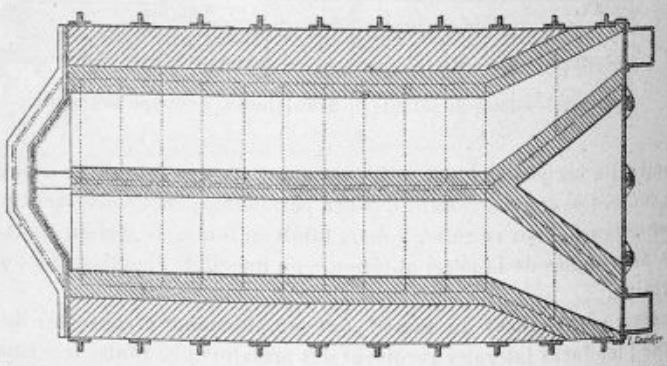


Fig. 255. — Four de refonte de Silesiahütte. — Coupe horizontale par les rampants.

différentes de celles usitées en Silésie. Le croquis ci-contre (fig. 257) donne un

©BIU Santé

exemple de ces dispositions. Le grand axe des chauffes n'est plus longitudinal, comme en Silésie, mais bien transversal : deux cloisons, ménagées au milieu du four, obligent les gaz brûlés à parcourir la longueur de la sole, puis à revenir, dans l'intervalle qui les sépare, jusqu'à une cheminée en tôle placée au-dessus du massif. La sole de liquation est placée entre les deux cloisons et chauffée par les gaz déjà refroidis, au lieu de l'être simplement par rayonnement et par conductibilité, comme en Silésie ; elle est desservie par une porte A.

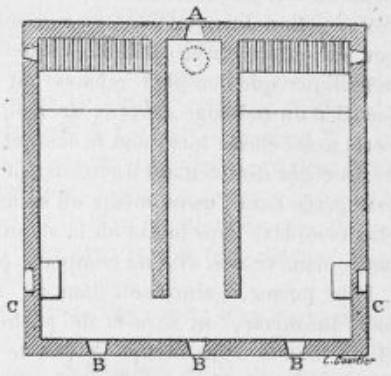


Fig. 256. — Four de refonte à deux-chauffes, avec sole de fusion médiane. Coupe horizontale.

L'extraction du zinc s'effectue par deux creusets puisards C, placés vers l'extrémité des longs côtés du massif; ces creusets communiquent avec l'intérieur du four par deux orifices rectangulaires, larges de $0^m,10$, ménagés dans leurs parois antérieures. Leurs dispositions générales sont représentées dans la figure 257.

Dans d'autres cas, la communication du creuset-puisard avec le bain est assurée par une porte cintrée, ménagée à travers chacune des trois faces internes.

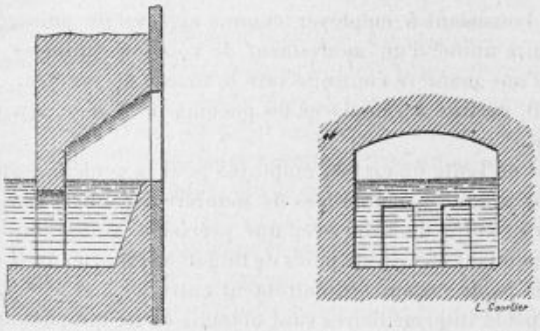


Fig. 257. — Creuset-puisard pour four de refonte du zinc. — Coupe verticale.

La capacité du type qui vient d'être décrit est d'une quarantaine de tonnes, comme celle des fours à une seule chauffe.

Conduite du travail de refonte. — Le chauffage d'un four de refonte doit être très modéré. Toute élévation notable de température au-dessus du point de fusion du zinc a pour conséquence de provoquer des pertes par volatilisation et par oxydation.

Nous avons indiqué qu'il se forme à la surface du bain une croûte oxydée qui s'épaissit assez rapidement si on ne l'enlève pas de temps à autre. On préfère en

©BIU Santé

général décrasser fréquemment afin de rendre la transmission de chaleur plus active. On obtient ainsi une certaine quantité de crasses oxydées qui retiennent une proportion relativement élevée de zinc métallique. Pour récupérer cette fraction du métal total, on a recours parfois à une fusion avec addition d'un peu de chlorhydrate d'ammoniaque brut : on isole immédiatement du zinc métallique que l'on peut repasser au four de refonte, mais le résidu final, formé d'un mélange d'oxyde de zinc et de chlorure d'ammonium, donne une perte assez élevée lorsqu'on le soumet à la réduction. Il semble donc préférable de procéder directement à cette dernière opération quand la refonte du zinc brut est opérée dans l'usine même où ce métal a été produit. La question est un peu plus complexe dans le cas où la refonte est pratiquée dans une usine de laminage ; dans ce cas, elle ne comporte pas alors de solution générale.

Pour puiser le zinc, soit dans un creuset puisard, soit directement dans le bain lui-même, on se sert de poches en fonte, ou en fer forgé. Les unes et les autres sont attaquées par le zinc liquide et se détériorent rapidement. Celles en fonte ne durent guère plus d'une quinzaine de jours ; celles en fer forgé ont une durée plus longue, mais coûtent plus cher. Tout compte fait, leur emploi semble cependant plus avantageux.

La dissolution du fer des poches dans le zinc, au moment de la coulée, est un inconvénient sérieux que l'on a cherché à éviter en enduisant les poches d'un lut argileux. Malheureusement cet enduit adhère fort imparfaitement à la fonte ou au fer ; à peine appliqué, il se détache en petits fragments qui tombent dans les lingotières et salissent la surface des lingots.

La Société de la Vieille-Montagne avait fait breveter, le 30 septembre 1857, une combinaison consistant à employer comme appareil de puisage un tympan en terre réfractaire animé d'un mouvement de rotation uniforme et déversant le zinc liquide d'une manière continue vers le niveau de son axe.

Cet appareil, destiné à remplacer les poêlons de coulée, n'a pu fonctionner régulièrement.

Les poêlons en fonte ou en fer, employés pour la coulée, forment des séries de dimensions graduées, combinées de manière à donner aux ouvriers toutes facilités pour extraire du bain, avec une précision suffisante, les quantités de métal correspondant aux divers poids de lingots appropriés au travail courant de luminage. Ces poids varient ordinairement entre $7^{kg},5$ et $22^{kg},5$, par intervalles de $2^{kg},5$; les poids intermédiaires sont obtenus en ne remplissant pas complètement le poêlon correspondant au terme de la série immédiatement supérieur. On ne coule pas de lingots pesant moins de $7^{kg},5$; le travail serait trop difficile et trop coûteux. Pour obtenir des feuilles légères, on préfère découper des platines dégrossies.

Les lingotières sont presque toujours de forme rectangulaire ; leurs dimensions en plan varient entre $0^{m},70$ à $0^{m},80$ sur $0^{m},30$; leur profondeur est comprise entre $0^{m},025$ et $0^{m}.030$. L'emploi des lingotières présentant à une extrémité un petit bassin de réception, destiné à recevoir le métal liquide (fig. 140), est très rare dans les ateliers de refonte. Pour la coulée du zinc brut, il ne présente que des avantages discutables et ne semble en avoir aucun pour la cerclée du zinc refondu.

©BIU Santé

La Société de la Vieille-Montagne avait fait breveter, le 30 septembre 1857 (brevet français n° 19607), un type spécial de grandes lingotières, plates et couvertes que l'on disposait pour la coulée de manière à donner aux faces principales une pente de 0,11 environ. Ce type est abandonné depuis longtemps.

Il en est de même des lingotères à siphon qui ont été employées quelquefois à l'origine de la méthode belge, pour la coulée du zinc brut ; elle n'étaient plus guère en usage dès 1843, époque à laquelle écrivaient Piot et Murailhe (*A. d. M.*, 4e série, t.V, p. 265). Il est douteux, d'ailleurs, qu'elles aient jamais été appliquée à la coulée du zinc refondu.

Il est en somme assez facile d'obtenir des lingots bien réguliers avec des lingotières découvertes ; il suffit pour cela de dresser avec soin le fond de ces lingotières et de lui donner une position bien horizontale.

On obtient ce résultat en faisant reposer la lingotière sur un plan bien nivelé, par l'intermédiaire de deux portées rabotées, rigoureusement parallèles avec le fond ; ces portées sont ménagées sur la face inférieure de la lingotière et forment habituellement le dessous des bords des petits côtés.

La surface plane qui recevait les parties dressées des lingotières était à l'origine la face supérieure d'une poutre en fonte, rabotée avec soin et posée bien horizontalement.

Les lingotières étaient alignées sur cette poutre, à proximité de la porte de coulée ; les fondeurs les remplissaient successivement avec leurs poêlons en allant d'une extrémité de la rangée vers l'autre. Dès que le métal était solidifié, des gamins démoulaient les lingots, arrosaient les lingotières pour les refroidir et les remettaient en place.

A cette disposition on a généralement substitué, dans les usines importantes, une autre qui consiste à placer les lingotières sur une plaque tournante, montée sur galets ou pivotant autour d'un arbre vertical. Cet arbre est supporté par une crapaudine et guidé en haut par un collet supporté lui-même par deux solides bras en fer ancrés dans un mur. Cette dernière disposition avait été décrite par la Société de la Vieille-Montagne, dès le 8 novembre 1854, dans un brevet qui avait pour objet principal un système de coulée par refoulement au moyen d'un piston en terre réfractaire, système disparu aujourd'hui de la pratique.

Les plaques à pivot sont préférées d'ordinaire aux plaques montées sur galets ; elles ont plus de mobilité et exigent moins d'entretien. On leur donne ordinairement de $4^m,50$ à 5 mètres de diamètre et on installe à leur surface de 30 à 36 lingotières. Le dessus de la plaque est à $0^m,40$ environ au-dessus du sol.

Souvent on consolide tout le système au moyen de tirants en fer plat fixés d'un côté sur le pourtour de la plaque, de l'autre sur la partie supérieure de l'arbre.

Les lingotières se recouvrent assez rapidement, à leur intérieur, d'un dépôt adhérent formé d'oxyde de zinc mélangé d'une petite quantité de sels calcaires abandonnés par l'évaporation de l'eau d'arrosage. On est obligé de gratter et même de piquer de temps à autre le fond des lingotières pour enlever ce dépôt, qui diminue peu à peu leur capacité.

La coulée est faite par un chef fondeur, assisté ordinairement de deux aides. Le fondeur et le premier aide puisent le zinc dans le four au moyen d'un poêlon

©BIU Santé

et le versent dans les lingotières ; le second aide écume au moyen d'un petit râble en tôle les lingots aussitôt après leur coulée.

Deux gamins s'occupent du démoulage : l'un fait tourner les plaques, enlève les lingots à mesure qu'ils arrivent devant lui et refroidit avec de l'eau les lingotières quand elles s'échauffent trop ; le second charge les lingots sur un chariot et les conduit au laminage.

Un chauffeur s'occupe spécialement de la conduite du feu. La température du four doit être bien régulière et ne jamais dépasser le rouge sombre.

Le chargement du four s'opère soit d'une manière continue, soit par intermittences, avec variations plus ou moins accentuées du niveau du bain ; on enlève parfois près de la moitié de celui-ci avant de recharger. Ces variations de niveau facilitent l'enlèvement des crasses ferrugineuses, quand celles-ci se déposent sur le fond du bassin. De toute manière, il est utile de passer tous les jours un râble sur toute la surface de la sole afin de détacher les croûtes qui pourraient s'attacher sur cette surface. Autrefois on vidait complètement le four toutes les semaines, afin d'enlever complètement les crasses ferrugineuses ; en même temps on puisait à la poche le plomb qui s'était réuni au fond du bassin et on le coulait en lingots.

Aujourd'hui on ne vide complètement le four qu'à de longs intervalles ; pour extraire le plomb qui se réunit au fond du bassin, on se sert souvent d'une vis d'Archimède en fer que l'on fait fonctionner jusqu'à ce qu'elle débite du zinc à peu près pur. D'autres fois on plonge au point le plus profond du bain un cylindre assez large, muni au fond d'un trou bouché avec un tampon d'argile : une fois l'immersion effectuée, on perce le trou, de manière à laisser le plomb pénétrer dans le cylindre d'où on l'extrait à la poche.

Quel que soit le procédé employé, on obtient un plomb impur ; on en sépare la plus grande partie du zinc, par fusion dans une chaudière et refroidissement lent, avec enlèvement successif des croûtes de zinc qui se solidifient à la surface. Ce mode de traitement laisse encore un peu de zinc que l'on peut éliminer par oxydation, comme dans la désargentation des plombs d'œuvre.

Frais de la refonte du zinc. — Les consommations sont peu importantes dans la refonte du zinc. Celle de combustible varie entre 60 et 100 kilogrammes de houille par tonne ; celle de main-d'œuvre ne dépasse pas d'une demi-journée d'ouvrier. Le déchet constitue ici un élément d'importance comparable à celle de la main-d'œuvre ; il comprend une perte par volatilisation, qui était de 4 millièmes dans un cas cité antérieurement, plus les frais nécessaires pour extraire le zinc des oxydes et des crasses ferrugineuses (dites improprement *mattes*), qui forment les résidus de l'opération.

On a vu que le meilleur mode de traitement des oxydes est la réduction pure et simple. Les mattes sont soumises d'abord à une liquation opérée à température relativement élevée ; on extrait ainsi une certaine quantité de zinc ferreux qui peut être utilisé pour la galvanisation. Le résidu est parfois repassé au four à zinc en mélange avec des minerais calaminaires ; le plus souvent il est soumis à une distillation suivie de la combustion, en vue d'obtenir du blanc de zinc.

On traite de la même manière les alliages ferreux produits au cours de la

©BIU Santé

galvanisation ; les crasses oxydées provenant de cette opération sont soumis, en Europe à la réduction. Aux États-Unis, on les soumet à une rotation prolongée dans des tonneaux tournants ; on sépare ensuite par criblage les grenailles de zinc et on vend, comme blanc de zinc de qualité inférieure, l'oxyde finement divisé. Lorsque les crasses oxydées sont mélangées de sel ammoniac, on doit dissoudre préalablement par l'eau les chlorures de zinc et d'ammonium.

Les divers éléments qui entrent dans le calcul des frais de refonte sont d'importance très variable ; leur total ne représente pas plus de 6 à 7 francs par tonne de métal.

La refonte du zinc est pratiquée, en Europe, dans toutes les usines de laminage du zinc ; elle ne l'est nulle part en Amérique, où les zincs bruts sont relativement purs.

AMÉNAGEMENT GÉNÉRAL DES USINES A ZINC

Les conditions d'installation des usines à zinc sont si variées qu'il est fort difficile de préciser les règles à suivre pour arrêter leurs dispositions générales. Ces usines sont presque toujours établies au voisinage d'un bassin houiller ou sur ce bassin même. Recevant leurs minerais d'une distance relativement considérable, elles doivent disposer des moyens économiques de transport, d'une voie ferrée tout au moins et, s'il est possible, d'une voie d'eau. Ces diverses considérations conduisent en général à choisir pour leur emplacement un terrain fort peu accidenté.

Une inclinaison modérée et régulière du terrain présenterait certains avantages, en ce sens qu'elle permettrait de faire descendre les matières, sous l'action seule de la gravité, à partir de leur entrée dans l'usine. Mais elle est difficile à réaliser et entraîne des dépenses d'installation relativement élevées. En pratique, il semble que le choix d'un terrain sensiblement horizontal soit à recommander.

En Europe, la calcination de la calamine s'opère presque toujours en dehors des usines de réduction ; le grillage même de la blende s'effectue bien souvent en dehors de ces usines. Lorsqu'il doit constituer une annexe de la réduction, il convient de l'installer, autant que possible, entre les dépôts de minerai et les halles de distillation, de manière à éviter tout transport inutile de matières. Dans ce cas, l'usine se composerait des éléments suivants, disposés en rangées parallèles :

1° Dépôts de matières premières ;
2° Broyage des minerais et préparation des mélanges ;
3° Appareils de grillage ou de calcination ;
4° Halles de réduction ;
5° Installations accessoires (lavage des cendres d'usine, fours de refonte, etc) ;
6° Dépôts de résidus.

La fabrication des produits réfractaires doit se trouver à une extrémité de la ligne des halles de réduction.

©BIU Santé

I. Les dépôts de matières premières exigent une surface assez considérable, occupée surtout par les minerais. Il convient, en effet, de conserver le combustible en stock le moins longtemps possible, parce que l'action oxydante de l'air lui fait perdre progressivement une partie de son pouvoir calorifique. Les usines à zinc, placées près d'un bassin houiller, peuvent en général se contenter d'un stock assez modéré; néanmoins, en prévision d'une interruption des approvisionnements, il peut être utile d'y entretenir une certaine réserve de gros charbon, celui-ci étant beaucoup moins altérable que le tout-venant, base de la consommation courante. L'importance de cette réserve doit dépendre, dans chaque cas, des probabilités d'une interruption éventuelle des arrivages de combustible.

L'importance du stock de minerai à entretenir dépend aussi des conditions d'approvisionnement de l'usine et du chiffre de sa production mensuelle. Il doit être plus élevé relativement dans le cas des usines à faible production parce qu'il est avantageux en général, pour abaisser le prix du fret, de faire venir le minerai par chargements importants.

L'économie de main-d'œuvre dans les manipulations de matières premières présente, pour les usines à zinc, un réel intérêt, mais l'importance absolue de ces manipulations y est bien moindre que dans les usines à fonte ; les catégories des minerais à emmagasiner séparément sont en outre beaucoup plus nombreuses. Cette différence de conditions explique la simplicité relative des dispositions adoptées dans les usines à zinc. On se contente le plus souvent d'y installer des estacades surélevées, sur lesquelles on fait circuler les wagons de chemins de fer, en ménageant de part et d'autre des cases séparées les unes des autres par des murs en maçonnerie : chacune de ces cases reçoit une catégorie distincte de minerai. Le sol des cases peut être incliné et légèrement surélevé en avant, par rapport au sol naturel : on peut ainsi déverser directement le minerai, au moyen de couloirs mobiles, dans des wagonnets circulant sur une petite voie parallèle à l'alignement général des cases. Le plus souvent la reprise se fait simplement à la pelle.

Le charbon peut être emmagasiné d'une manière analogue; mais il ne faut pas l'accumuler sur une épaisseur supérieure à trois mètres, au maximum, si on veut éviter les inflammations spontanées.

Lorsque l'usine est alimentée par eau, on peut ou bien prendre à la grue les matières dans le bateau et les décharger dans des véhicules spéciaux, circulant sur l'estacade, qui les projetttent directement dans les cases; ou employer des transporteurs aériens pour obtenir le même résultat.

Quand on reprend les minerais en stock, il importe de vider complètement les cases de temps à autre, de manière à contrôler exactement les consommations de minerai. En procédant autrement, on risque de se trouver, à un moment donné, en présence des déficits considérables sur le stock.

II. L'importance de opérations de broyage et de tamisage est très variable d'une usine à l'autre. Elle se réduit à fort peu de chose quand le traitement porte sur des calamines calcinées, à rien quand le traitement porte exclusivement sur des blendes déjà grillées. Elle est considérable au contraire quand les blendes arrivent crues à l'usine.

©BIU Santé

On a vu quels sont les avantages et inconvénients des divers appareils destinés à assurer le broyage, le tamisage et le mélange des matières. En Amérique, on commence souvent la série des opérations par un séchage destiné à augmenter la puissance de production des appareils ci-dessus. On se sert à cet effet soit d'appareils à cascades, dans lesquels le minerai descend en s'échauffant au contact d'un courant inverse de gaz chauds, soit de fours en forme de tronc de cône très aigu tournant autour d'un axe horizontal.

III. Le grillage de la blende implique presque nécessairement, en Europe, du moins, l'installation d'une fabrication d'acide sulfurique. Les fours à moufle, avec râblage à la main, ont remplacé, pour cet usage, les autres types autrefois en service (four Hasenclever à sole inclinée, etc.).

Un essai de four rotatif avec chauffage en moufle (four Köhler) a été fait à Lipine ; il semble avoir eu peu de succès.

Aux États-Unis, où l'on se préoccupe beaucoup moins des dégâts causés par les fumées et où la main-d'œuvre est relativement coûteuse, on emploie un grand nombre d'appareils de râblage mécanique qui ne paraissent guère susceptibles d'emploi en Europe. Pour la description de ces appareils, nous reverrons à l'ouvrage de W. R. Ingalls (*The metallurgy of zinc and cadmium*, p. 85 à 161).

IV. Nous avons donné assez de détails sur les dispositions des halles de réduction pour n'avoir pas à revenir sur ce point. La disposition longitudinale, usitée partout en Europe, présente, au point de vue des transports, l'inconvénient d'allonger les parcours si l'on place tous les fours sur la même ligne, ou de les rendre peu commodes si on les met sur plusieurs rangées parallèles. A ce point de vue, il y a certainement avantage à adopter le système américain, consistant à placer chaque massif sous une halle indépendante, dont l'axe est orienté dans le sens de la circulation du minerai. Cette disposition facilite également l'enlèvement des cendres d'usine et des mâchefers.

Les voies servant à assurer les manipulations de matières ont généralement, en Europe, $0^m,60$ d'ouverture ; en Amérique, on leur donne seulement 20 pouces ($0^m,51$), avec des rayons de $3^m,65$ pour les courbes. On les construit en rails de 6 kilogrammes par mètre.

Dans le Kansas et le Missouri, on construit les halles entièrement en bois ; l'intervalle entre les poteaux supportant les fermes est clos au moyen de planches. En Europe, les murs sont généralement en briques, avec de larges ouvertures : l'emploi de montants en fer, avec remplissages en briques de champ, augmente les dépenses de construction. Les toitures sont le plus souvent composées de fermes et de pannes métalliques, supportant directement des tuiles. La tôle ondulée, recouverte de peinture, est d'un usage fréquent aux États-Unis.

La fabrication des produits réfractaires est installée en général à l'extrémité de la halle de réduction : on met alors, de préférence, les fours de cuisson des creusets vers la même extrémité de la halle, sur un de ses côtés.

Lorsque l'usine pratique le laminage, c'est cette opération qui donne lieu à la principale consommation de force motrice : on établit les chaudières et les machines dans le voisinage immédiat des trains.

V. Les installations pour le lavage des cendres d'usine sont peu encom-

©BIU Santé

brantes; il en est de même des fours de refonte. Quand ces derniers appareils sont annexés à un atelier de laminage, on peut les placer, comme cet atelier, du côté opposé à celui où se trouvent les voies d'arrivée des matières. Quand l'usine, au contraire, vend son zinc à l'état brut et se borne à refondre les lingots manqués, on préfère établir le four de refonte, ainsi que le magasin de métal, près de la voie ferrée par laquelle se font les expéditions.

VI. La quantité de résidus produite annuellement par une usine à zinc est considérable ; il importe donc de s'assurer, dès l'origine, la disposition d'un espace suffisant pour permettre l'accumulation de ces résidus pendant une longue période. Pour calculer l'étendue nécessaire, on peut admettre qu'une tonne de minerai donne environ 700 kilogrammes de cendres d'usine, parfois davantage ; il faut ajouter à ce chiffre 200 à 250 kilogrammes de mâchefer provenant des chauffes, plus une certaine quantité de débris réfractaires. L'ensemble représente au moins un poids égal à celui du minerai ; on peut compter que sa densité moyenne est comprise entre 0,9 et 1. Le volume des haldes s'accroîtra donc annuellement d'un nombre de mètres cubes égal à celui des tonnes de minerai traitées.

Certaines circonstances locales peuvent donner des facilités particulières pour l'accumulation des résidus. On peut utiliser, par exemple, ces résidus pour relever le sol de l'usine, quand celle-ci a été établie sur un terrain marécageux. D'autres fois, quand l'usine est sur un plateau, on aura toutes commodités pour déverser les résidus sur les pentes de la vallée ; c'est un cas qui se présente assez souvent, paraît-il, dans l'ouest des États-Unis. En Europe, le cas inverse est beaucoup plus fréquent ; les usines établies dans la vallée de la Meuse, par exemple, sont obligées d'établir leurs haldes sur le plateau situé au nord de cette vallée et de relever par suite leurs résidus à une hauteur considérable. En plaine, on doit les relever également pour éviter de leur faire occuper une surface par trop considérable, mais l'importance du travail à développer est en général moindre que dans le cas précédent.

Aux États-Unis, on estime que les frais de construction d'une usine à zinc, comprenant une installation pour le grillage de la blende, sans fabrication d'acide sulfurique, varient entre 40 et 80 francs par tonne de minerai traitée annuellement (W. R. Ingalls, *The metall. of zinc*, p. 610).

VARIANTES DE LA DISTILLATION EN VASES CLOS

On a breveté, décrit, expérimenté même un grand nombre de procédés, ayant pour objet la production du zinc dans des conditions autres que celles que nous venons de décrire. Les uns tendent à réaliser une transformation radicale de la métallurgie actuelle; les autres ont simplement pour objet d'apporter certaines améliorations à la distillation en vase clos, notamment sur les points suivants :

1° Mode de chauffage des fours ;

2° Mode de condensation des vapeurs du zinc ;

©BIU Santé

3° Conditions de chargement et de nettoyage des récipients servant à la distillation;

4° Mode de confection ou d'emploi des récipients distillatoires (Cornues rotatives, four Steger à parois en magnésie, etc.).

INNOVATIONS DANS LES PROCÉDÉS DE CHAUFFAGE

Emploi des flammes perdues des fours à coke. — L'idée d'utiliser au chauffage des fours à zinc les quantités considérables de chaleur contenues dans les flammes perdues des fours à coke devait stimuler l'imagination des inventeurs. Le premier brevet pris, en France, en vue de son application est celui de Graham, du 21 août 1853. Divers inventeurs ont reproduit, à une date plus récente, des revendications fondées principalement sur la même combinaison, qui ne peut aboutir à aucun résultat utile. La température à l'intérieur des fours à coke est normalement inférieure à 1.100 degrés; celle des flammes perdues, après leur circulation dans les collecteurs, est également inférieure à ce chiffre. Elle est donc trop basse pour assurer efficacement le chauffage de creusets à zinc. L'irrégularité du dégagement des flammes ne permettrait pas d'ailleurs de conduire la distillation dans des conditions normales et d'obtenir un rendement convenable en métal.

MODIFICATIONS APPORTÉES AU SYSTÈME DE CONDENSATION DU ZINC

Emploi d'un condenseur commun à tous les moufles. — Les progrès dans la condensation du zinc peuvent porter ou sur l'augmentation de la quantité totale de métal accueilli sous une forme quelconque ou sur celle de la proportion de zinc recueilli à l'état liquide. En Silésie, on a cherché à obtenir ce dernier résultat par l'emploi des alliages Dagner, suivies de canaux et de chambres de condensation.

En vue de rendre plus rapide et plus complète la réunion des globules de zinc à l'état liquide, immédiatement après leur condensation, et d'éviter ainsi le passage d'une partie du métal à l'état de poussières, Thum avait proposé, (*B. u. H. Ztg.*, 1877, p. 372), d'opérer la condensation des vapeurs zincifères dans une grande chambre en briques réfractaires, maintenue entre 420 et 550 degrés; il indiquait en même temps les dispositions à adopter pour l'installation de cette chambre et les dimensions à lui donner. Un brevet pris à une date postérieure, pour l'application du même principe, ne peut donc avoir de valeur qu'en ce qui concerne les dispositions de détail du condenseur.

Nous mentionnerons deux brevets qui ont été pris à cet effet, celui de M. Etard (brevet français n° 206.643, du 26 juin 1890) et celui de M. Lynen (brevet français n° 232.502, du 29 août 1893).

©BIU Santé

Four Etard. — Les dessins annexés au brevet figurent un four à zinc qui ne correspond exactement à aucun modèle classique, tout en rappellant un peu le four silésien. La grille occupe toute l'étendue inférieure du laboratoire ; une rangée unique de creusets cylindriques, de fort diamètre et ouverts à leurs deux extrémités, est posée horizontalement au-dessus de cette grille ; le four est recouvert d'une voûte très surbaissée. Le condenseur est intercalé entre deux fours identiques, accolés par l'arrière : il consiste en une chambre en briques, assez étroite dans le sens horizontal, mais assez haute pour dépasser notablement les voûtes recouvrant les deux laboratoires. L'extrémité postérieure des creusets s'engage dans des orifices ménagés à travers ses parois. Les produits gazeux de la réduction pénètrent dans le condenseur par ces orifices que l'on peut fermer à volonté au moyen de registres actionnés par des tiges verticales traversant le laboratoire. Le brevet n'indique pas explicitement quelle sera la matière employée pour la confection de ces registres ; d'après les détails du dessin annexé au brevet, il semble que ce doive être le fer.

Pour empêcher la température du condenseur de s'abaisser outre mesure, l'inventeur a prévu l'installation d'une grille spéciale sous la sole de celui-ci. La précaution paraît inutile ; il est probable que le condenseur, placé entre deux enceintes où la température ne descend pas au-dessous de 1.200 degrés pendant la période de distillation, se maintiendra à une température supérieure au point d'ébullition du zinc.

Nous n'insisterons pas sur les difficultés matérielles qui s'opposeraient à l'exécution des indications fournies dans le brevet ; nous allons les retrouver dans l'étude du système Lynen.

Four Lynen. — Les dispositions de ce four se rattachent au type rhénan ; elles comportent l'emploi de trois rangées de moufles et d'un mode de chauffage qui semble être identiquement celui du four de Birkengang, décrit par Bruno Kerl (*Grundriss der Metallhüttenkunde*, 1881, p. 467). Mais les substructions du four, comprenant les récupérateurs et les conduites de gaz, d'air, etc., ont subi dans le type de M. Lynen une rotation de 90 degrés autour de l'axe vertical de symétrie. Cette modification aurait, en ce qui concerne l'uniformité du chauffage des moufles, des conséquences dont l'inventeur ne s'est peut-être pas préoccupé suffisamment. Ce n'est d'ailleurs là qu'un point secondaire dans l'ensemble du brevet.

L'élément essentiel de l'appareil de M. Lynen est le condenseur (*b*, fig. 259, 260 et 261), intercalé entre deux laboratoires accolés par leur grande face, comme dans le brevet Etard. Il se différencie de ce dernier en ce que sa voûte ne dépasse pas celles des deux fours qu'il dessert et qu'il n'est pas muni d'une chauffe spéciale. Tout au contraire, il est traversé, dans le sens longitudinal, par une série de tubes horizontaux *c*, débouchant d'un côté à l'extérieur du four, de l'autre, dans une cheminée placée au centre du massif ; l'appel produit par cette cheminée doit donner lieu à une circulation d'air froid destinée à abaisser la température du condenseur et à permettre de la régler. Cette disposition semble mieux motivée que l'installation d'une grille auxiliaire.

L'introduction des vapeurs zincifères dans le condenseur s'effectue par des

©BIU Santé

ouvreaux *d* ménagés à travers le fond des moufles; le zinc condensé se réunit à la masse liquide du même métal qui recouvre constamment la sole du condenseur. Celle-ci est inclinée dans le sens longitudinal (Voir coupe EF, fig. 259) et munie, en son point le plus bas, d'un trou de coulée *e*. On perce ce trou de temps à autre, en ayant soin de le reboucher dès que le bain métallique va

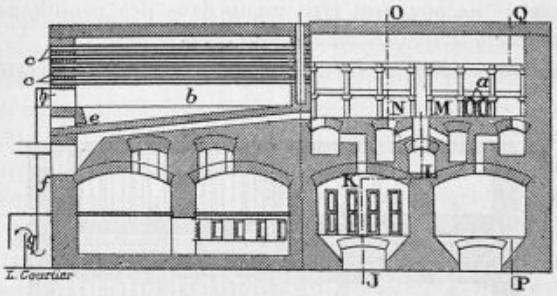


Fig. 259. — Four Lynen. — Coupes longitudinales EF et GH.

découvrir les bords de la sole. M. Lynen insiste, comme Thum l'avait fait avant lui, sur l'intérêt qu'il y a à faire déposer les gouttelettes de zinc sur un bain du même métal, si l'on veut éviter la formation de poussières : il n'indique pas, d'ailleurs, comment on pourra, de l'extérieur, suivre les variations de niveau du bain métallique à l'intérieur du condenseur.

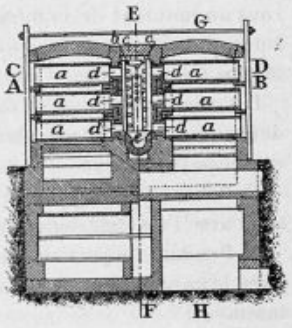


Fig. 260. — Four Lynen. Coupe transversale.

Débarrassés de la plus grande partie du zinc qu'ils entraînaient, les gaz provenant de la réduction du minerai sortent par un orifice *h*, descendent par un canal *f* dans le sous-sol de l'usine, y circulent dans des chambres de dépôt *g* et sont enfin évacués par une cheminée spéciale. On peut, soit en utilisant le tirage de cette cheminée, soit en faisant agir un ventilateur ou exhausteur quelconque, développer à volonté dans le condenseur une certaine dépression, notamment à la fin de chaque période de distillation, de manière à extraire la vapeur de zinc qui se trouve à ce moment dans les moufles ; pour rendre cette extraction plus complète, on laisse rentrer un peu d'air par les orifices extérieurs, que l'on a tenus soigneusement lutés pendant toute la distillation.

La quantité de vapeur de zinc contenue dans les moufles à la fin de la distillation est trop faible pour que son extraction ait un intérêt réel. Inversement les inconvénients d'une aspiration exercée à travers le condenseur ne sont pas douteux ; cette manière de procéder aura pour conséquence une oxydation active du zinc contenu dans ce récipient, car le réglage des rentrées d'air ne pourra être effectué d'une manière précise. Au cours de la distillation, il se développera à l'intérieur des moufles et du condenseur une

©BIU Santé

action oxydante des plus gênantes, si on entretient une dépression à l'intérieur de ces appareils; dans le cas contraire, il se produira des fuites. On ne peut compter en effet sur l'étanchéité des joints existant entre les extrémités des moufles et le bord des ouvertures de la paroi du condenseur. Ces joints, placés à l'intérieur du four, ne pourront être ni vérifiés, ni entretenus; ils seront ébranlés périodiquement par les coups de ringard reçus par les creusets au cours du décrassage et ne pourront être refaits dans des conditions satisfaisantes lorsqu'on effectuera le remplacement d'un creuset détérioré.

L'étanchéité du condenseur lui-même sera fort difficile à réaliser : construit

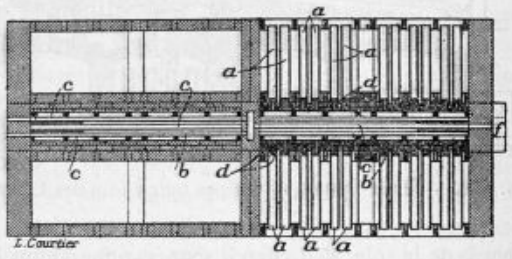


Fig. 261. — Four Lynen. — Coupes horizontales.

en briques assemblées, cet appareil comportera de nombreux joints qui joueront au moment de la mise à feu et donneront lieu ensuite soit à des fuites, soit à des rentrées d'air, susceptibles d'exercer, les unes comme les autres, l'influence la plus fâcheuse sur le rendement.

Les registres destinés, dans le système Etard, à isoler les moufles des condenseurs n'existent pas dans le système Lynen; leur absence aura les conséquences suivantes :

1° Pendant la période de décrassage, le condenseur sera mis en communication avec l'air extérieur; le zinc qu'il contient brûlera partiellement;

2° Pendant la période de chargement, une partie de la charge sera projetée dans le condenseur, et viendra recouvrir le bain métallique qui y séjourne constamment.

En somme, il semble que ni le four Etard, ni le four Lynen ne soient susceptibles de fonctionnement régulier.

CREUSETS OUVERTS AUX DEUX EXTRÉMITÉS

Les récipients servant à opérer la réduction des minerais de zinc sont fermés à une de leurs extrémités. On obtient ainsi des garanties d'étanchéité que ne pourrait donner un joint luté, mais en compensation, on est obligé à effectuer l'introduction de la charge et l'extraction des résidus par un seul et même orifice.

Ces opérations s'effectueraient plus facilement si les récipients, ouverts à leurs

©BIU Santé

deux extrémités, traversaient le laboratoire d'une paroi à l'autre et présentaient une inclinaison un peu supérieure à celle qui correspond à l'éboulement naturel de la charge. Il suffirait d'introduire le mélange par l'ouverture supérieure pour effectuer le remplissage de la cornue, l'ouverture inférieure étant fermée en un tampon. Une fois la distillation terminée, on n'aurait qu'à enlever le tampon pour faire tomber les résidus, soit sur le sol des caves de l'usine, soit dans un wagonnet en tôle circulant sur rails. En pratique, l'état pâteux des résidus empêcherait souvent la chute de s'effectuer spontanément, mais la forte inclinaison des creusets contribuerait toujours à faciliter le travail de décrassage.

L'emploi des cornues inclinées paraît avoir été proposé pour la première fois par Murdoch, dès 1805, avec application à l'industrie du gaz d'éclairage ; il a été pratiqué effectivement, en diverses circonstances, dans cette industrie. On a proposé de l'introduire dans la métallurgie du zinc, notamment pour le traitement des minerais plombeux. Le plomb réduit irait se réunir à la partie inférieure de la cornue inclinée ; pour le recueillir à l'état liquide, il suffirait de percer un trou de coulée ménagé dans l'obturateur. Cette conception paraît présenter un caractère plus théorique que pratique ; on a vu en effet que le plomb, quelle que soit sa proportion dans les minerais de zinc, reste, après réduction, disséminé dans les résidus de distillation sous les verres de petits globules.

Four Thum. — Thum avait étudié, en vue de couler directement une partie du plomb contenu dans les minerais, un type spécial de four belge à creusets inclinés représenté fig. 192 (*B. u. H. Ztg.*, — 1875, p. 1).

Ce four recevait cinq rangées de creusets, inclinés à 20 degrés sur l'horizon et traversant le laboratoire d'une paroi à l'autre ; il avait deux devantures, disposées comme celles des fours belges. Les taques en fonte et les taques réfractaires de la devanture de décrassage présentaient une inclinaison uniforme de 20 degrés, vers l'intérieur, de même que les creusets. Les taques réfractaires de la devanture de chargement étaient inclinées vers l'intérieur du four ; les taques en fonte étaient inclinées de quelques degrés vers l'extérieur et supportaient des tubes renflés dans lesquels le zinc se condensait.

Le four Thum présentait des dispositions spéciales destinés à assurer la récupération de la chaleur emportée par les flammes perdues. Ces dispositions ont été décrites page 48.

L'appareil qui vient d'être décrit n'a fonctionné que quelques semaines ; d'après Thum, son fonctionnement aurait été arrêté par suite d'un manque de minerai. On peut se demander si l'appareil avait réellement donné les résultats avantageux annoncés par son inventeur, soit au point de vue de la séparation du plomb, soit même en ce qui concerne la distillation du zinc. La différence de niveau existant entre les deux orifices de chaque creuset tendait en effet à provoquer, à travers celui-ci, un tirage qui devait nuire beaucoup au rendement. Les rentrées d'air, impossibles à éviter complètement sur le pourtour de l'obturateur inférieur, provoqueraient la combustion du charbon de mélange dans cette région, augmenteraient la proportion d'acide carbonique contenue dans le milieu gazeux et développeraient, par suite, la production de poussière de zinc.

©BIU Santé

D'autre part, le décrassage ne sera sérieusement facilité par l'inclinaison donnée aux creusets que si les résidus ne s'agglomèrent pas au cours de la distillation ; dans le cas contraire, les avantages de la nouvelle disposition seront insignifiants. Pour éviter la production, à travers le creuset, d'un tirage qui refroidirait ces résidus et réduirait encore leur fluidité, il faudrait probablement enlever les tubes au moment du décrassage, et les remplacer par des obturateurs spéciaux. On ne pourrait pas travailler dans le creuset par l'orifice supérieur en laissant l'orifice inférieur ouvert; le travail serait très pénible pour l'ouvrier et les risques de casse de creusets seraient considérables.

Ces divers inconvénients, déjà sensibles avec une inclinaison moyenne des creusets, seraient bien plus accentués si l'on employait des cornues verticales, comme dans la fabrication du coke par le procédé Appolt. Elles se compliqueraient, en outre, de difficultés de construction que Thum avait évitées en conservant les dispositions générales du four belge.

Four Siemens à cornues verticales. — En 1867, Siemens a proposé (*B. u. H. Ztg.*, 1867, p. 362) d'employer, pour la réduction des minerais de zinc, des cornues verticales, groupées deux par deux dans une chambre relativement étroite et munie de doubles empilages de chaque côté ; la disposition des empilages rappelait celle adoptée par l'inventeur pour les fours servant à opérer la fusion de l'acier au creuset. Les cornues *c*, *c* (fig. 262), un peu évasées vers

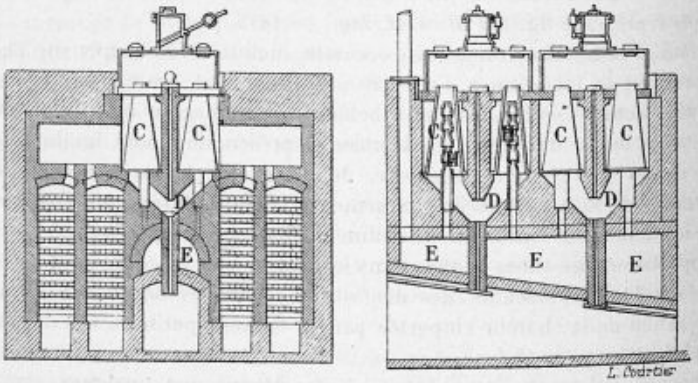


Fig. 262. — Four Siemens à cornues verticales.

le bas, étaient chargées par leur orifice supérieur. Les résidus sortaient par l'orifice inférieur et étaient évacués dans des trémies D, D, puis, tombaient par des couloirs verticaux fermés inférieurement par des registres, dans une galerie située à la base du massif.

Un élément caractéristique du système était l'existence, dans l'axe de chaque cornue, d'une pièce creuse, en terre réfractaire, servant à drainer les gaz et les vapeurs dégagés par la masse en cours de distillation. Cette pièce était composée d'une série d'entonnoirs renversées, superposés et soudés les uns aux autres. Les vapeurs ainsi recueillies allaient se condenser dans une chambre E,

©BIU Santé

E, E située au-dessous du four ; les gaz non condensés sortaient par une cheminée latérale. Le tirage de cette cheminée devait entretenir dans tout le système une dépression très faible qui avait pour objet la supppression des fuites, mais qui risquait de provoquer des rentrées d'air, avec tous les inconvénients pouvant en résulter.

En fait, les cornues Siemens n'auraient pu fonctionner régulièrement, car l'appareil de drainage placé dans leur axe n'aurait pas résisté à un seul décrassage.

L'emploi d'une cornue verticale munie d'un tube central perforé servant à drainer les vapeurs de zinc se retrouve dans un brevet (n° 152.673), pris, le 16 décembre 1882, par M. Germain (Jean-Joseph), sous une forme encore moins pratique que la précédente.

Four Ponsard à cornues verticales. — Un brevet, pris le 31 janvier 1877 par la Société française de métallurgie (procédé Ponsard), revendique l'emploi de cornues verticales traversant le laboratoire d'un reverbère muni d'un récupérateur du système Ponsard.

Le chargement devait s'effectuer par l'orifice supérieur, tenu fermé pendant la période de distillation ; le gaz et les vapeurs seraient sortis par l'orifice inférieur, auquel était adapté un appareil de condensation ressemblant beaucoup à celui des anciens fours anglais.

Four Binon et Grandfils. — Dans ce système, des cornues verticales, a un ombre de douze à seize, sont alignées sur deux rangs à l'intérieur d'un laboratoire A (fig. 263), présentant en plan une forme rectangulaire très allongée muni d'un brûleur à gaz à une de ses extrémités et d'un rampant à l'extrémité opposée. Ce mode de chauffage doit donner lieu à des inégalités considérables de température qui seraient atténuées par l'application du système Siemens.

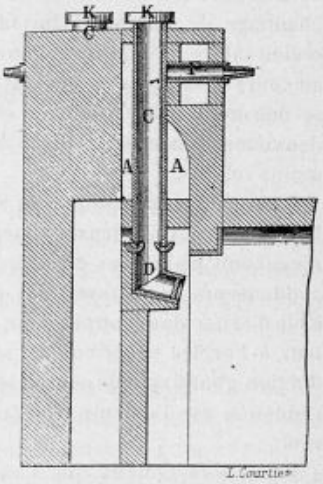


FIG. 263. — Four Binon et Grandfils.

Les cornues c ont une section elliptique, dont le grand axe a 0m,40 de longueur; leur hauteur est de 2m,40. A leur partie supérieure, elles dépassent un peu la voûte du laboratoire et sont fermées au moyen d'un couvercle réfractaire soigneusement luté. Elles reposent sur des pièces coudées D, en fonte; l'assemblage est obtenu au moyen d'une rainure dans laquelle on lute, avec de l'argile, le bord inférieur des cornues. L'orifice inférieur des coudes est fermé par uneplaque en terre ou en fonte.

Les gaz et les vapeurs se dégagent par un orifice latéral ménagé vers le haut de la cornue et passent à travers une allonge renflée F, suivie d'un étouffoir. Les allonges sont placées dans des niches, fermées en avant par un garnissage

©BIU Santé

réfractaire, suivant le système silésien. Elles débouchent alternativement sur les deux faces du four. Ce procédé semble n'avoir jamais subi l'épreuve de la pratique.

Appareil Keil (brevet français n° 181.484, du 11 février 1887). — Cet appareil est une combinaison d'éléments divers, dont l'assemblage ne semble pas facile à réaliser pratiquement. A certains égards, son fonctionnement rappelle celui des fours à cuve ; à d'autres points de vue, il se rapprocherait plutôt de la distillation en cornues verticales.

L'élément essentiel de l'appariel Keil est un récipient vertical, rappelant les cornues des fours Appolt tant par sa forme et son mode de chauffage que par le mode d'évacuation des vapeurs dégagées. Le mélange à réduire est chargé par la partie supérieure, périodiquement et à de courts intervalles ; en descendant, il laisse dégager ses éléments volatils qui sortent de la cornue par des canaux ménagés dans une des parois ; les résidus de distillation sortent finalement, à l'état de fusion, par la partie inférieure de l'appareil.

La hauteur de la cornue est de 3 mètres. Dans le sens horizontal, sa plus petite dimension intérieure est de $0^m,30$ vers le bas, de $0^m,20$ à $0^m,25$ vers la partie supérieure : sa grande dimension est de $0^m,75$ à $0^m,80$ si l'évacuation des vapeurs doit s'effectuer sur les deux petites faces latérales, de $0^m,40$ à $0^m,50$, si elle s'effectue sur une seule de ces faces.

Le chauffage est assuré par des flammes circulant au contact des deux grandes faces latérales et parfois de l'une des petites faces. Le gaz nécessaire est fourni par des gazogènes ordinaires, soit deux cornues du type Appolt placées de part et d'autre de la cornue servant à opérer la distillation. On règle le chauffage de manière à lui faire atteindre son maximum d'intensité vers la région inférieure. Dans ces conditions il se produira une distillation fractionnée au cours de la descente des matières dans la cornue ; les métaux les plus volatils se dégageront les premiers et seront reçus dans un condenseur spécial ; un deuxième condenseur placé au-dessous du premier recueillera les métaux moins volatils.

Un trait caractéristique du système Keil est la mise en communication de l'extrémité des condenseurs avec les canaux où circulent les flammes. Ces derniers étant maintenus en dépression, il se produira une aspiration à travers les condenseurs et à travers les matières en cours de distillation. Il sera impossible d'éviter des rentrées d'air, malgré la double fermeture adaptée par l'inventeur à l'orifice supérieur de sa cornue ; ces rentrées provoqueront une production abondante de poussières. La quantité d'oxyde de carbone fournie par la réduction est d'ailleurs trop faible pour que son utilisation présente un intérêt réel.

Il est fort douteux que l'on puisse obtenir la fusion complète des résidus par chauffage extérieur. Les additions de matières basiques, de dolomie zincfère, par exemple, proposées par l'inventeur (B. Kosmann, *B. u. H. Ztg*, 1888, p. 118), faciliteraient peut-être la fusion, mais provoqueraient une corrosion rapide des parois de la cornue.

Le système Keil paraît peu susceptible d'application pratique.

©BIU Santé

Four Grützner et Köhler. — Le four Grützner et Köhler, breveté en Allemagne le 25 septembre 1889 (n° 58.026), comprend (fig. 264) deux ou trois compartiments renfermant chacun deux cornues verticales de section elliptique, qui reposent à leur partie inférieure sur un coude en fonte, comme dans le système Binon et Grandfils. Le joint entre les cornues et les coudes-supports est rendu étanche par l'interposition de boudins d'amiante ; il en est de même de celui des plaques de fonte qui ferment l'orifice inférieur des coudes et dont le serrage est assuré au moyen de vis de pression.

Le couvercle supérieur des cornues est en fonte et simplement luté avec de

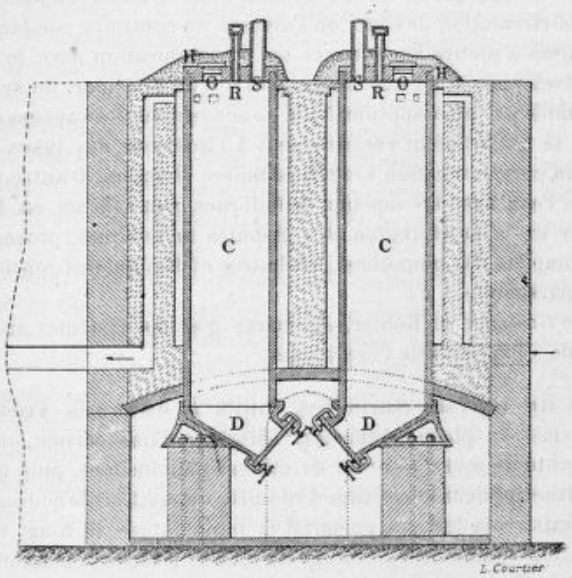


Fig. 264. — Four Grützner et Kohler.

la pâte réfractaire. Chacun de ces couvercles est percé d'un orifice assez large, servant au chargement, d'un autre plus petit, prolongé par un tube droit très court, destiné à permettre un contrôle de la marche de la distillation, enfin d'un tube de dégagement conduisant les gaz et les vapeurs dans un appareil de condensation commun à toutes les cornues. Pour éviter les fuites, la fermeture est recouverte d'une couche de sable argileux.

Les cornues sont alignées parallèlement aux faces latérales du laboratoire, au lieu d'être placées alternativement sur les deux côtés de celui-ci, comme dans l'appareil Binon et Grandfils. Elles sont séparées en deux groupes par une cloison médiane. Le four Grützner et Köhler diffère encore de l'appareil Binon et Grandfils par le mode de circulation des flammes qui s'y effectue dans le sens transversal.

L'appareil de condensation adopté par MM. Grützner et Köhler est fort compliqué. Il comprend (*Rev. univ.*, 3e sér., t. XVI, p. 320) :

1° Une chambre en tôle, complètement entourée d'eau ;

©BIU Santé

2° Une chambre à fond légèrement incliné, dont les parois sont en maçonnerie, sauf la paroi supérieure, formée d'une bâche en tôle renfermant une certaine quantité d'eau.

Le fond de cette bâche supporte des cloisons verticales, disposées de manière à obliger les gaz à serpenter dans le sens horizontal. A cet effet, elles sont interrompues alternativement à leurs deux extrémités et plongent de $0^m,10$ environ dans une couche d'eau recouvrant le fond de la chambre.

3° Une caisse siphon, placée au point où les gaz sortent de la deuxième chambre et jouant le rôle de fermeture hydraulique. On y relève le niveau de l'eau pendant les opérations de chargement et de déchargement, de manière à intercepter la circulation des gaz; on l'abaisse au contraire pendant la distillation, de manière à mettre les cornues en communication avec le cendrier du foyer et à développer ainsi une dépression à leur intérieur. Ce système compliqué ne semble pas bien approprié à la condensation des vapeurs de zinc. Des obstructions se produiraient certainement à l'intérieur des tubes qui mettent les cornues en communication avec la première chambre. D'autre part, le contact direct de l'eau avec les vapeurs métalliques, peu efficace en lui-même au point de vue de la précipitation des globules métalliques, provoquerait une oxydation complète des poussières précipitées et diminuerait considérablement leur valeur marchande.

Le système Grützner et Köhler, de même que les systèmes analogues, n'a pas été soumis à l'épreuve de l'expérience.

Conduite du travail dans les fours à cornues verticales. — Après avois mis en place l'obturateur inférieur d'une cornue, on remplirait le coude en fonte de menu coke ou de crasses peu fusibles, puis on introduirait par l'orifice supérieur le mélange à réduire, on mettrait le couvercle en place et on le luterait; cela fait, on porterait la température au rouge très vif. Une fois la distillation commencée, le tirage du zinc se ferait à la manière ordinaire, dans le système Binon et Grandfils. Dans le système Grützner et Köhler, au contraire, on draguerait les poussières sur le fond du deuxième récipient, sans interrompre le travail; l'extraction du zinc du premier récipient ne pourrait s'effectuer, semble-t-il, que dans l'intervalle de deux distillations.

D'après MM. Binon et Grandfils, on pourrait dans le cas où l'on traiterait des minerais plombeux, couler de temps en temps le plomb liquide par l'orifice inférieur, mais il est fort douteux que ce résultat puisse être effectivement obtenu.

L'opération terminée, on ouvrirait l'obturateur inférieur, on ferait tomber les résidus dans un wagonnet en tôle, puis on remettrait l'obturateur en place. On enlèverait ensuite le couvercle supérieur pour effectuer un nouveau chargement. Les deux orifices de la cornue ne devraient jamais être ouverts simultanément afin d'éviter la production d'un tirage énergique qui refroidirait les cornues, risquerait de les faire casser et provoquerait un dégagement de fumées de zinc fort gênant pour le personnel.

Ce programme théorique, tracé par les inventeurs, ne semble pas réalisable en pratique. Les résidus, agglomérés et fortement adhérents aux parois, ne

©BIU Santé

tomberaient pas d'eux-mêmes; il faudrait employer le herpais pour les détacher. Il serait impossible d'introduire cet instrument par le coude inférieur de la cornue; on ne pourrait le faire que par l'orifice supérieur. D'autre part, on devrait laisser l'orifice inférieur ouvert pour assurer une évacuation immédiate des résidus pâteux; si ces résidus séjournaient dans le coude, ils se prendraient en masse et deviendraient très difficiles à enlever. On serait donc obligé d'employer deux ouvriers simultanément au décrassage de chaque cornue; le travail serait pénible, dangereux même, pour celui qui aurait à enfoncer le herpais dans la cornue, puisque cet ouvrier serait exposé à l'action d'un courant de gaz surchauffés. L'extraction des résidus serait praticable dans le système Binon et Grandfils, comportant des caves spacieuses, mais non dans celui de MM. Grützner et Köhler, où le rapprochement des coudes des deux cornues juxtaposées est tel qu'il serait réellement impossible de travailler dans l'espace intermédiaire. Dans ce système, d'autre part, le mode de fermeture des obturateurs inférieurs n'a rien de pratique. Enfin les dimensions indiquées par les inventeurs pour la galerie située au-dessous de leur four, sont si faibles qu'on ne pourrait probablement pas pénétrer dans cette galerie au cours du travail.

Une difficulté dont les inventeurs de fours à cornues verticales ne semblent pas avoir tenu un compte suffisant est celle inhérente au maniement et à la mise en place des cornues elles-mêmes. A froid, ces récipients pourraient être posés et assemblés sur leurs sièges avec tout le soin nécessaire; mais leur remplacement en cours de travail, à la température du rouge vif, exigerait l'emploi d'engins mécaniques puissants et d'un entretien coûteux. En admettant qu'on puisse l'effectuer avec précision, on ne voit guère comment on arriverait à assurer l'étanchéité du joint sur les coudes-supports. Enfin, en ce qui concerne spécialement le four Grützner et Köhler, on doit signaler le peu de durée probable des couvercles en fonte fermant l'orifice supérieur des cornues.

DISTILLATION DANS DES RÉCIPIENTS HORIZONTAUX

Cornues rotatives. — La lenteur avec laquelle la chaleur se transmet à travers un mélange de minerai et de charbon limite étroitement les dimensions de la section des récipients employés pour la distillation du zinc. On pourrait augmenter cette section tout en accélérant la distillation, si l'on renouvelait, par une agitation convenable, les éléments de la charge mis en contact avec la paroi extérieure.

Ce principe est appliqué depuis longtemps dans la distillation des schistes bitumineux. On emploie pour cette opération une cornue cylindrique d'assez fort diamètre animée d'un mouvement lent de rotation autour d'un axe horizontal. La charge contenue dans la cornue est soumise ainsi à un brassage continu, pourvu qu'elle n'ait pas été bourrée trop énergiquement.

Richter et Lorenz ont proposé d'appliquer ce principe à la réduction des minerais de zinc de la Haute-Silésie (*Zeitschr. d. Oberschl. B. u. H. Vereins*, 1887, p. 14) et de traiter en cinq heures une tonne de mélange. Une seule cornue

©BIU Santé

rotative de grandes dimensions équivaudrait, comme puissance de production, à un four ordinaire à 56 moufles. L'application de ce système à la réduction des minerais de zinc présenterait des difficultés considérables dont MM. Richter et Lorenz ne semblent pas avoir donné la solution.

Four Steger. — Steger se sert, pour effectuer la distillation, de récipients horizontaux ouverts à leurs deux extrémités; l'introduction de la charge et le décrassage s'effectuent par l'orifice d'arrière, fermé pendant la distillation au moyen d'un obturateur soigneusement luté; les gaz et les vapeurs de zinc sortent par l'extrémité opposée, où se trouvent fixés à demeure des condenseurs (*i*, *i*, *i*, fig. 265) tout à fait analogues aux allonges silésiennes et enfermés, comme elles, dans des embrasures presque complètement fermées à l'avant.

Le four Steger est caractérisé par la forme de la section des récipients de distillation et par la constitution de leurs parois (Steger, *Preuss. Ztschr.*, 1894, p. 163). Celles-ci sont formées de briques de magnésie frittée et agglomérée; d'après

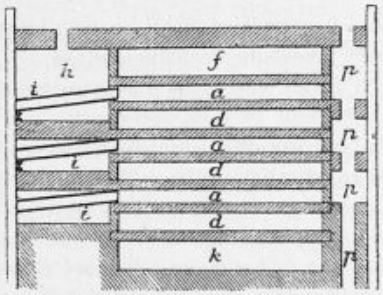


Fig. 265. — Four Steger.
Coupe longitudinale.

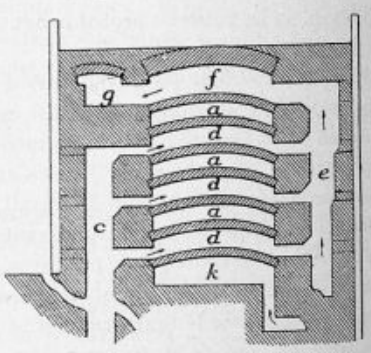


Fig. 266. — Four Steger.
Coupe transversale.

l'inventeur, cette matière aurait une conductibilité presque triple de celle des pâtes alumineuses, une résistance bien plus grande à l'action des scories basiques et enfin une perméabilité bien moindre pour les vapeurs de zinc.

Les briques de magnésie sont assemblées de manière à former des voûtes très surbaissées, disposées à peu près comme celles des fours à moufle servant au grillage des blendes (fig. 266). Trois intervalles *a*, *a*, *a*, ménagés entre ces voûtes constituent autant de moufles dans lesquels on charge le mélange à réduire, tandis que, dans les intervalles *d*, circulent les flammes servant à assurer le chauffage. Leur circulation se fait dans le sens transversal; les gaz combustibles, provenant d'un gazogène, sont répartis par un canal vertical *c* entre les intervalles *d*; ils y brûlent sous l'action d'air chauffé à l'avance dans une chambre inférieure *k*, se réunissent dans le canal vertical *e* situé de l'autre côté des fours, passent en *f* au-dessus de la voûte du moufle supérieur et aboutissent enfin à un collecteur *g* placé en haut du massif et sur un de ses côtés.

©BIU Santé

Le décrassage et le chargement des moufles des fours Steger s'effectuent par les orifices d'arrière ; les fumées qui se dégagent pendant cette opération sont évacuées par la partie supérieure du canal *p*, *p*, tandis que les résidus tombent dans le sous-sol par la partie inférieure de ce canal. On évite donc le chargement à travers l'allonge de condensation, suivant le système silésien, ou bien l'enlèvement de cette allonge à chaque charge, suivant la formule belge. Les opérations de décrassage et de chargement se trouvent ainsi facilitées, mais en compensation on aura quelque difficulté à obtenir une fermeture bien étanche de l'orifice postérieur du moufle.

Le bon fonctionnement du four Steger dépend absolument de la stabilité des voûtes en briques de magnésie et leur imperméabilité pour les gaz. Quelles que soient les qualités propres de la pâte magnésienne à ce dernier point de vue, on ne saurait perdre de vue que les joints d'une voûte finissent nécessairement par s'ouvrir sous l'action des variations de température et que l'assemblage à tenons et mortaises, tel qu'il est usité dans la construction des voûtes des fours de grillage, n'aurait probablement pas une efficacité suffisante dans le cas actuel.

Les essais du four Steger, faits en Silésie, confirment cette manière de voir; ils ont échoué, paraît-il, par suite de la dislocation des voûtes magnésiennes sous l'influence des variations de température.

TRAITEMENT THERMO-ÉLECTRIQUE DES MINERAIS DE ZINC

Le chauffage électrique peut se substituer au chauffage en vase clos dans la plupart des opérations métallurgiques. Dans le cas de la réduction des minerais de zinc, son emploi donne lieu à quelques difficultés dues aux fuites de gaz et de vapeurs qui tendent à se produire autour de l'anode.

Ces difficultés ne semblent pas avoir préoccupé beaucoup M. Dorsemagen (brevet allemand n° 178.535, du 25 décembre 1900), qui a proposé d'employer une cuve du modèle ordinairement usité pour les réductions thermo-électriques, fermée à sa partie supérieure par un couvercle et munie latéralement d'un orifice sur lequel ont adapterait un condenseur d'un type se rapprochant de l'un de ceux usités ordinairement dans la métallurgie du zinc. Le fond de la cuve serait refroidi par circulation d'eau et muni d'un revêtement intérieur en carbone; le couvercle serait percé d'un orifice par lequel passe une électrode également en carbone. D'après l'inventeur, on obtiendrait du zinc à l'état de vapeurs en même temps qu'un produit accessoire, fondu, qui serait du ferrosilicium ou du carbure de silicium, suivant la composition des gangues, et que l'on coulerait de temps à autre.

M. Salgués a fait breveter le 19 avril 1901 (brevet français n° 310.100) une formule de traitement électrothermique fort analogue à la précédente. La seule différence consiste en ce que M. Salgués recommande de donner au lit de fusion une tenue en fer assez élevée pour faciliter le déplacement du zinc con-

©BIU Santé

tenu dans la charge à l'état de sulfure ou d'autres composés trop difficiles à réduire.

Pour traiter les blendes, il propose de les mélanger avec des minerais oxydés en proportion convenable, de manière à obtenir la réaction :

$$ZnS + 2ZnO = 3Zn + SO^2,$$

ou d'y ajouter de la chaux et du charbon.

Dans un brevet plus récent (n° 380.665, du 28 mars 1903), il propose de refroidir le pourtour des orifices du couvercle, servant au passage des anodes en carbone, et de faciliter l'écoulement des vapeurs de zinc à l'extérieur de la cuve de réduction, en insufflant vers la partie supérieure de celle-ci les gaz provenant de la réduction des charges précédentes, ces gaz ayant été préalablement refroidis et filtrés à travers des sacs en toile pour en séparer les poussières de zinc.

Au cours d'essais faits à l'usine de Crampagna (Ariège), il aurait obtenu (*Bull. Soc. Ing. Civ.*, 1903, p. 174) une scorie fondue, ne retenant que 10 0/0 de zinc. Le zinc volatilisé était recueilli dans un condenseur.

Le plomb et l'argent se volatilisent, semble-t-il, comme le zinc ; l'argent serait donc absorbé par ce dernier métal et ne pourrait en être séparé que par une redistillation.

Les essais ont porté sur des minerais tenant de 40 à 45 0/0 de zinc ; avec un four de 100 kilowatts, la production de métal a été de près de 5 kilogrammes de métal par kilowatt et par jour. On espérait arriver à obtenir 2 tonnes par kilowatt et par an, ce qui représenterait $5^{kg},48$ par kilowatt et par jour.

On a traité des minerais tenant 22 0/0 de zinc seulement avec 35 à 40 0/0 de silice ; aucune indication précise n'a été fournie sur les résultats obtenus dans ce cas.

M. Salguès a annoncé qu'il espérait arriver à couler le zinc à l'état liquide, sans indiquer les dispositions qu'il comptait adopter à cet effet.

Les résultats indiqués ci-dessus ne sont pas précisément avantageux. En admettant qu'on puisse obtenir 5 kilogrammes de zinc par kilowatt et par jour, avec des minerais à 45 0/0, il faudra employer 0,272 de cheval-vapeur pour obtenir 1 kilogramme de zinc par jour ; si l'on développait cette puissance motrice au moyen de la vapeur, on devrait consommer environ 1 kilogramme de charbon par cheval-heure, soit 24 kilogrammes par jour : cela correspondrait à 6,5 kilogrammes de charbon de chauffe par kilogramme de zinc ou 2,6 environ par kilogramme de minerai. C'est le double de ce que l'on consomme avec des fours rhénans munis de récupérateurs ; encore faudrait-il, pour comparer les deux méthodes, tenir compte de l'amortissement et de l'entretien des installations, éléments qui seront certainement plus onéreux avec le chauffage électrique qu'avec le système ordinairement usité.

MM. Casaretti et Bertani ont cherché à améliorer les conditions thermiques du fonctionnement des fours électriques et à rendre ce fonctionnement continu (brevet français n° 295.971, du 8 janvier 1900).

A cet effet ils font passer le minerai, préalablement aggloméré en briquettes,

©BIU Santé

avec addition de 20 0/0 de charbon de réduction et d'un peu de glucose, à travers deux moufles cylindriques superposés, en terre réfractaire, chauffés extérieurement au moyen d'un foyer dans lequel on brûle, au-dessus d'une grille chargée de houille, l'oxyde de carbone fourni par la réaction.

Le mélange, porté ainsi à une température élevée, est projeté dans un creuset à l'intérieur duquel jaillit l'arc électrique, entre deux électrodes en charbon inclinées de 30 degrés environ sur l'horizon.

La tension nécessaire est de 60 à 80 volts.

Les scories sont coulées, d'une manière continue, par un orifice latéral; les vapeurs de zinc, mélangées d'oxyde de carbone, sortent du creuset par un autre orifice et se condensent dans un récipient supérieur. L'oxyde de carbone, débarrassé des vapeurs de zinc, va brûler dans le foyer servant à réchauffer le mélange à réduire.

D'après une note publiée en 1901 dans l'*Elettricita*, de Milan (t. XIV, p. 593), le four Casaretti et Bertani aurait donné, dans une usine située près de Bergame, une production de 9 kilogrammes de zinc par kilowatt et par jour, avec une perte de 8 à 10 0/0 sur la teneur et une consommation de 250 kilogrammes de charbon de réduction par tonne de minerai. Ces résultats seraient meilleurs que ceux obtenus avec l'appareil Salguès; mais il est douteux qu'ils puissent être obtenus régulièrement. Les dispositions du four Casaretti et Bertani ne paraissent pas, en effet, de nature à assurer un fonctionnement régulier et continu.

Le brevet pris en 1902 par la Société d'énergie électrique de Trölhattan (brevet français n° 325.895, octobre 1902), diffère des formules précédentes en ce que le chauffage y serait opéré par radiation dans un réverbère électrique, dont la sole serait inclinée du côté où se trouve la source de chaleur. On chargerait sur cette sole le minerai, mélangé avec du charbon et de la chaux s'il était oxydé, avec du charbon et du minerai de fer s'il était sulfuré. Le zinc se volatiliserait, ainsi que le plomb et les métaux précieux; les matières fondues seraient coulées de temps à autre. Nous n'avons aucune donnée sur les résultats obtenus par ce procédé.

M. Contardo a pris, le 24 juillet 1903, un brevet (brevet français n° 334.103), pour l'application du chauffage électrique par radiation à un mélange de sulfure de zinc et d'un corps oxydant, bioxyde de manganèse ou azotate de soude. C'est une conception assez singulière, que de vouloir oxyder le sulfure de zinc dans l'appareil même où l'oxyde obtenu devra être réduit.

Aucune des formules de traitement thermo-électrique des minerais de zinc indiquées jusqu'ici ne semble capable de faire une concurrence sérieuse aux procédés de réduction en vases clos.

RÉDUCTION DIRECTE AU FOUR A CUVE OU AU RÉVERBÈRE

Caractères généraux du procédé. — Les diverses méthodes de réduction des minerais de zinc décrites ci-dessus dérivent de la distillation en

©BIU Santé

vases clos ; elles donnent lieu, en général, à une consommation de combustible importante qu'on ne peut guère abaisser au-dessous d'une certaine limite.

D'autre part, la distillation en vases clos implique des dépenses importantes de main-d'œuvre et des produits réfractaires ; pour une production déterminée, elle exige des installations coûteuses. Il n'est donc pas surprenant que de nombreux inventeurs aient cherché ailleurs la solution du problème fondamental de la métallurgie du zinc ; mais il est regrettable que ces inventeurs n'aient pas, en général, tenu un compte suffisant des propriétés caractéristiques du métal qu'ils cherchaient à isoler et qu'ils aient trop souvent recommencé purement et simplement les expériences infructueuses de leurs devanciers.

Parmi les nombreux procédés, autres que la distillation en vases clos, qui ont été proposés pour le traitement des minerais de zinc, la réduction directe au four à cuve, sous l'action du carbone solide, a joué un rôle dominant.

En seconde ligne, on peut citer diverses combinaisons ayant pour objet de réaliser la réduction, soit au four à cuve, par l'action d'un courant gazeux, soit sur sole, par l'action du carbone solide.

Enfin, en troisième ligne, nous devons mentionner des formules variées ayant pour base l'utilisation de diverses réactions chimiques autres que celles du carbone sur l'oxyde de zinc (réaction de ZnO sur ZnS, de Fe sur ZnO ou ZnS, etc.).

L'emploi du four à cuve devait attirer immédiatement l'attention des inventeurs qui cherchaient à réaliser la réduction dans des conditions économiques. D'un fonctionnement très simple, d'une grande puissance de production pour une dépense donnée de premier établissement, exigeant peu de main-d'œuvre, le four à cuve semblait naturellement indiqué pour assurer dans de bonnes conditions le développement des phénomènes de réduction qui sont la base de la métallurgie du zinc. Cependant, toutes les tentatives faites jusqu'ici pour l'approprier à cette métallurgie ont échoué contre deux difficultés principales, la grande volatilité du métal et la réoxydation facile de ses vapeurs en présence de l'acide carbonique ou de la vapeur d'eau.

En ce qui concerne le premier point, on sait que la réduction du zinc ne commence qu'à 910° et ne se développe activement qu'à une température notablement supérieure au point d'ébullition du métal. Il est donc impossible de recueillir le métal à l'état liquide si l'on opère sous la pression atmosphérique normale ; aussi la plupart des inventeurs ont-ils cherché simplement à condenser le zinc volatilisé. D'autres ont essayé de ramener les vapeurs de zinc à l'état liquide en élevant convenablement la pression à l'intérieur du four à cuve ; le métal se réunirait alors dans le creuset du four et pourrait être coulé à la manière ordinaire, mais non sans quelques difficultés.

La nécessité de maintenir à l'intérieur du four une pression de plusieurs atmosphères est une condition assez difficile à remplir ; aussi les tentatives faites dans cette voie ont-elles été peu nombreuses.

Le travail sous la pression ordinaire donne lieu à des inconvénients d'une autre nature qui dérivent principalement de la grande oxydabilité du zinc. Réduit et volatilisé au niveau de l'ouvrage du four à cuve, le métal se réoxyde dans les zones supérieures de cet appareil, sous l'action de l'acide carbonique

©BIU Santé

et de la vapeur d'eau ; l'oxyde formé adhère à la surface des gouttelettes condensées et empêche leur réunion. Le zinc se dépose donc à l'état de poussières plus ou moins oxydées, qui exigent une élaboration nouvelle pour être amenées à l'état de lingots.

En vue d'obvier à cet inconvénient, divers inventeurs ont proposé de faire passer les vapeurs zincifères, à leur sortie du four à cuve, à travers une colonne de charbon incandescent. Étant donné le caractère endothermique des réactions qui se développent en pareil cas, le fonctionnement régulier de cette combinaison est assez difficile à réaliser et son application fait perdre au four à cuve la simplicité de fonctionnement qui était un des avantages essentiels de son emploi.

Enfin, on a cherché parfois à rendre plus facile ou plus économique le fonctionnement du four à cuve en injectant dans cet appareil des gaz réducteurs. La combinaison, difficile à justifier au point de vue théorique, n'a pas donné de résultats plus satisfaisants que les précédentes; nous nous en occuperons cependant après avoir étudié le fonctionnement du four à cuve alimenté exclusivement avec du combustible solide.

L'énumération des innovations tentées en vue de remplacer la réduction en vases clos est celle d'une série d'insuccès. Elle présente cependant un réel intérêt en ce sens qu'elle peut éviter de nouveaux mécomptes aux inventeurs de l'avenir.

Zinkstuhl. — Ce que nous venons de dire des difficultés inhérentes à la production du zinc métallique au four à cuve, sous une pression peu supérieure à la pression atmosphérique, semble, à première vue, en contradiction avec les indications données au commencement de cet ouvrage (p. 3 et 4) sur les conditions primordiales de la production du zinc. Les suintements de zinc liquide, se produisant par les fentes de l'ouvrage de fours à cuve traitant des minerais zincifères, ont été, suivant toute probabilité, l'origine de la découverte du métal, mais on n'a pu jusqu'ici utiliser ce phénomène en vue de l'obtention d'une production régulière, sauf à Goslar où, vers le XVI^e^ siècle, on avait résolu le problème par la création de la disposition connue sous le nom de *zinkstuhl*.

Les fours à cuve de Goslar, auxquels cette disposition avait été adaptée, étaient munis d'un avant-creuset; ils n'avaient qu'une seule tuyère. Au niveau de celle-ci, leur section était trapézoïdale ; sa largeur était de $0^m,55$ à l'arrière, de $0^m,31$ à l'avant, avec une profondeur de $1^m,20$ dans la direction du vent. Le four avait une hauteur d'environ 4 mètres ; sur plus de la moitié de cette hauteur, dans la région inférieure, la paroi antérieure était très mince. Contre cette paroi amincie, immédiatement au-dessus du creuset, on fixait deux dalles minces de schiste argileux, disposées de manière à former une sorte de gouttière légèrement inclinée vers une de ses extrémités et aboutissant à un trou de coulée, que l'on tenait normalement fermé par un tampon de brasque argileuse.

A 1 mètre environ au-dessus du zinkstuhl, il existait dans la paroi antérieure du four une ouverture par laquelle on chargeait du charbon de bois

©BIU Santé

dur, à des intervalles assez espacés. L'ouverture était refermée et lutée, immédiatement après chaque chargement.

Le minerai traité provenait du gîte du Rammelsberg ; c'était un mélange de galène, de blende et de pyrite, préalablement grillé en tas et additionné d'une forte proportion de scories diverses. Le combustible était du charbon de bois à l'origine, du coke par la suite.

Lorsqu'on employait du charbon de bois, il se déposait rapidement sur le zinkstuhl une quantité notable de zinc plombeux. A des intervalles de trois ou quatre jours, on coulait l'alliage dans un bassin extérieur, on nettoyait le zinkstuhl au ringard, puis on rebouchait le trou de coulée. On séparait le plomb en refondant le zinc brut dans une chaudière en fonte ; le zinc montait peu à peu à la surface du bain. On le puisait à la cuiller et on le coulait en lingotières.

La substitution progressive du coke au charbon de bois amena une diminution considérable de la quantité de zinc recueillie sur le zinkstuhl ; cette quantité devient insignifiante à partir du moment où les fours furent alimentés exclusivement au coke.

D'après le professeur Walther Hempel (*B. u. H. Ztg.*, 1893, p. 350), l'accumulation du zinc sur le zinkstuhl serait due à une réduction du métal, sans volatilisation, dans les zones supérieures du four, et à son ruissellement à l'état liquide, le long des parois ; ce ruissellement se produirait sur toutes ces parois, mais il ne pourrait être constaté, au niveau de l'ouvrage, sur celles de ces parois qui sont portées à une haute température, le zinc se volatilisant alors au voisinage de la tuyère.

La théorie de M. Hempel est fondée sur la constatation faite, par son auteur, de la présence de gouttelettes de zinc métallique dans un coke zincifère qu'il avait obtenu en carbonisant en vases clos, au-dessus du rouge clair, un mélange de houille grasse et d'oxyde de zinc (page 725). Mais les conditions dans lesquelles se trouvent placées les charges du four à cuve de Goslar sont absolument différentes de celles de l'expérience de M. Hempel. Dans celle-ci, non seulement aucun courant gazeux, d'origine extérieure, ne traversait la masse en cours de carbonisation, mais encore l'écoulement du gaz provenant de la distillation de la houille devait s'effectuer très difficilement et, par suite, la pression tendait à s'élever très sensiblement à l'intérieur de l'appareil. Dans le cas du four de Goslar, on ne retrouve ni le mélange intime des matières facilitant la réduction de l'oxyde de zinc, ni la haute pression, qui peut maintenir une partie du métal à l'état liquide : de plus les charges étaient traversées par un courant gazeux assez rapide pour entraîner le zinc à l'état de vapeur, en lui faisant subir une réoxydation plus ou moins avancée.

L'hypothèse du ruissellement du métal liquide le long des parois du four de Goslar est rendue encore moins vraisemblable par le surplomb que la poitrine des fours de Goslar présentait vers l'intérieur ; elle ne saurait dans tous les cas expliquer les suintements de zinc constatés à l'ouvrage d'un certain nombre de hauts-fourneaux, car la température du gaz, à ce niveau, est toujours bien supérieure à celle qui correspond à l'ébullition du zinc.

Il faut donc admettre que la production du zinc au moyen de zinkstuhl est

©BIU Santé

due simplement à une condensation locale des vapeurs de ce métal au contact de la paroi antérieure du four, peu épaisse et activement refroidie par l'air extérieur. Les phénomènes de réoxydation, si accentués d'ordinaire au cours de la condensation des vapeurs de zinc obtenues au four à cuve, sont négligeables dans ce cas parce que le milieu gazeux, au niveau de l'ouvrage, ne contient qu'une faible proportion d'acide carbonique, surtout quand le combustible employé est du charbon de bois. La proportion relative d'acide carbonique se trouvait encore réduite, dans le cas des fours de Goslar, par les précautions prises pour entretenir un remplissage de charbon de bois, sans mélange de minerai, dans la zone située immédiatement au-dessus du zinkstuhl. L'emploi du charbon de bois, en usage depuis longtemps à Goslar, pour empêcher la réoxydation des vapeurs de zinc, a été breveté plus d'une fois, comme une nouveauté, par les inventeurs contemporains.

La production de zinc au moyen du zinkstuhl était nécessairement peu importante et s'effectuait d'ailleurs dans des conditions désavantageuses. Elle nécessitait une soustraction active de chaleur au niveau de l'ouvrage, condition irrationnelle à tous égards. Son étude ne présente plus aujourd'hui qu'un intérêt historique, le zinkstuhl ayant précédé de deux siècles au moins les autres formules de production directe du zinc.

C'est seulement vers le milieu du XIX^e^ siècle que l'étude du problème de la réduction directe a été reprise à nouveau ; à partir de ce moment, les solutions proposées ont été fort nombreuses, mais aucune d'elles n'a abouti à un résultat réellement satisfaisant.

Premier brevet Rochaz (17 novembre 1847). — L'appareil employé est un four à cuve muni d'un creuset intérieur, rectangulaire en plan et légèrement évasé vers le haut. Il est soufflé par une seule tuyère, placée à l'arrière, et possède quatre trous de coulée superposés vers l'avant. Le chargement se fait par uncouloir incliné, placé du côté antérieur et muni d'une double fermeture, qui permet d'introduire les charges sans que les gaz du gueulard puissent s'échapper à l'extérieur.

Le gueulard est recouvert de deux calottes tronconiques en maçonnerie réfractaire, qui laissent entre elles un espace libre à travers lequel passent les gaz et où ils doivent laisser déposer, à l'état liquide, la plus grande partie du zinc qu'ils contiennent. Ils sortent ensuite par deux tubulures latérales et circulent dans deux caisses métalliques, au contact immédiat d'une couche d'eau, sans d'ailleurs barboter à travers ce liquide.

Deuxième brevet Rochaz (17 novembre 1847). — Rochaz avait pris, le même jour que le brevet résumé ci-dessus, un deuxième brevet qui avait pour objet la production de l'oxyde de zinc par combustion du métal sur la sole d'un grand moufle. Il avait rattaché à ce dernier brevet deux certificats d'addition (17 mars 1849 et 13 octobre 1850) où il décrivait une combinaison nouvelle. La réduction directe des minerais de zinc devait s'effectuer dans un four à cuve de très faible hauteur, muni de deux tuyères opposées ; la réaction aurait été complétée par le passage des gaz et des vapeurs à travers une couche de

©BIU Santé

charbon, sans mélange de minerai. Pour réaliser ce programme, Rochaz alimentait son four à cuve par l'intermédiaire de quatre cheminées, placées de part et d'autre du four. Les parois de ces cheminées, verticales à la partie supérieure, se recourbaient vers le bas, de manière à déboucher dans les parois latérales du four perpendiculairement à celles-ci. Deux d'entre elles recevaient un mélange de charbon et de minerai; les deux autres du charbon seulement.

Les gaz et les vapeurs sortaient du four par un collecteur supérieur; ils étaient dirigés vers un condenseur si on voulait obtenir du zinc métallique ou brûlés par introduction d'air à l'intérieur du collecteur si on voulait produire de l'oxyde.

Pour rendre la réduction plus facile, Rochaz proposait de mouler en briquettes le minerai et le charbon de réduction préalablement mélangés.

Brevet Lesoinne (20 février 1850). — Dans le brevet Lesoinne on voit apparaître une disposition qui, bien qu'indiquée implicitement dans le deuxième brevet Rochaz, avait à cette époque quelque apparence de nouveauté; elle devait être souvent reproduite par la suite.

Pour limiter la réaction inverse qui reforme l'oxyde de zinc pendant le refroidissement des gaz, Lesoinne avait imaginé de faire sortir du four à cuve ces gaz à une température très élevée. A cet effet, il plaçait les orifices de sortie vers le milieu de la hauteur de la cuve. Pour accélérer encore le refroidissement des gaz, il les faisait passer à travers des tubes métalliques autour desquels circulait un courant d'eau. De même que dans le procédé Rochaz, les résidus étaient scorifiés par des additions convenables de fondants et sortaient du four à l'état liquide.

Les expériences entreprises en 1852 à Königshütte (Haute Silésie) pour la production directe du zinc au four à cuve semblent avoir été exécutées sur les bases du brevet Lesoinne. D'après Julien (*A.* et *M.*, 5e s., t. XVI, p. 517), le four à cuve employé avait 10 mètres de haut et $2^m,40$ de diamètre au ventre; il était muni d'une double fermeture au gueulard et de plusieurs prises de gaz ménagées sur la cuve, à un niveau assez bas; ces prises de gaz étaient prolongées par des tuyaux refroidis extérieurement.

L'allumage du four fut effectué comme celui d'un haut-fourneau ordinaire; on ne chargea d'abord que du minerai de fer, plus ou moins zincifère, comme le sont tous les minerais silésiens; puis on introduisit des quantités croissantes de minerai de zinc. A partir du moment où la proportion de zinc dans les charges devint considérable, on dut augmenter le dosage de coke, et le porter au double de ce qu'il était à l'origine; en même temps la fonte se chargeait de zinc et devenait cassante au point de devenir impropre à tout usage. On ne recueillit dans les condenseurs que de la poussière de zinc.

Ces expériences furent arrêtées au bout de peu de temps, sans avoir donné aucun résultat pratique.

Brevet Wetherill (17 mai 1856). — Le texte de ce brevet se divise en trois parties, dont les deux premières ont pour objet la réduction des minerais au four à cuve, avec passage des vapeurs de zinc à travers une couche de char-

©BIU Santé

bon incandescent. C'est le principe du deuxième brevet Rochaz ; les moyens d'application de ce principe ne sont d'ailleurs pas nettement précisés.

L'inventeur qui était, dès cette époque, sur la voie de la découverte du procédé de fabrication directe du blanc de zinc, resté en usage aux États-Unis, semble s'être bien rendu compte qu'il n'obtiendrait que de la poussière de zinc. Pour tirer parti de ce produit intermédiaire, il proposait, dans la troisième partie de son brevet, de le comprimer à chaud, suivant la formule qui allait être revendiquée par M. Montefiore (voir p. 670).

Brevet Chenot (7 janvier 1859). — D'après l'auteur de ce brevet, l'oxyde de zinc se réduirait à une température inférieure au point de fusion du métal, c'est-à-dire au-dessous de 400°, et l'acide carbonique n'exercerait aucune action oxydante appréciable sur le zinc.

Prenant pour bases ces données inexactes, Chenot proposait d'employer comme agent réducteur soit l'oxyde de carbone, soit le charbon, et d'opérer la réduction dans une cornue en briques réfractaires, dont la section horizontale serait rectangulaire, et le grand axe vertical. Cette cornue serait chauffée extérieurement par des canaux verticaux parcourus par des flammes; elle se raccorderait, à sa partie inférieure, avec une caisse en tôle où le minerai réduit se refroidirait avant de tomber dans un wagonnet en tôle. Pour séparer le zinc réduit des gangues inertes, Chenot proposait de procéder à une liquation soit à l'intérieur d'un creuset, soit sur la sole d'un réverbère, en exerçant une compression à la presse hydraulique, si c'était nécessaire. Il indiquait concurremment une autre combinaison consistant à faire volatiliser le zinc au four à cuve, en réalisant la fusion complète des gangues.

Le procédé Chenot, tel que nous venons de le résumer d'après l'exposé prolixe et confus contenu dans le brevet original, serait impossible à mettre en pratique. Son auteur semble avoir eu vaguement conscience de cette impossibilité ; c'est du moins ce qu'on peut conclure d'une variante finale proposée par lui et consistant à transformer la cornue en un véritable four à cuve, par adaptation de tuyères à sa partie inférieure. Par ces tuyères, on aurait insufflé soit des gaz réducteurs pour obtenir du zinc, soit des gaz oxydants pour obtenir de l'oxyde de zinc; l'un ou l'autre produit se serait déposé dans des chambres de condensation. Le brevet ne donne d'ailleurs aucune indication précise sur la conduite du travail suivant cette variante, qui ne semble pas être plus pratique que la précédente.

Brevet Accarain (16 février 1860). — L'appareil employé est un four à cuve muni à sa partie supérieure d'une fermeture de gueulard quelconque et, à sa partie inférieure, d'une grille à barreaux horizontaux pouvant se retirer facilement. Au-dessous de la grille se trouve un creuset, monté sur roues, qui peut être rapidement enlevé et remplacé par un autre. Le vent est introduit par des orifices ménagés soit dans les parois latérales du creuset, soit dans celles de la cuve, un peu au-dessus de la grille ; les gaz et les vapeurs sortent du four à une petite distance au-dessous du gueulard et passent dans un condenseur, dont les dispositions ne sont pas décrites au brevet.

©BIU Santé

Le four est soufflé à l'air chaud; les matières solides que l'on charge au gueulard doivent avoir été fortement chauffées au préalable, dans un appareil distinct. Les résidus sont retirés à l'état solide ou pâteux par la partie inférieure du four : à cet effet, on enlève les barreaux de la grille, de manière à laisser tomber ces résidus dans le creuset; on remet les barreaux en place, on retire le creuset et on le remplace rapidement par un autre.

Ce procédé semble n'avoir jamais été appliqué; son fonctionnement aurait sans doute été arrêté au bout de fort peu de temps par l'agglomération des résidus à la partie inférieure de la cuve.

Brevet Adrien Müller et Lencauchez (10 juillet 1860). — D'après ce brevet, les résidus doivent être évacués du four à l'état de fusion; à cet effet, on ajoutera au minerai les fondants nécessaires.

Le four à cuve servant au traitement est muni d'étalages fortement inclinés, au sommet desquels se trouvent les orifices par lesquels doivent s'écouler les gaz et les vapeurs. Au-dessus de ces orifices, les parois de la cuve sont d'abord formées de maçonnerie réfractaire sur 2 ou 3 mètres de hauteur, puis de segments en fonte jusqu'au gueulard, qui est muni lui-même d'une double fermeture à cône.

Autour de la partie en fonte de la cuve se trouve une enveloppe en maçonnerie : entre ces deux parois concentriques, il existe un vide dans lequel on brûle une partie du gaz sortant du condenseur. Cette disposition a pour but de fournir aux charges la quantité de chaleur nécessaire pour les amener à une température équivalente à celle qu'elles auraient atteinte si elles avaient été traversées par le courant gazeux principal.

Un courant gazeux très lent parcourt la cuve dans le sens descendant; il est obtenu par refoulement, à travers un orifice situé aux deux tiers de la hauteur de la cuve, d'une petite partie du gaz sortant du condenseur. Ce gaz est composé presque exclusivement d'oxyde de carbone.

Les matières chargées au gueulard ont été préalablement chauffées par la chaleur perdue des flammes sortant des canaux ménagés autour de la paroi supérieure de la cuve : cette opération s'effectue dans des étuves spéciales où circulent des wagonnets à claire-voie, contenant les charges. Celles-ci doivent être formées de briquettes contenant à la fois le minerai, le charbon nécessaire à la réduction et une certaine quantité de chaux vive servant de fondant. Le vent est chauffé dans des appareils en fonte, par la combustion d'une partie des gaz sortant du condenseur.

Le condenseur est formé de chambres en maçonnerie, divisées par des cloisons disposées en chicanes : la paroi supérieure d'un certain nombre de ces chambres est constituée par des caisses plates en tôle galvanisée, qui contiennent de l'eau que l'on renouvelle constamment. Le fond de ces caisses était ondulé en vue d'augmenter la surface de refroidissement.

Dans un certificat d'addition, en date du 4 octobre 1860, les inventeurs ont complété leur système de condensation par l'addition d'un laveur à pluie d'eau et l'ont doublé pour permettre d'effectuer le nettoyage d'une série de chambres sans interrompre le travail.

Ils ont en même temps proposé d'agglomérer les poussières de zinc par pres-

©BIU Santé

sion, et de les fondre ensuite au creuset ou au réverbère, en y ajoutant du chlorhydrate d'ammoniaque ou un autre fondant.

Dans un dernier certificat d'addition, en date du 27 décembre 1860, ils ont proposé de faire passer les gaz, à leur sortie du fourneau, à travers une masse de charbon de bois incandescent. A cet effet, on aurait ménagé, autour des étalages et de l'ouvrage, une capacité annulaire, qu'on aurait alimentée de charbon de bois par l'intermédiaire de quatre cheminées aboutissant à la plate-forme du gueulard, et qu'on aurait fait traverser par les gaz sortant du four. Dans ces conditions, la réduction de l'oxyde de zinc aurait été complète et la production des poussières relativement très faible.

On ne voit pas bien comment on pourrait, avec une pareille disposition, assurer la conservation des parois des étalages et de l'ouvrage. Portées à une haute température sur leurs deux faces, corrodées intérieurement par les scories, ces parois se détruiraient très rapidement.

La dernière variante du brevet Müller et Lencauchez ne paraît pas avoir reçu d'application pratique, mais les précédentes ont été soumises à des essais assez prolongés, à Gladbach, près Cologne, en 1861. Le four employé était un four à cuve très élancé, ayant une hauteur de 12 mètres des tuyères au gueulard, avec des diamètres de $0^m,80$ à l'ouvrage, de 2 mètres au ventre et de 1 mètre au gueulard. La cuve était formée, sur 7 mètres de hauteur à partir du gueulard, par une série d'anneaux en fonte chauffés extérieurement par la combustion des gaz du gueulard, qui avaient traversé préalablement deux chambres de dépôt, quatre chambres de refroidissement, munies d'un plafond formé de bâches à eau, deux groupes de deux grandes chambres de dépôt, fonctionnant alternativement, enfin un corps cylindrique en tôle, cloisonné horizontalement par des plaques perforées et traversé de haut en bas par un ruissellement d'eau.

Les essais de Gladbach ont nécessité une consommation de combustible très élevée et n'ont fourni que du zinc en poussière.

Brevet A. Muller (9 novembre 1861). — Ce brevet semble faire double emploi avec le précédent, car la seule indication nouvelle qu'il renferme vise l'emploi du réverbère pour porter au rouge vif les charges du four à cuve. Mais on y trouve des indications intéressantes en ce qui concerne l'influence nuisible qu'exercent l'acide carbonique et la vapeur d'eau sur la condensation des vapeurs de zinc. D'après l'auteur, une partie de l'acide carbonique ferait passer cent parties de zinc à l'état de poussières; une de vapeur d'eau produirait le même effet sur trois cents parties de zinc.

Dans un certificat d'addition, en date du 7 janvier 1862, l'auteur propose de faire passer les vapeurs de zinc à travers une cuve spéciale, remplie de charbon, avant de les diriger vers les appareils de condensation. Cette combinaison, renouvelée du deuxième brevet Rochaz, ne diffère pas essentiellement de celle du certificat du 27 décembre 1860.

Études de M. Lencauchez. — De son côté, M. Lencauchez, pour se rendre compte des causes de l'insuccès des essais de Gladbach, avait entrepris des

©BIU Santé

expériences dont il n'a publié les résultats que beaucoup plus tard (*Mém. Soc. Ing. civ.*, 1877, p. 568 à 580). Ses expériences lui ont fait constater : 1° qu'une proportion de 5 à 6 0/0 (en volume) d'acide carbonique dans un mélange gazeux suffit pour empêcher les vapeurs de zinc de recondenser sous une forme autre que celle de poussières; 2° que le résultat serait le même si l'on employait un mélange d'azote, d'oxyde de carbone et de 0,5 0/0 (en volume) d'acide carbonique, obtenu en faisant passer de l'air, préalablement chauffé à 400°, à travers une colonne de 3 mètres de charbon de bois et de braise, portée au rouge blanc. L'acide carbonique contenu dans ce gaz, réagissant sur du zinc tenu en ébullition dans un tube de porcelaine, était ramené à l'état d'oxyde de carbone ; le zinc volatilisé se condensait à l'état de poussière.

Ces expériences ont conduit M. Lencauchez à conclure qu'un refroidissement très rapide du courant gazeux serait le moyen le plus efficace pour éviter la réoxydation du zinc réduit. D'après lui (*loc. cit.*, p. 577), le condenseur le plus avantageux consisterait en un faisceau tubulaire, analogue à celui d'une chaudière de locomotive, et composé d'un grand nombre de tubes ayant $3^m,50$ de long avec $0^m,05$ environ de diamètre. Les gaz auraient été extraits d'un four à cuve, vers la région médiane de celui-ci, comme dans les expériences de Gladbach. Ils auraient traversé, avec une vitesse d'environ 10 mètres par seconde, correspondant à une dépression de $0^m,025$ d'eau, le faisceau tubulaire, qui aurait été entouré d'eau constamment renouvelée ; leur température se serait abaissée de 1.300° à 400° environ dans ce parcours. Dans ces conditions, on n'aurait encore obtenu que du zinc gris, il est vrai ; mais ce produit, contenant de 90 à 95 0/0 de zinc métallique, aurait pu être transformé facilement en lingots par une compression à froid suivie de liquation à chaud, suivant une formule qui avait été décrite dans le certificat d'addition du 4 octobre 1860.

La variante nouvelle proposée par M. Lencauchez n'a pas reçu d'application; son efficacité est douteuse. La rapidité même du refroidissement exclut toute possibilité de réunion des globules de zinc au moment de leur condensation; on n'obtiendra donc que de la poussière, résultat auquel on arriverait par des combinaisons moins compliquées et moins coûteuses.

Pour obtenir directement une certaine quantité de zinc liquide, il serait plus rationnel de refroidir lentement le courant gazeux. La condensation des vapeurs de zinc débute toujours par la formation de gouttelettes liquides très fines, qui restent en suspension dans le courant gazeux et qui peuvent s'accroître soit par voie de condensation directe d'une nouvelle quantité de zinc à leur surface, soit en se réunissant les unes avec les autres. Un refroidissement brusque au-dessous du point de solidification du zinc exclut toute possibilité d'obtenir un pareil résultat.

La pratique confirme cette manière de voir. On sait en effet que le zinc se condense à l'état liquide dans les allonges maintenues au voisinage du rouge sombre, et à l'état de poussière, au contraire, dans les condenseurs métalliques où la température est normalement inférieure à celle de la solidification du zinc.

Brevet Francis Laur (26 novembre 1874; n° 106.191). — Ce brevet décrit un appareil formé de trois cuves verticales juxtaposées, aboutissant

©BIU Santé

à leur partie inférieure à des étalages communs terminés eux-mêmes par un creuset. La cuve centrale est remplie d'un mélange de minerai et de charbon, les deux cuves latérales, de charbon seulement. Le vent, fortement chauffé, est introduit par des tuyères placées à la base des cuves; les gaz sortent du four par des orifices situés vers le milieu de la hauteur de ces cuves; ils passent ensuite dans des chambres de condensation. Ces dispositions ont pour objet d'éviter le contact prolongé des gaz avec le minerai et d'obliger au contraire ces gaz à traverser une couche épaisse de charbon incandescent, suivant le principe déjà posé par Rochaz, Wetherill, etc. On peut se demander si elles seraient réellement efficaces. Il est probable que la combustion se développerait exclusivement dans les cuves latérales et que la descente des charges ne se ferait pas régulièrement dans la cuve centrale. On peut se demander, d'autre part, si la température serait suffisamment élevée, à la partie inférieure de la cuve centrale, pour permettre la fusion des gangues et par suite la descente régulière des charges. Il est probable qu'au bout d'un temps assez court le creuset serait complètement engorgé par des matières pâteuses, et que l'appareil devrait être mis hors feu. D'autre part les cloisons réfractaires séparant les diverses cuves de l'appareil ne résisteraient pas longtemps à la température qui est nécessaire pour obtenir la réduction et la volatilisation du zinc.

Le brevet F. Laur ne contient aucune indication sur le mode de condensation à appliquer aux vapeurs zincifères.

Brevet John Armstrong (n° 303.211, du 23 août 1900). — Ce brevet reproduit presque identiquement les dispositions caractéristiques du précédent. On y retrouve la cuve centrale, destinée à recevoir un mélange de minerai et de charbon, les deux cuves latérales, chargées de charbon seulement, les étalages inclinés réunissant les trois cuves et enfin, à la partie inférieure, un creuset destiné à recevoir les métaux non volatils et les scories. Les différences consistent en ce que les tuyères débouchent au-dessous de la base des étalages, à travers les parois d'un ouvrage relativement peu élevé, que les gaz sont évacués à la partie inférieure des cuves latérales et que la condensation des vapeurs de zinc s'effectue à l'intérieur d'une sorte de barillet, installé en face des ouvreaux d'évacuation.

Les parois des étalages et de l'ouvrage sont formées de bâches à eau ; des poutres métalliques creuses, refroidies par une circulation d'eau, supportent les cloisons séparant les trois cuves. Cette dernière disposition ne résout pas d'une manière pratique le difficile problème de la conservation des cloisons intérieures du four.

Brevet F.-L. Clerc (19 juillet 1876). — L'appareil proposé par M. F.-L. Clerc, ingénieur de la Lehigh Zinc Company, présente certaines analogies avec ceux brevetés par Lesoinne et par MM. Muller et Lencauchez en ce sens qu'il comporte la sortie du gaz au-dessus des étalages du four à cuve ; il en diffère par l'emploi d'une condensation progressive au lieu d'une condensation rapide.

Le four servant à la volatilisation du zinc se compose (fig. 266) :

©BIU Santé

1° D'un ouvrage A, percé de plusieurs tuyères servant à insuffler du vent très fortement chauffé ; il est muni à sa partie inférieure d'un avant-creuset percé de deux trous de coulée, l'un supérieur servant à évacuer les laitiers ou les scories, l'autre inférieur pour l'évacuation des métaux peu volatils, tels que la fonte ou le plomb ;

2° D'étalages B très ouverts, inclinés à 45° environ et recouverts par une voûte très surbaissée E, qui est consolidée elle-même par douze arceaux orientés en plan suivant des directions radiales ;

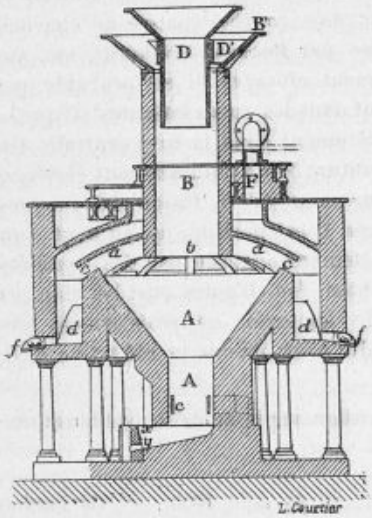


Fig. 266. — Four F.-L. Clerc.

4° D'une cuve cylindrique c, supportée par les arceaux précédents. Le gueulard de cette cuve n'est pas fermé ; il est muni de deux entonnoirs concentriques O et O'. L'entonnoir intérieur O reçoit un mélange intime de minerai calciné, concassé à la grosseur d'un pois et de charbon, qui doit être, pour moitié, concassé à la même grosseur, pour moitié en fragments plus volumineux. Dans l'intervalle des deux entonnoirs, on charge du charbon sans mélange de minerai. L'inventeur comptait que la séparation des matières persisterait jusqu'à base de la cuve, niveau auquel le charbon s'étalerait de manière à former au-dessous de la voûte recouvrant les étalages une couche continue, assez épaisse, à travers laquelle les gaz provenant de la réduction du minerai devraient passer avant de pénétrer dans les condenseurs. Il est au moins douteux que la descente des charges puisse s'effectuer avec cette régularité théorique ; en fait, le minerai s'étalerait probablement vers le bas de la cuve, de manière à refouler le charbon, moins dense que lui, et à ralentir plus ou moins sa descente.

Les gaz sortaient de l'appareil entre le bord supérieur des étalages et le bord inférieur de la voûte qui les recouvrait ; ils circulaient entre celle-ci et une autre voûte concentrique E', laissaient déposer à l'état liquide, dans la capacité ainsi limitée, une partie du zinc qu'ils entraînaient puis sortaient par trois tuyaux F pour se rendre dans des condenseurs formés de tubes verticaux en fonte, disposés en jeu d'orgues, où l'on faisait tomber de l'eau en pluie. Ils y abandonnaient le zinc qui ne s'était pas condensé entre les deux voûtes E et E' ; la fraction condensée dans cet intervalle se réunissait dans un canal GG, d'où on l'évacuait par un certain nombre de trous de coulée.

Le procédé Clerc semble n'avoir reçu aucune application effective. Les seules dispositions nouvelles qu'il présentât étaient l'emploi d'un double entonnoir de chargement et d'un condenseur à parois réfractaires, maintenu à une température relativement élevée, afin d'assurer la précipitation d'une partie du zinc à l'état liquide. Encore convient-il de rappeler que la double fermeture

©BIU Santé

de gueulard figurait déjà dans le brevet Muller et Lencauchez du 10 juillet 1860.

Études de Thum (*B. u. H. Ztg.*, 1877, p. 149 et 369). — Les études de cet auteur ont porté sur deux points : 1° conditions thermiques de la réduction du zinc au four à cuve ; 2° dispositions à adopter pour assurer la condensation du métal à l'état liquide.

En ce qui concerne le premier point, les calculs de Thum, un peu sommaires en eux-mêmes, ont été viciés par l'inexactitude des coefficients numériques que l'auteur avait à sa disposition. Ils conduisaient à cette conclusion qu'un système formé de deux petits fours à cuve accouplés, alimentés d'un mélange de minerai et de coke, avec un troisième chargé de coke seulement et servant exclusivement à rendre la réduction plus complète, exigerait pour son fonctionnement régulier une consommation de 500 kilogrammes de coke par tonne de minerai et donnerait des gaz à 964° si les matières chargées étaient bien sèches. On verra plus loin qu'en réalité la consommation de coke devrait être sensiblement plus considérable pour donner, avec du vent froid, une température aussi élevée au gueulard ; Thum semble d'ailleurs s'être rendu compte de l'incertitude de ses calculs, car il a fini par conclure en faveur de l'emploi du vent chaud.

La deuxième partie de son travail présente plus d'intérêt que la première, en ce sens qu'on y rencontre pour la première fois l'indication explicite des raisons qu'il y a pour opérer la condensation à une température relativement élevée si l'on veut obtenir immédiatement une forte proportion de zinc à l'état liquide. Thum proposait d'employer comme premier condenseur un réservoir en briques réfractaires, de forme rectangulaire très allongée, et recouvert d'une voûte surbaissée. La sole de ce condenseur aurait présenté une faible inclinaison vers une de ses extrémités de manière à faciliter la coulée du zinc liquide. Ce métal devait d'ailleurs recouvrir toute l'étendue de la sole, de manière à absorber les gouttelettes liquides qui se précipiteraient à sa surface.

La température serait maintenue à l'intérieur du condenseur entre 420° et 550° par la déperdition de chaleur à travers les parois. Pour calculer les dimensions à donner à l'appareil, Thum a pris pour base les phénomènes qui se passent dans les allonges silésiennes ou dans les tubes belges ; mais ses calculs se sont trouvés, cette fois encore, faussés par l'emploi de coefficients inexacts, notamment par l'adoption d'une valeur de la densité de la vapeur de zinc sensiblement double de la valeur réelle. D'après lui, pour assurer la condensation des vapeurs obtenues en traitant, par vingt-quatre heures, 3 tonnes de minerai à 30 0/0 de zinc, il faudrait une capacité ayant $1^m,67$ de large, $0^m,30$ de hauteur au-dessus de la surface du bain de zinc et $20^m,30$ de long. Les vapeurs sortant de ce premier condenseur passeraient dans des chambres plus volumineuses où le reste du zinc volatilisé se déposerait sous forme de poussière.

Brevet Harmet (15 mars 1880). — Ce brevet comporte deux variantes, ayant pour objet l'une la production du zinc métallique, l'autre celle du blanc de zinc. Dans l'une comme dans l'autre, la volatilisation du métal est opérée,

©BIU Santé

dans un four à cuve (fig. 267), muni de trois tuyères, dont deux (T_1 et T_2) sont placées à la partie supérieure, presque immédiatement au-dessous du gueulard, tandis que la troisième T se trouve à la partie inférieure. Les gaz et les vapeurs sortent du four vers le bas de la cuve, un peu au-dessus des étalages ; une trémie à double fermeture les empêche de s'échapper par le gueulard. Le vent est introduit soit froid, soit préalablement chauffé.

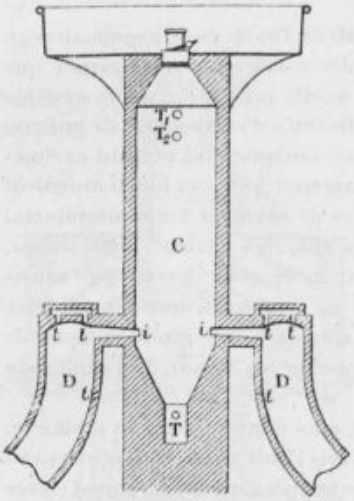


FIG. 267. — Four à cuve Harmet.

Lorsqu'on veut produire de l'oxyde de zinc, on brûle immédiatement le mélange de gaz et de vapeur dans deux chambres latérales, au moyen d'une admission d'air convenablement réglée.

Si l'on veut obtenir au contraire du zinc métallique, on fait passer le mélange à travers deux cuves annexes, remplies de charbon, et on le dirige ensuite vers des condenseurs. Cette dernière disposition avait déjà été indiquée par Rochaz, Wetherill, Muller et Lencauchez, F. Laur, Thum, etc. ; la partie originale du brevet se limite donc au mode de soufflage du four à cuve, opéré à la fois par en haut et par en bas.

Cette combinaison donnerait lieu à de grandes difficultés de réglage ; elle provoquerait tantôt des suspensions de charges à la partie supérieure du four, tantôt des prises en masse à sa partie inférieure. Elle ne semble pas avoir subi l'épreuve de la pratique.

Pour traiter des minerais calcaires, on devrait revêtir le four de matériaux réfractaires basiques, pour n'avoir pas à craindre la corrosion des parois par des scories peu siliceuses.

Brevet F. C. Glaser (brevet allemand du 18 décembre 1883). — Ce brevet revendique l'emploi d'un four à cuve, dont le fond mobile, en fonte, est protégé par une couche de sable ; on évacue les résidus, solides ou pâteux, en faisant basculer ce fond. Le four est muni de tuyères, à sa partie inférieure, d'une fermeture de gueulard avec évacuation latérale des gaz, à sa partie supérieure ; il ne présente d'ailleurs aucune particularité caractéristique (*B. u. H. Ztg.*, 1885, p. 290).

Brevet Walsh (14 juin 1887). — On retrouve dans ce brevet la combinaison, si souvent reproduite depuis le deuxième brevet Rochaz, d'un four à cuve ordinaire, recevant des charges alternées de minerai et de coke, et d'un récipient spécial contenant seulement du coke incandescent qui doit servir à compléter la réduction des gaz et des vapeurs sortant du four principal. La seule addition apportée à cette combinaison classique est l'intervention d'une disposition mécanique pour renouveler automatiquement le charbon contenu dans

©BIU Santé

le récipient spécial. L'auteur affirme qu'il suffirait de maintenir ce charbon entre 760° et 820° centigrades pour assurer la transformation complète de l'acide carbonique en oxyde de carbone.

Brevet F. Rigaud (22 décembre 1887 — addition du 4 décembre 1888). — L'appareil Rigaud se compose, comme le précédent, d'une cuve verticale recevant à sa partie supérieure des charges alternées de minerai et de combustible, et d'une autre cuve remplie de coke à travers laquelle les gaz doivent passer avant de se rendre dans les condenseurs. Mais cette deuxième cuve, inclinée à 45° environ, présente la particularité d'être munie, sur sa face inférieure, d'une série de rainures transversales ou hélicoïdales, destinées à recueillir le zinc condensé et à l'évacuer à l'extérieur, par des canaux traversant la paroi. Cette disposition rappelle celle de *zinkstuhl* de Goslar; d'autre part, l'inclinaison de la cuve à charbon, revendiquée comme une nouveauté dans le brevet Rigaud, était déjà mentionnée dans le brevet F. Laur, en date du 7 janvier 1874. Les autres détails du brevet Rigaud ne présentent aucun intérêt spécial. La cuve recevant le minerai est verticale; sa face antérieure, jusqu'à une certaine hauteur au-dessus de la tuyère, est constituée par une paroi en fonte, refroidie extérieurement par un ruissellement d'eau. La cuve inclinée se raccorde avec la cuve verticale au niveau de l'ouvrage, l'angle aigu du raccord étant formé par une pièce creuse en fonte, refroidie par une circulation d'eau; les deux cuves sont munies d'appareils de chargement à double fermeture. Les appareils destinés à condenser le zinc qui ne se serait pas déposé à l'état liquide dans la cuve inclinée sont des serpentins métalliques, refroidis extérieurement.

Le procédé Rigaud a été expérimenté dans une grande usine à zinc du Nord de la France, vers 1889; il a abouti à un insuccès complet dont nous n'avons pu connaître exactement les causes. La principale de ces causes a dû être l'impossibilité de condenser le zinc à l'état liquide; elle était facile à prévoir, étant données les constatations faites au cours de leurs essais par MM. Muller et Lencauchez. La difficulté d'obtenir une descente régulière et simultanée des charges dans les deux cuves a dû intervenir également, mais dans des conditions tout autres que celles signalées à l'occasion de la description du système F. Laur. Dans l'appareil Rigaud, la descente du charbon dans la cuve inclinée était probablement très lente, celle du minerai, dans la cuve verticale, relativement rapide, du moins à l'origine. Mais, étant donné que les gaz ne circulaient pas dans cette deuxième cuve, le minerai devait arriver au niveau de l'ouvrage relativement froid et mal réduit; il se scorifiait brusquement et obstruait la cuve un peu au-dessus des tuyères, de manière à arrêter la descente des charges. La marche du four devenait donc irrégulière et la réduction du minerai restait fort incomplète; cette réduction exige en effet une température élevée qui ne saurait être obtenue dans un ouvrage refroidi à tout instant par des chutes de minerai à basse température.

Four Steger (*Preuss. Zeitschr.*, 1886, p. 36). — Le Dr Steger, de Rosdzin (Haute-Silésie), propose d'employer une cuve unique, inclinée, soufflée avec du

©BIU Santé

vent très chaud et entourée de canaux en zigzag dans lesquels on ferait brûler les gaz du gueulard après avoir condensé le zinc qu'ils contenaient primitivement. Ce mode de chauffage extérieur avait été proposé par MM. Muller et Lencauchez dès 1860; s'il était réalisable, il permettrait d'entretenir une température relativement élevée dans la partie supérieure de la cuve, de réduire au minimum la proportion d'acide carbonique dans les gaz du gueulard et, par suite, de condenser à l'état liquide une partie au moins du zinc réduit. Mais, en fait, il risquerait de donner lieu à des accrochages dans la cuve et rendrait fort difficile, en tout cas, la conservation des parois de celle-ci.

Four Schmieder. — A une date récente, M. Schmieder a fait breveter (brevet allemand n° 140.354) un four à cuve réunissant diverses dispositions décrites antérieurement. La cuve est chauffée extérieurement, comme le procédé Müller et Lencauchez ou dans le procédé Steger; le soufflage s'effectue au vent chaud; l'évacuation des gaz se fait par un certain nombre d'orifices latéraux sur lesquels on adapte des allonges Dagner, ou des appareils équivalents. D'après l'auteur, son procédé serait spécialement approprié au traitement des cendres d'usine retenant une proportion de zinc relativement élevée.

Procédé Eichhorn (brevet allemand n° 45.599 — 14 oct. 1887). — M. Eichhorn a repris l'étude d'une combinaison figurant déjà dans le brevet Wetherill (17 mai 1856) et consistant à faire passer le courant gazeux, à sa sortie du gueulard du four à cuve, à travers une capacité remplie de charbon préalablement porté au rouge blanc. Il a proposé de la réaliser en se servant de deux récipients à charbon que l'on surchaufferait alternativement, par une combustion intermittente, comme dans la fabrication du gaz à l'eau.

L'auteur analyse les conditions thermiques dans lesquelles fonctionnerait son appareil, sans l'hypothèse du traitement d'un minerai tenant 40 0/0 de zinc. D'après lui, le four à cuve consommerait un poids de coke qui représenterait seulement 0,23 du poids du minerai, les gaz du gueulard étant évacués à 500°: cette estimation, obtenue en partant de valeurs trop faibles pour les chaleurs spécifiques à haute température, est certainement inférieure à la réalité. M. Eichhorn admet que les gaz pénétreront dans les accumulateurs à charbon avec une température de 500°, et qu'ils seront composés d'un mélange d'azote et d'oxyde de carbone, entraînant du zinc à l'état d'oxyde pulvérulent. Le fonctionnement régulier de l'appareil comporterait la réduction complète de l'oxyde de zinc, sous l'action du carbone solide, et l'évacuation finale du gaz à 1.200°. La quantité de chaleur disponible au-dessus de cette température, préalablement accumulée dans l'appareil par la combustion d'une partie du carbone, suffirait pour assurer le développement de la réaction. Admettant que les pertes par rayonnement et conductibilité représenteraient 0,45 de la chaleur dégagée, et que, pendant la période de combustion à l'intérieur des accumulateurs, les gaz sortiraient à une température de 500°, avec une teneur de 4 0/0 d'acide carbonique (en volumes), l'auteur évalue la quantité de chaleur dégagée par unité de carbone brûlé à 3.000 calories si la combustion se fait à l'air froid, à 3.460 calories si elle s'effectue au moyen d'air chauffé à 800°. En admettant

©BIU Santé

le premier chiffre, les consommations de carbone, rapportées à l'unité de poids de minerai tenant 40 0/0 de zinc, seraient les suivantes :

Carbone brûlé dans le four à cuve	0,235
Carbone employé à la réduction dans les accumulateurs	0,074
Carbone brûlé dans les accumulateurs pour leur surchauffage	0,367
	0,676

M. Eichhorn admet que ce chiffre correspond à 75 0/0 de coke alors que la méthode de réduction en vases clos entraînerait une consommation totale de 170 0/0 de houille, plus 30 0/0 pour opérations accessoires (grillage, fabrication des produits réfractaires, etc.). Il en conclut que la comparaison entre les deux méthodes revient à examiner si la valeur de 2.000 kilogrammes de houille est supérieure ou inférieure à celle de 750 kilogrammes de coke, dans un district déterminé. Nous établirons plus loin que la comparaison ainsi présentée est trop favorable à la méthode de réduction directe; la consommation de coke, dans l'application de cette méthode, devrait être sensiblement majorée par suite de la substitution de coefficients exacts à ceux adoptés par M. Eichhorn.

Four Baffrey (1890). — Cet appareil se compose : 1° d'une cuve munie d'une double fermeture de gueulard et d'un ouvrage à circulation d'eau, recevant six tuyères; 2° de six moufles inclinés, placés chacun au-dessus de l'une des tuyères et débouchant dans la cuve à une petite distance au-dessous du gueulard. Les moufles sont chauffés à l'extérieur au moyen des gaz provenant de la réduction, gaz que l'on a débarrassés, par condensation, des vapeurs de zinc qu'ils contenaient. Le minerai, bien broyé et mélangé avec le charbon de réduction, est introduit par l'orifice supérieur des moufles; les résidus tombent, par l'orifice inférieur de ceux-ci, à l'intérieur de la cuve, dans laquelle on charge directement du combustible; ils sont évacués, à l'état de fusion, par un trou de coulée ménagé au-dessous des tuyères. Les gaz sortent par les orifices extérieurs des moufles, se réunissent dans un collecteur circulaire et passent ensuite dans des appareils de condensation. Cette combinaison compliquée semble peu susceptible de réalisation pratique.

Procédé W. Hempel (octobre 1893). — M. le professeur Walther Hempel, de Dresde, a publié en octobre 1893 (*B. u. H. Ztg.* t. LII, pp. 355 et 365) une étude intéressante sur les conditions dans lesquelles il conviendrait de se placer pour volatiliser complètement le zinc contenu dans un minerai déterminé et pour transformer ensuite en lingots, dans les meilleures conditions possibles, le métal recueilli à l'état de poussières. Il conclut en indiquant une formule de traitement, qui est rationnelle à bien des égards, mais n'est pas précisément nouvelle.

Pour rendre la réduction aussi facile et complète que possible, M. Hempel propose de mélanger le minerai avec de la houille grasse en excès, de broyer le mélange et de le carboniser ensuite. C'est la reproduction de la formule brevetée par Price, le 22 octobre 1858. En opérant ainsi sur une partie de blanc de zinc, 0,05 de chaux et 3 parties de houille tenant 9 0/0 de cendres et 33,5 0/0 de

©BIU Santé

matières volatiles, M. Hempel a obtenu un coke suffisamment solide qui renfermait 49,7 0/0 de cendres; sur ce total, 28,3 0/0 étaient de l'oxyde de zinc, représentant 22,7 0/0 de zinc. La teneur aurait dû être 32,8 0/0 d'oxyde de zinc, d'après la composition initiale du mélange : il s'était donc volatilisé, au cours de la carbonisation, 13,7 0/0 du zinc total.

Les chiffres donnés à ce sujet par M. Hempel ne sont pas précisément concordants, car la teneur en cendres, oxyde de zinc déduit, qu'il indique pour le coke, correspond à deux fois et demi le poids contenu dans la houille employée en mélange. Mais le fait de la volatilisation partielle du zinc contenu dans le mélange doit être considéré comme hors de discussion. M. Hempel signale la présence, dans le coke zincifère fabriqué dans les conditions ci-dessus, de nombreux globules de zinc métallique, bien que la température fût restée, d'après lui, au-dessous du rouge clair pendant la carbonisation.

M. Hempel conclut de cette observation que la réduction de l'oxyde de zinc par le carbone commence bien au-dessous du point d'ébullition du métal, sans expliquer d'ailleurs comment le zinc réduit a pu rester liquide malgré la valeur élevée de sa tension de vapeur dès le rouge clair. Il est probable que le gonflement de la masse en cours de carbonisation avait provoqué une obstruction de l'orifice de sortie des gaz et développé ainsi, à l'intérieur du four, une pression assez élevée pour maintenir une partie du métal à l'état liquide.

Dans une opération industrielle, la volatilisation serait plus active parce que la température finale de carbonisation serait plus élevée et l'écoulement des vapeurs de zinc plus facile. On doit donc considérer comme peu pratique la méthode d'agglomération du minerai de zinc par mélange avec de la houille grasse et carbonisation de la masse ainsi obtenue.

Les expériences faites par M. Hempel en vue de déterminer les raisons pour lesquelles la condensation du métal s'effectue à l'état de poussière ont ajouté peu de chose aux résultats obtenus antérieurement par Muller et Lencauchez. Elles ont montré : 1° que le zinc possède une tension de vapeur très appréciable à une température à peine supérieure à son point de fusion (expériences 5 et 6, *loc. cit.*, p. 358), sans fournir d'ailleurs une évaluation numérique de cette tension;

2° Qu'une proportion de 3,5 0/0 d'acide carbonique dans un mélange gazeux suffit pour faire passer à l'état de poussière oxydée toute la vapeur de zinc au cours de sa condensation par refroidissement progressif.

3° Que le même phénomène se produit dans un courant gazeux constitué par de l'hydrogène sec ou par de l'azote et de l'oxyde de carbone, sans acide carbonique, mais qu'il est beaucoup moins accentué dans le deuxième cas que dans le premier (expériences 3 et 4, *loc. cit.*, p. 358). Cette dernière observation, d'une valeur assez contestable, a conduit M. Hempel à admettre que la condensation d'une vapeur quelconque ne peut s'effectuer directement à l'état liquide que si cette vapeur n'est pas trop diluée par mélange d'un gaz inerte; dans le cas contraire, la précipitation se ferait sous la forme d'un brouillard de gouttelettes très fines, qui ne pourraient se réunir les unes aux autres.

Il est certain que, si le refroidissement est assez brusque pour ramener le zinc

©BIU Santé

presque instantanément de l'état gazeux à l'état solide, la réunion des globules métalliques ne pourra s'effectuer et qu'il se produira exclusivement du zinc gris; il est certain également que la réunion de ces globules sera d'autant plus difficile, à une température supérieure au point de fusion du métal, que la vapeur de zinc sera plus diluée. Mais, même dans le cas d'une dilution considérable, la réunion des globules restera toujours possible en théorie, et l'on ne saurait admettre l'existence, à ce point de vue, d'une limite absolue. Les indications fournies par M. Hempel à ce sujet sont en contradiction avec l'expérience acquise dans la métallurgie du mercure, où la dilution des vapeurs métalliques est souvent bien plus grande que dans le traitement du zinc au four à cuve et où cependant on arrive à condenser directement à l'état liquide une fraction importante du métal isolé. S'il en est autrement dans la métallurgie du zinc, c'est que l'oxydation des globules condensés est beaucoup plus facile et que cette oxydation constitue un obstacle essentiel au groupement de ces globules.

Les expériences 3 et 4 de M. Hempel, convenablement interprétées, confirment en somme cette manière de voir. La production du zinc gris s'y montre beaucoup plus active en présence de l'hydrogène qu'en présence de celle de l'oxyde de carbone, fait inexplicable si l'état de division du zinc condensé a réellement pour origine un phénomène purement physique, facile à comprendre au contraire si l'absence de réunion des globules tient à une action oxydante exercée par des traces de vapeur d'eau dans le premier cas, d'acide carbonique dans le second. On sait en effet depuis longtemps que l'action réductrice de l'hydrogène sur l'oxyde de zinc est moins énergique que celle de l'oxyde de carbone (brevet A. Muller, du 9 novembre 1861). La présence de faibles quantités d'oxygène dans la composition des gaz employés par M. Hempel au cours de ses expériences 3 et 4 n'a d'ailleurs rien que de vraisemblable, étant donnée l'extrême difficulté qu'on éprouve à purifier absolument un gaz quelconque.

M. Hempel a cru trouver, dans les essais qu'il a faits pour utiliser les ventilateurs centrifuges à la condensation des poussières de zinc, un argument en faveur de sa théorie sur l'impossibilité d'obtenir la réunion de globules liquides, disséminés dans une masse gazeuse trop considérable. En opérant vers 470°, il n'a obtenu aucune précipitation de zinc soit à l'état liquide, soit en poussière, tandis qu'un courant gazeux, de composition sensiblement identique, mais préalablement refroidi à 30°, laissait déposer dans l'appareil centrifuge la plus grande partie des poussières qu'il tenait en suspension. L'auteur a conclu du résultat négatif du premier essai que dans ce cas tout le zinc se trouvait à l'état de vapeur dans le courant gazeux.

Cette conclusion est discutable, étant donnée la faible tension de la vapeur de zinc à 470°; elle ne se déduit d'ailleurs pas nécessairement des observations de M. Hempel. Le courant gazeux sur lequel agissait le ventilateur sortait d'une cuve ayant au maximum un mètre de hauteur utile, remplie de coke zincifère et soufflée au vent froid; il devait contenir de 3 à 4 0/0 d'acide carbonique, proportion plus que suffisante pour réoxyder complètement, au-dessous de 500°, tout le zinc volatilisé. Il ne pouvait donc pas se condenser du zinc liquide dans l'appareil centrifuge, puisqu'il n'y passait que de l'oxyde de zinc.

La pratique des usines à plomb prouve d'ailleurs que la précipitation des

©BIU Santé

fumées métalliques s'effectue avec une extrême lenteur tant que les gaz restent à une température élevée, et qu'elle est relativement facile, au contraire, quand le refroidissement des gaz est complet. Les essais de M. Hempel ne font que confirmer cette règle générale dans un cas particulier.

L'action du ventilateur centrifuge est particulièrement énergique quand l'abaissement de température provoque la condensation d'une certaine quantité de vapeur d'eau ou qu'on introduit dans l'appareil une certaine quantité d'eau de manière à faciliter l'adhérence des poussières humides sur les parois du ventilateur. Cette méthode de précipitation des poussières était appliquée à Pontgibaud avant 1850 (Rivot, *A. d. M.*; 4e série, t. XVIII, p. 423); elle a été brevetée de nouveau, sous une forme un peu différente, par Huet et Geyler, le 18 février 1875, et d'autres fois encore, à des dates postérieures. La suppression de l'injection d'eau ne constitue pas un progrès; le tracé en zigzag de l'enveloppe du ventilateur est donc la seule innovation introduite par M. Hempel. Sa valeur est discutable, car l'efficacité des appareils de condensation employés par M. Hempel s'est montrée assez médiocre, d'après les chiffres fournis par l'auteur lui-même. Ces chiffres (*loc. cit.*, p. 366 et 367) font ressortir que les poussières recueillies, ayant une teneur moyenne de 84,1 0/0, contenaient seulement 80,3 0/0 du métal réduit dans le four à cuve.

Admettant, à juste titre, l'impossibilité pratique d'obtenir au four à cuve autre chose que des poussières plus ou moins riches en zinc, M. Hempel a cherché à tirer le meilleur parti possible de ces poussières. Un traitement électrolytique ne lui paraissant pas susceptible de donner, quant à présent du moins, des résultats avantageux au point de vue économique, il s'est arrêté au procédé de redistillation en vases clos, sans addition de charbon. D'après lui, on obtiendrait ainsi, en fort peu de temps, les deux tiers du zinc contenu; le reste se retrouverait dans le résidu, mélangé avec les matières fixes entraînées mécaniquement par le courant gazeux sortant du four à cuve et avec les métaux volatilisés en même temps que le zinc (plomb, argent, etc.). Un échantillon d'un pareil résidu, obtenu au cours des expériences de M. Hempel, contenait :

SiO^2	41,6
Fe^2O^3	2,93
CaO	0,6
Zn	33,0
S	8,1
PbS + AgS	1,05

Les résidus devraient être repassés au four à cuve, ce qui entraînerait des frais et des pertes d'une certaine importance si leur poids était relativement élevé. De plus, la redistillation sans addition de charbon risquerait de donner du zinc rendu plus ou moins cassant par la présence d'oxyde de zinc, comme dans le procédé Montefiore.

La redistillation devrait être, d'après M. Hempel, précédée d'une compression destinée à réduire le volume des poussières et à les mettre sous la forme de briquettes. D'après les déterminations numériques faites par M. Hempel, une

©BIU Santé

pression d'environ 100 atmosphères serait celle qu'il conviendrait d'adopter; elle réduirait au dixième le volume initial des poussières.

Les avantages de la compression de la poussière de zinc pour augmenter les facilités de manipulation et de traitement de ce produit avaient déjà été indiqués par A. Muller et Lencauchez; mais ces inventeurs faisaient suivre la compression d'une fusion et non d'une distillation.

En résumé, le procédé Hempel comporte les opérations suivantes :

1° Mélange du minerai avec de la houille grasse et carbonisation du mélange : emploi immédiat du produit à l'état incandescent, autant que possible ; sinon refroidissement en vases clos, sans arrosage.

2° Traitement du coke zincifère dans un four à cuve muni d'une fermeture de gueulard (celle-ci étant refroidie par circulation d'eau si l'on introduit les charges à l'état incandescent) et soufflé avec du vent très chaud ;

3° Refroidissement des gaz sortant du fourneau; passage de ces gaz, à une température de 50° au maximum, à travers un ventilateur à aubes planes entourées d'une enveloppe en zigzag ;

4° Compression de la poussière de zinc à 100 atmosphères ;

5° Distillation des briquettes de poussières dans un four à creusets, sans addition de charbon de réduction.

Cette dernière opération est la seule qui appartienne en propre à M. Hempel; les résultats qu'elle donnerait sont assez incertains. Le reste de la méthode ne diffère pas sensiblement du procédé Müller et Lencauchez, si ce n'est par le mode d'agglomération préalable des charges. La perte en zinc, d'après les indications fournies par l'auteur lui-même, serait au minimum d'un tiers de la teneur ; la consommation de combustible n'a pu être évaluée exactement. L'intérêt des travaux de M. Hempel est donc surtout d'ordre critique.

RÉDUCTION DE L'OXYDE DE ZINC SOUS PRESSION

Expériences de M. Schüpphaus. — La réduction de l'oxyde de zinc à haute température et sous pression a été étudiée par le Dr Robert C. Schüpphaus (*J. of the Soc. of Chemic. Ind.*, 1899, p. 987). L'appareil employé était un four électrique dont les parois en fonte, pouvant résister à une pression de 10 atmosphères, étaient revêtues intérieurement d'un enduit réfractaire. Les essais du Dr Schüpphaus ont confirmé que la réduction de l'oxyde de zinc par le carbone commençait vers 910°. En chauffant à 1.150°, et en maintenant une pression intérieure supérieure à la tension de la vapeur du zinc, on a obtenu ce métal à l'état liquide. Ce procédé pourrait être utilisé éventuellement, pour ramener à l'état de lingots le zinc en poussière.

Les expériences du Dr Schüpphaus ont donné lieu parfois à la production de quantités notables d'une poudre colorée en jaune serin qui serait un oxyde de zinc contenant moins d'oxygène que le protoxyde et partiellement décomposable à haute température, en donnant un sous-oxyde qui serait stable à froid, en présence de l'oxygène.

©BIU Santé

Emploi du four à cuve. — La réduction sous pression est relativement facile à réaliser lorsqu'on utilise l'électricité comme source de chaleur : il n'en est plus de même lorsqu'on veut demander à la combustion du carbone l'énergie thermique nécessaire au développement de la réaction.

L'idée de faire fonctionner un four à cuve sous une pression de plusieurs atmosphères, en vue de maintenir à l'état liquide le zinc réduit à l'intérieur de ce four, paraît avoir été émise d'abord par M. Lencauchez (*Mém. Soc. Ing. civ.*, 1877, p. 569), qui proposait, pour résoudre le problème, de placer le four à l'intérieur d'une grande chambre remplie d'air comprimé. L'altération de l'atmosphère de cette chambre aurait été trop rapide pour que le travail eût pu s'y continuer longtemps.

En 1880, M. Gillon, professeur à l'Université de Liège, a indiqué sommairement (*le Technologiste* — 1880, n° 142) une solution moins paradoxale, qui consisterait à opérer à l'air libre, en étranglant la sortie du gaz du gueulard de manière à maintenir une pression élevée à l'intérieur de la cuve. Celle-ci devait naturellement être munie d'un revêtement métallique, étanche et suffisamment résistant ; sa partie supérieure aurait été réchauffée par la combustion des gaz du gueulard, comme dans le brevet Müller et Lencauchez ; l'ouvrage, au contraire, aurait été refroidi par circulation d'eau.

La réalisation d'un pareil programme présenterait des difficultés sérieuses ; de plus la dépense d'énergie nécessaire pour comprimer le vent à plusieurs atmosphères serait loin d'être négligeable. Pour évaluer l'importance de ce travail ainsi que les autres conditions d'application du procédé, il faudrait d'abord avoir, sur la tension de la vapeur saturée du zinc à haute température, des données qui font actuellement défaut. Pour les obtenir approximativement, nous avons admis : 1° que la tension de la vapeur saturée du zinc, est de 760 millimètres de mercure à 930°, et d'un millimètre environ vers le point de fusion du métal, à 412° ; 2° que la loi de sa variation dans l'intervalle entre ces deux points, est sensiblement le même que celle de la vapeur de mercure ; 3° que l'application de cette loi peut se continuer par extrapolation, jusqu'à une certaine distance au-delà du point d'ébullition du zinc.

Nous avons obtenu ainsi le tableau suivant, donnant une évaluation approximative des tensions de la vapeur de zinc à diverses températures.

TEMPÉRATURES	TENSIONS (en millimètres de mercure)
300°	0,15
400°	0,95
500°	5,0
600°	20,0
700°	70,0
800°	225,0
900°	580,0
1000°	1.350,0
1100°	2.600,0
1200°	5.500,0

En admettant que la température moyenne à laquelle s'effectue la réduction

©BIU Santé

de l'oxyde de zinc soit d'environ 1.100°, il semblerait, à première vue, qu'une pression de 3 à 4 atmosphères suffît pour maintenir le zinc à l'état liquide.

Cette conclusion serait exacte si l'on opérait sur un système composé exclusivement de zinc liquide et de zinc gazeux ; encore la condensation serait-elle incomplète, même dans ce cas, puisqu'une certaine fraction du zinc total devrait rester à l'état de vapeur pour faire équilibre à la tension du zinc liquide.

Mais les conditions réelles de la production du zinc au four à cuve s'éloignent beaucoup de cette hypothèse simple. Les vapeurs de zinc produites dans l'ouvrage sont diluées dans un excès de gaz provenant à la fois de la réduction de l'oxyde de zinc et de la combustion du coke sous l'action du vent soufflé; la masse relative de ce gaz dépend, comme on le verra plus loin, des conditions de marche du four à cuve, et surtout de la température du vent. En admettant que celui-ci soit introduit à 800° et que les gaz du gueulard sortent à 500°, le poids de ces gaz serait approximativement une fois et demie celui du zinc réduit. Leur densité moyenne étant approximativement de 0,97, celle de la vapeur de zinc de 2,41, cette vapeur représentera 0,123 du volume total du mélange gazeux, et sa tension sera 0,123 de la tension totale de ce mélange.

Si celle-ci est de 4 atmosphères, par exemple, la tension de la vapeur de zinc ne sera que d'une demi-atmosphère environ, valeur insuffisante pour provoquer une condensation partielle. Pour que la liquéfaction du zinc commençât à se produire à 1.100°, il faudrait que la pression des gaz contenus à l'intérieur du four à cuve atteignît une trentaine d'atmosphères au minimum; encore dans ces conditions ne réunirait-on dans le creuset qu'une fraction insignifiante du zinc total, le reste étant entraîné à l'état de vapeur avec le courant gazeux. Le problème de la réduction industrielle du zinc au four à cuve ne peut donc être résolu par une augmentation de la pression à l'intérieur du four.

BILAN THERMIQUE DE LA RÉDUCTION DIRECTE AU FOUR A CUVE

Pour se rendre compte de la consommation de combustible que nécessiterait la réduction directe des minerais de zinc au four à cuve, il faut établir le bilan thermique de cette opération. Ce calcul présente des difficultés spéciales à cause de l'indétermination d'un certain nombre des éléments qui en constituent les bases essentielles. Il est notamment fort difficile de prévoir la température à laquelle les gaz sortirent du gueulard. Cette température dépend de celle des matières chargées, de la consommation de combustible par tonne de minerai et de la température du vent; elle devra être maintenue d'autant plus élevée que l'on se préoccupera davantage d'obtenir la condensation directe du zinc à l'état liquide. Nous considérerons les deux hypothèses où elle serait de 600° et de 1.000°. Le premier correspond à une tension d'environ 20 millimètres de mercure pour les vapeurs de zinc saturées, tension sensiblement égale à celle que possèdent les vapeurs de mercure au moment où elles sortent des appareils métallurgiques où elles ont été isolées et où elles vont pénétrer dans les condenseurs.

©BIU Santé

La température de 1.000° nous paraît représenter la limite extrême à laquelle l'entretien d'une fermeture du gueulard est encore possible, bien que fort difficile. Elle est supérieure au point d'ébullition du zinc et permet par suite d'assurer l'évacuation de ce métal exclusivement à l'état gazeux.

Nous admettrons que l'hypothèse de l'évacuation des gaz à 600° correspond au chargement du minerai froid, alors que la seconde ne pourra être réalisée pratiquement qu'en chauffant le minerai par avance à une température de 500°. Le chauffage préalable du combustible donnerait lieu à de telles complications qu'il n'y a pas à l'envisager.

Une autre alternative à considérer est celle de l'emploi du vent froid ou du vent chaud. Le chauffage préalable du vent est naturellement indiqué, comme dans tous les cas où l'on veut obtenir une température très élevée dans l'ouvrage d'un four à cuve ; il l'est d'autant plus que les gaz du gueulard peuvent fournir, après séparation des vapeurs de zinc qu'ils entraînent, une quantité de chaleur considérable qui trouvera dans le chauffage du vent une utilisation toute naturelle. Nous considérons donc deux hypothèses, celle de l'emploi du vent froid et celle du chauffage du vent à 800°. Ce dernier chiffre paraît être le plus élevé qui puisse être atteint régulièrement, d'après la pratique des hauts fourneaux.

Pour permettre une comparaison immédiate avec les résultats obtenus par réduction en vase clos, il convient de constater d'abord que des raisons d'ordre économique s'opposent à ce que ce traitement soit appliqué aux minerais de haute teneur.

La réduction au four à cuve présente en effet l'inconvénient de diluer dans un volume considérable de gaz le zinc réduit à l'état de vapeur, et de donner lieu, par suite, à une perte relativement importante, due aux imperfections inévitables de la condensation opérée dans de pareilles conditions. Cette perte sera sensiblement proportionnelle à la teneur. Or des minerais riches, tels que le minerai A, sont achetés, d'après des formules de la forme $ktp - f$, où t représente la teneur, k un coefficient variant entre 0,8 et 0,9, p le prix de l'unité de métal, avec certaines réductions conventionnelles, f le montant de frais de fusion, variant entre 50 et 70 francs. Avec ces formules, le kilogramme de zinc est payé 0 fr. 32 à 0 fr. 35 dans le minerai lorsque le cours correspond 0 fr. 50 pour le métal en lingots.

Dans les usines belges et rhénanes, la valeur de la houille consommée pour le traitement d'une tonne de minerai ne dépasse pas une vingtaine de francs, même dans les périodes de cherté exceptionnelle du combustible. Ce chiffre représente, au cours de base indiqué ci-dessus, une fraction de 7,65 0/0 de la teneur du minerai. Des variations d'importance équivalente se constatent parfois d'une usine à l'autre, parfois même d'une campagne à l'autre de la même usine, un cours du traitement des minerais riches par distillation en vases clos; pour les éviter, on n'hésite pas à forcer, s'il le faut, la consommation de combustible. Le traitement au four à cuve, appliqué aux minerais riches, risquerait d'abaisser le rendement dans des proportions telles qu'il n'y a pas lieu, au point de vue économique, de l'envisager un instant.

Le traitement des minerais pauvres est donc le seul qu'il y ait à envisager : nous prendrons comme type de ces minerais le minerai B (page 382), dont la

©BIU Santé

composition correspond sensiblement à celle des minerais de Haute-Silésie. Nous supposerons, en outre que le minerai a été calciné complètement avant d'être chargé dans le four de réduction et qu'il ne contient plus de matières volatiles en proportion appréciable.

Ainsi conduite, la calcination exigera une quantité de combustible assez élevée, qui pourra varier de 10 à 15 0/0 du poids du minerai, suivant que celui-ci sera chargé très chaud au four de réduction ce qui implique une allure rapide du four de calcination, ou bien que la conduite de ce dernier four sera réglée comme à l'ordinaire. Le combustible consommé pour la calcination pourra être du menu coke, d'une valeur relativement peu élevée, ou plutôt les gaz du gueulard, qui peuvent développer une quantité de chaleur largement suffisante.

Le poids du minerai chargé au four de réduction sera réduit d'un dixième si la calcination est complète. Nous rapporterons néanmoins les consommations au poids initial de minerai imparfaitement calciné, pour permettre de les comparer avec celles constatées dans la réduction en vases clos.

Dans cette comparaison, il faut également tenir compte de ce que le résidu laissé par la distillation du minerai n'aura pas la même composition dans les deux cas. Nous avons admis que la réduction en vases clos laissait le fer à l'état de protoxyde, base dont l'intervention augmentait suffisamment la fusibilité de la scorie pour que celle-ci sortît des moufles à l'état pâteux. Dans l'ouvrage d'un four à cuve conduit à une allure assez chaude pour donner, au gueulard, des gaz ne contenant pas d'acide carbonique en proportion appréciable, la réduction du fer sera complète; les matières qui sortiront du creuset seront donc de la fonte et un laitier présentant approximativement la composition suivante, abstraction faite de l'influence des cendres du combustible.

SiO^2	22,75
Al^2O^3	11,35
CaO	65,90
	100,00

Un laitier aussi basique ne coulerait pas régulièrement, alors même que le four serait soufflé au vent chaud. Son degré d'acidité serait, il est vrai, relevé légèrement par l'influence des cendres du coke, mais dans une proportion que l'on ne peut prévoir exactement.

En pratique, on chercherait, comme dans la réduction en vases clos, à obtenir, par des mélanges de minerai siliceux et de minerais calcaires, un laitier d'une convenable fusibilité. Pour rester dans des conditions comparables avec celles de notre étude antérieure sur le procédé ordinaire, nous supposerons qu'on ajoute à la charge des débris de briques réfractaires, tenant environ 80 0/0 de silice, et 20 0/0 d'alumine, dans une proportion de 20 0/0 du poids du minerai : on obtiendra ainsi un laitier tenant environ

SiO^2	40,6
Al^2O^3	14,1
CaO	45,3
	100,0

©BIU Santé

Son poids représentera 64 0/0 du poids du minerai; la chaleur qu'il emportera à l'état liquide sera d'environ 450 calories par unité de poids, soit de 288 calories par unité de minerai.

La fonte produite contiendra, par unité de minerai, 0,105 de fer; on peut évaluer son poids à 0,113, et la chaleur qu'elle emportera à 34 calories, sur la base de 300 calories par unité de fonte évacuée à l'état liquide.

Ceci posé, nous pourrons calculer de la manière suivante les quantités de carbone consommées directement par les réactions, ainsi que les quantités de chaleur absorbées par ces réactions, ou emportées hors du four par ceux des produits qui sont évacués à l'état liquide.

CARBONE CONSOMMÉ PAR UNITÉ DE POIDS DE MINERAI B

Réduction de l'oxyde de zinc.....	0,046
Réduction de l'oxyde de fer.....	0,0337
Absorption par la fonte produite.....	0,0042
	0,0839

CHALEUR ABSORBÉE PAR LES RÉACTIONS OU PAR LA FUSION

1° Réduction de l'oxyde de zinc — 0,31 × 696 cal.....	216 cal.
2° Réduction de Fe^2O^3 par le carbone solide (avec production de CO) — 0,150 × 675 cal.....	101 cal.
3° Chaleur emportée par la fonte liquide.....	34 cal.
4° Chaleur emportée par le laitier.....	288 cal.
Quantité de chaleur indépendante de la température du gaz du gueulard.....	639 cal.

Il faut ajouter au total ci-dessus les quantités de chaleur emportées par la vapeur de zinc et par l'oxyde de carbone, produits gazeux de la réaction du carbone sur ZnO et sur Fe^2O^3.

Nous les calculerons pour les températures de 600° et 1.000°. A la première de ces températures correspondent, par unité de poids, des chaleurs totales d'échauffement de 362 calories pour la vapeur de zinc (chaleurs de fusion et de vaporisation comprises) et de 148 calories pour l'oxyde de carbone; à la deuxième, 452 calories pour la vapeur de zinc et 266 calories pour l'oxyde de carbone.

Les poids des deux éléments étant respectivement de 0,25 (Zn) et de $0{,}31 \times 0{,}344 + 0{,}15 \times 0{,}525 = 0{,}188$ (CO), les chaleurs emportées par la fraction des gaz du gueulard provenant de la réduction seront :

1° *Gaz à 600°* :

Vapeur de zinc, 0,25 × 362 cal.....	=	90 cal. 5
Oxyde de carbone, 0,188 × 148 cal.....	=	27 cal. 9
		118 cal. 4

2° *Gaz à 1.000°* :

Vapeur de zinc, 0,25 × 452 cal.....	=	113 cal.
Oxyde de carbone, 0,188 × 266 cal.....	=	50 cal.
		163 cal.

©BIU Santé

En résumé, la quantité totale de chaleur à développer à l'intérieur du four sera dans le premier cas de $639 + 118{,}4 = 757^{cal},4$; dans le deuxième, de $639 + 163 = 802$ calories. Cette quantité sera fournie exclusivement par la combustion du coke si le four est soufflé au vent froid; elle sera apportée en partie par le vent et par le minerai, si ces deux éléments ont été préalablement chauffés.

La combustion du carbone solide ne fournit, comme réellement utilisable, que la différence entre la chaleur totale dégagée et celle emportée par la fraction des gaz du gueulard fournie par la combustion. Cette fraction comprend, par unité de poids de carbone, $\frac{7}{3} = 2{,}334$ d'oxyde de carbone, plus $\frac{4}{3} \times 3{,}35 = 4{,}47$ d'azote, ou, en tout, un poids de 6,80 d'un mélange gazeux, dont la chaleur d'échauffement est la même que celle de l'oxyde de carbone.

La quantité de chaleur emportée par ce mélange sera donc

à 600° :	$6{,}8 \times 148$ cal	= 1.006 cal.
à 1.000° :	$6{,}8 \times 266$ cal	= 1.809 cal.

La chaleur utilisable fournie par l'unité de poids de carbone brûlant à l'état d'oxyde de carbone sera donc de $2458 - 1.006 = 1.452$ calories dans le premier cas et de $2458 - 1809 = 649$ dans le deuxième.

Il en résulte que les consommations de carbone nécessaires pour entretenir la réduction seront, par unité de poids de minerai :

1° Gaz du gueulard à 600° :	$\frac{757{,}4}{1452} = 0{,}520$
2° Gaz du gueulard à 1.000° :	$\frac{802}{649} = 1{,}235$

chiffres auxquels il faut ajouter 0,0839 de carbone, consommé directement par les réactions.

Le premier chiffre se trouve ainsi porté à 0,604 environ, valeur déjà élevée que les déperditions extérieures de chaleur majoreront vraisemblablement d'un tiers. Si l'on tient compte, en outre, de ce que le coke ne tient guère plus de 80 0/0 de carbone fixe, on est amené à admettre que la consommation finale de combustible carbonisé sera sensiblement égale au poids du minerai. En tenant compte des frais de carbonisation et du déchet de l'opération, le traitement au four à cuve, opéré dans ces conditions, ne présentera réellement aucun avantage par rapport à la méthode actuelle.

Le résultat de la deuxième combinaison serait bien plus défavorable encore: on ne peut donc pas songer à souffler au vent froid un four de réduction directe si les gaz doivent sortir du gueulard à une température de 1.000°. Il nous reste à examiner quels résultats on obtiendrait en chauffant le vent à 800°.

Le poids de vent nécessaire pour assurer la combustion du carbone représentant 5,8 fois le poids de celui-ci et la chaleur d'échauffement de l'air, de 0° à la température de 800° centigrades étant de 207 calories, la quantité de chaleur apportée par le vent chaud sera de 1.200 calories par unité de carbone brûlé. La

©BIU Santé

chaleur utilisable dégagée par la combustion d'une unité dans de pareilles conditions, sera donc de 1.452 + 1.200 = 2.652 calories si les gaz sortent à 600° et de 649 + 1.200 = 1.849 calories si les gaz sortent à 1.000°. Les consommations de carbone, pour la production de chaleur, se trouveront par suite réduites à

$$\frac{737,4}{2.652} = 0,286, \text{ dans le premier cas.}$$

et à

$$\frac{802}{1.849} = 0,435, \text{ dans le deuxième cas.}$$

Si le minerai et le fondant étaient chargés à une température de 500°, en admettant que leur chaleur spécifique fût de 0,20 environ, ils apporteraient une quantité de chaleur égale à :

$$1,1 \times 0,2 \times 500 = 110 \text{ calories.}$$

Nous avons supposé antérieurement que l'on n'aurait recours au chauffage préalable des charges que dans le cas où on voudrait obtenir, pour les gaz du gueulard, une température de 1.000°. Dans cette hypothèse, la quantité de chaleur à obtenir par la combustion du carbone se réduirait à 692 calories; elle pourrait être fournie par la combustion d'une quantité de carbone égale à :

$$\frac{692}{1849} = 0,375.$$

L'exiguité relative des dimensions du four et la nécessité de refroidir énergiquement les parois de l'ouvrage, peut-être même celles de la cuve, on est conduit à admettre que les pertes de chaleur représenteront un tiers environ de la chaleur dégagée. D'autre part, nous avons supposé que le coke employé tiendrait 0,80 seulement de carbone. Il faudra, en conséquence, multiplier par $\frac{5}{3}$ les chiffres ci-dessus pour obtenir les consommations réelles, ce qui donnera le tableau suivant :

	CONSOMMATION THÉORIQUE de carbone	CONSOMMATION EFFECTIVE de coke
I. Vent froid : gaz du gueulard à 600°, minerai froid.	0,604	1,005
— — à 1.000°, —	1,319	2,200
II. Vent à 800° : gaz du gueulard à 600°, —	0,372	0,620
— — à 1.000°, —	0,519	0,865
— — — minerai à 500°,	0,459	0,765

Le chauffage du vent ne nécessiterait aucune dépense supplémentaire de combustible, car les gaz du gueulard contiendraient une quantité de chaleur qui suffirait largement à l'assurer. Dans le dernier cas considéré, par exemple, les gaz emporteront des quantités de chaleur se décomposant ainsi :

Gaz de la réduction (voir ci-dessus)	50 cal.
Gaz de combustion 0,459 × 1.809	830 cal.
Chaleur sensible	880 cal.
Chaleur latente de combustion 0,459 × 5.679	2.606 cal.

©BIU Santé

Or le chauffage du vent exige $0{,}459 \times 1.200$ calories $=$ 551 calories seulement : l'utilisation seule de la chaleur sensible des gaz du gueulard, si elle était pratiquement réalisable, suffirait pour l'assurer.

En fait, on serait probablement amené à refroidir complètement les gaz du gueulard en les faisant circuler à travers une série de condenseurs convenablement disposés. La chaleur sensible emportée par ces gaz serait donc perdue, à moins qu'on n'adoptât, pour la récupérer, des dispositions fort compliquées. Mais il resterait encore, dans les gaz refroidis, assez de chaleur disponible pour assurer le chauffage du vent et même éventuellement la calcination du minerai. La première des opérations pourrait être effectuée dans de bonnes conditions en se servant d'appareils en terre réfractaire disposés comme ceux des hauts-fourneaux.

Si on se proposait de fabriquer directement du blanc de zinc, les installations seraient considérablement simplifiées, car on pourrait brûler immédiatement les gaz du gueulard dans les appareils de récupération, à la seule condition de disposer ceux-ci de manière à permettre l'enlèvement facile de l'oxyde de zinc qui se déposerait sur leurs parois.

De toute manière le réchauffage du vent à 800° nécessitera des installations coûteuses; c'est de l'utilisation plus ou moins intensive de ces installations que dépendraient les résultats économiques donnés par le procédé. Or on ne peut guère prévoir *a priori* quelle sera cette utilisation, c'est-à-dire quelle quantité de minerai on pourra traiter, par vingt-quatre heures, avec une installation déterminée.

En résumé, l'étude théorique du procédé de réduction directe des minerais de zinc au four à cuve conduit aux conclusions suivantes :

1° Si le four est soufflé au vent froid, la consommation de combustible est trop élevée pour que le procédé ait aucune chance de succès;

2° Si le vent est chauffé à température élevée, la consommation de combustible s'abaissera considérablement, mais pas assez encore pour que le procédé présente, au point de vue économique, un avantage bien marqué sur la méthode ordinaire. La valeur de 750 à 800 kilogrammes de coke n'est pas sensiblement inférieure à celle d'une tonne de combustible cru ; or la consommation de charbon de chauffage a pu être réduite à une tonne dans certaines usines silésiennes où l'on traitait un minerai analogue à celui que nous avons pris pour base de notre étude. D'autre part, la valeur du charbon de mélange, que l'on consomme dans la réduction en vases clos, est relativement peu élevée.

La comparaison des deux formules, au point de vue économique, dépendrait donc essentiellement des frais d'installation et des productions journalières. Or ces chiffres, bien connus en ce qui concerne la méthode ordinaire, ne pourraient être déterminés, pour la réduction au four à cuve, que par des expériences qui n'ont jamais été faites.

La possibilité même d'une production régulière du zinc en lingots par cette dernière méthode reste au moins problématique.

©BIU Santé

RÉDUCTION DES MINERAIS DE ZINC PAR UN COURANT GAZEUX

Après avoir exposé les nombreuses formules proposées en vue de réaliser la réduction des minerais de zinc au four à cuve et indiqué les causes de leur insuccès, nous avons encore à mentionner divers procédés fondés sur l'action de gaz réducteurs, combinée ou non avec celle du carbone solide.

Dans le four à cuve, le minerai est soumis successivement à cette double nfluence : dans la cuve, il subit surtout l'action des gaz; dans l'ouvrage, celle du carbone solide, porté à haute température. Néanmoins, la réduction reste souvent incomplète, et la teneur des gaz en oxygène est normalement trop élevée pour qu'on obtienne le zinc autrement qu'à l'état de poussières.

Si l'on supprime l'intervention du carbone solide, il sera encore bien plus difficile d'aboutir à un résultat satisfaisant. Quelques inventeurs cependant ont cherché dans l'emploi exclusif de gaz réducteurs la solution du problème du traitement des minerais de zinc.

Le plus ancien brevet qui ait été pris en vue de cet emploi paraît être le brevet Krafft, du 18 janvier 1847. Les gaz destinés à assurer la réduction du minerai de zinc étaient obtenus par la distillation de la houille ou par la réaction de la vapeur d'eau sur le carbone au rouge vif. On sait aujourd'hui que les gaz obtenus dans de pareilles conditions renferment toujours une proportion d'acide carbonique ou de vapeur d'eau supérieure à la limite compatible avec la condensation de zinc métallique au cours du refroidissement du mélange gazeux. D'autre part, la température nécessaire à la réduction de l'oxyde de zinc ne pourrait être obtenue que par voie de chauffage à travers une paroi réfractaire.

On se retrouverait donc en présence des difficultés principales de la méthode actuelle, aggravées par les complications résultant de la gazéification préalable de l'élément réducteur, de l'atténuation consécutive de son action, de la dilution des vapeurs de zinc, etc.

A une date récente (11 mars 1902), M. Samuel Davies, d'Iola (Kansas), a fait breveter aux États-Unis la réduction par le gaz naturel, introduit par un tube qui pénètre jusque vers le fond du creuset; la charge de celui-ci est composée exclusivement de minerai.

Le gaz naturel, si abondant dans diverses régions des États-Unis, contient ordinairement de 93 à 98 0/0 de formène, de zéro à 4 0/0 d'azote, de 0,4 à 0,7 d'oxyde de carbone, de 0,2 à 0,7 d'acide carbonique et parfois de petites quantités d'acide sulfhydrique. Il est donc plus réducteur que les gaz de gazogène, tout en l'étant beaucoup moins que le carbone solide. La présence du soufre dans certains échantillons de gaz naturel fait d'ailleurs disparaître un des avantages que M. Davies attribuait à cet agent réducteur, comparativement aux charbons maigres.

L'emploi simultané du cabone solide et de gaz réducteurs est un peu plus rationnel que l'emploi exclusif de ces derniers; il a été proposé, sous des formes diverses, par de nombreux inventeurs.

©BIU Santé

Brevet Neuendahl (5 octobre 1883). — L'appareil employé est un four à cuve muni d'une double fermeture de gueulard, de prises de gaz latérales placées à une faible profondeur au-dessous de cette fermeture et de nombreuses tuyères au niveau de l'ouvrage. On insuffle par ces tuyères les gaz chauds provenant d'un gazogène; ces gaz traversent la cuve, remplie d'un mélange de coke et de minerai, puis sont dirigés dans des condenseurs. Les résidus sont évacués, à l'état solide ou pâteux, par deux couloirs inclinés communiquant avec un creuset établi au-dessous du niveau des tuyères.

Brevet Kleeman (4 novembre 1885). — L'appareil est encore un four à cuve; on y charge, au gueulard, le minerai mélangé avec du charbon et on extrait les résidus par la partie inférieure. Mais les gaz traversent horizontalement les matières solides au lieu de circuler dans le sens ascendant à l'intérieur de la cuve; introduits par des ouvertures ménagées dans une paroi du four, ils en sortent par une série de canaux traversant la paroi opposée et passent dans des appareils de condensation. Cette disposition, renouvelée du four Knox, imaginé autrefois en Californie pour le traitement des minerais de mercure, paraît avoir un caractère peu pratique.

Brevet Westmann (28 novembre 1888). — Ce procédé repose sur l'emploi d'un four à cuve, dans lequel on introduit un mélange de minerai et de combustible, un peu au-dessous du gueulard; on y insuffle par les tuyères de l'oxyde de carbone à très haute température. Les gaz chargés de vapeurs de zinc sortent par des ouvreaux ménagés vers le milieu de la cuve; ils sont dirigés alternativement dans deux fours à cuve remplis de coke. Ces derniers appareils fonctionnent à la fois comme condenseurs pour les vapeurs de zinc et comme réducteurs pour les autres gaz.

Après condensation complète du zinc, le mélange gazeux, très riche en oxyde de carbone, est brûlé partiellement dans des empilages de briques : la chaleur dégagée par sa combustion incomplète sert à surchauffer la masse gazeuse, qui est refoulée à nouveau dans le four à cuve servant à la réduction.

Le refoulement ne pourra être que partiel, car le volume du courant gazeux augmentera constamment par l'effet de la réduction même. D'autre part, le brevet n'indique pas bien nettement dans quelles conditions s'effectuera la condensation du zinc à l'intérieur des deux cuves annexées au four principal.

Brevet J. Armstrong. — Dans le brevet 303.211, du 23 août 1900, mentionné antérieurement à l'occasion de la réduction au four à cuve, J. Armstrong a décrit un type spécial de cornue, remplie d'un mélange de minerai de zinc et de charbon, avec injection d'oxyde de carbone par une de ses extrémités et évacuation des produits gazeux de la réaction par l'extrémité opposée. Les produits traverseraient une couche de charbon, sans mélange de minerai, avant d'aboutir à un condenseur disposé de manière à les faire barbotter à travers un bain de zinc liquide.

Brevet Nagel. — M. Oscar Nagel a fait breveter (brevet français n° 322.253, du 13 mai 1902) un procédé consistant à injecter du gaz à l'eau, préalablement

©BIU Santé

chauffé à 1.000°, dans un four à cuve où l'on charge le minerai mélangé avec 15 0/0 environ de combustible solide. D'après l'inventeur (*The Mineral Industry*, t. XI, n° 618), on consommerait, par tonne d'oxyde de zinc, 1.290 mètres cubes de gaz à l'eau, représentant un poids de 195 kilogrammes et contenant 18^{kg},5 d'hydrogène avec 164^{kg},5 d'oxyde de carbone. La description du procédé est trop vague pour qu'on puisse essayer de discuter ces chiffres.

Réduction au réverbère (type Ponsard). — Une autre catégorie de brevets fondés sur l'action exercée par un courant de gaz chauds et réducteurs sur un mélange de charbon et de minerai de zinc est caractérisée par l'emploi d'un réverbère pour développer la réaction. Les premières tentatives dans cette voie paraissent avoir été faites par la Société française de métallurgie (brevet du 15 janvier 1872 — certificats d'addition des 26 mars 1872 et 13 janvier 1873) qui proposait de réduire l'oxyde de zinc sur la sole d'un réverbère muni de récupérateurs Ponsard. Elles n'ont abouti à aucun résultat; leur insuccès n'a rien de surprenant puisque les essais analogues faits en vue d'obtenir la réduction des minerais de fer n'ont pas réussi davantage.

Procédé Brackelsberg (brevet allemand du 27 août 1893). — Ce procédé ne paraît pas avoir eu plus de succès que le précédent, bien que son auteur eût cherché à atténuer autant que possible l'action oxydante de la flamme, qui contrarie l'action réductrice du carbone solide. D'après le brevet, on devrait mélanger avec soin le minerai et le charbon de réduction, préalablement pulvérisés, les agglomérer sous forme de briquettes, puis empiler ces briquettes sur la sole d'un réverbère chauffé au gaz, en prenant soin de remplir les vides avec du charbon menu.

Les gaz provenant soit de la combustion, soit de la réduction, se réuniraient dans les canaux verticaux réservés entre les briquettes empilées, sortiraient du four par des ouvreaux ménagés dans la sole, et passeraient dans un condenseur placé au-dessous de celle-ci ; ils y laisseraient déposer, à l'état liquide, le zinc entraîné à l'état de vapeur puis ils seraient renvoyés dans le gazogène d'un autre four. Ce dernier détail rappelle le système Biedermann-Harvey ; les autres parties du brevet soulèvent les mêmes objections que la réduction au four à cuve, aggravées encore par la présence d'une forte proportion d'éléments oxydants provenant de la combustion des gaz du gazogène à l'intérieur du four.

Procédé Dähne. — Dans ce procédé (*B. u. H. Ztg.*, 1868, p. 439), l'emploi du four à réverbère se compliquait d'une conception bizarre consistant à séparer, par voie de filtration, les vapeurs de zinc des autres gaz avec lesquels elles étaient mélangées. L'appareil comprenait deux soles superposées ; la plus élevée servait simplement à calciner ou à griller le minerai en utilisant la chaleur des flammes perdues ; c'était sur la sole inférieure, chauffée au gaz, que s'opérait la réduction du minerai de zinc, intimement mélangé avec du charbon maigre, et chargé entre deux couches de menu coke pour éviter la pénétration de l'acide carbonique dans la masse du mélange. La sole elle-même était formée d'une série de traverses en terre réfractaire, séparées les unes des autres

©BIU Santé

par des fentes assez étroites pour éviter le tamisage des charges, tout en laissant passer les gaz. Au-dessous se trouvait une chambre, à sole inclinée, où se réunissaient les gaz et les vapeurs de zinc; ce mélange gazeux passait dans des allonges renflées, puis dans des canaux jouant le rôle des étouffoirs belges, enfin dans de grandes chambres de condensation destinées à recueillir les oxydes les plus divisés. D'après l'inventeur, le mélange d'oxyde de carbone et de vapeurs de zinc, provenant de la réduction, serait beaucoup plus dense que les gaz brûlés; il filtrerait donc à travers les fentes de la sole pour aboutir au système des appareils de condensation, tandis que les gaz brûlés iraient directement à la cheminée.

En réalité, la densité théorique du mélange d'oxyde de carbone et de vapeurs de zinc est de 1,665; celle du mélange d'azote et d'acide carbonique provenant de la transformation complète de l'air est de 1,16. L'écart n'est pas tel qu'on puisse compter sur une séparation bien efficace par différence de densité.

Dans un milieu en repos, le mélange des deux gaz par diffusion se ferait rapidement; étant donné que, dans l'appareil Dähne, on devait développer une certaine dépression dans les condenseurs pour faciliter l'écoulement des vapeurs zincifères, ce mélange s'effectuerait bien plus vite encore. La séparation prévue ne pourrait donc s'opérer.

PROCÉDÉS DIVERS DE TRAITEMENT DES MINERAIS DE ZINC

En dehors des procédés fondés sur la réduction des minerais de zinc par le carbone ou par des gaz carburés, on peut en énumérer un certain nombre qui ont pour base des réactions diverses, d'une utilisation plus ou moins difficile.

Procédé James (brevet français, n° 215.113, du 25 juillet 1891). Ce procédé a pour base la réaction du sulfure sur l'oxyde

$$ZnS + 2\,ZnO = 3\,Zn + SO^2.$$

On grillerait partiellement la blende sur une sole de réverbère, puis on donnerait un coup de feu intense, en atmosphère neutre ou légèrement réductrice.

A un point de vue purement théorique, la réaction exige (pour Zn = 32,6) 108 calories pour la décomposition de ZnS et de 2 ZnO; elle ne fournit en compensation que 34,6 calories par formation d'acide sulfureux. Si elle se développait à très haute température, elle serait suivie d'une réaction inverse au cours du refroidissement. Il est donc sans intérêt de discuter les conditions éventuelles d'application du procédé James.

On a vu déjà que divers inventeurs ont essayé d'appliquer la même réaction au four électrique.

Procédés fondés sur l'action du fer. — A l'inverse de la formule précédente, celle fondée sur le déplacement du zinc par le fer à haute tem-

©BIU Santé

pérature est admissible en principe, mais d'une application assez difficile. A une époque déjà éloignée, Lesoinne, puis Brooman avaient essayé de la faire entrer dans la pratique.

Plus récemment, elle a servi de base aux brevets Hannan et Melburn (1887), Biewend (brevet allemand du 7 août 1894) et Havemann (brevet français 310.656, du 8 mai 1901). D'après le premier brevet, on chaufferait, dans une cornue verticale, un mélange de blende crue avec des fondants convenablement choisis et du fer divisé, ce dernier pouvant être remplacé par un mélange de minerai de fer et de charbon. On évacuerait, par la partie inférieure de la cornue, un mélange de matte et de scories, par la partie supérieure, le zinc qui se dégage à l'état de vapeurs et on le condenserait dans des appareils convenables. En fait, il serait fort difficile d'obtenir, par chauffage à travers une paroi réfractaire, une température assez élevée pour assurer la fusion des scories et des mattes sans détruire rapidement la paroi elle-même.

Le procédé Biewend résout cette difficulté par l'emploi d'un four à cuve, mais en compensation il soulève toutes celles résultant du mélange des produits gazeux de la combustion avec le zinc volatilisé. D'autre part, si l'on se borne à charger de l'oxyde de fer avec le minerai et le charbon, on revient au traitement ordinaire au four à cuve ; si l'on charge de la ferraille, on arrivera difficilement à la mettre en contact intime avec le sulfure de zinc.

Dans le procédé Havemann, on coule de la fonte liquide sur le minerai, préalablement chauffé sur une sole de réverbère et additionné de charbon, s'il contient des sulfates. Le zinc volatilisé brûle immédiatement et est condensé à l'état d'oxyde.

Le procédé Webster (brevet français du 22 juillet 1864) employait également de la fonte liquide que l'on devait verser sur le minerai mélangé avec du nitrate ou du carbonate de soude. Il est assez difficile de prévoir les résultats qu'aurait pu donner l'application de cette formule, assez analogue à celle que Heaton devait faire breveter deux ans plus tard pour l'affinage des fontes phosphoreuses. Il est probable qu'ils n'auraient pas été favorables, étant donné surtout que le procédé Webster ne faisait intervenir aucune source extérieure de chaleur pour faciliter la volatilisation du zinc.

Déplacement du zinc par le cuivre. — M. A. Imbert a proposé de substituer le cuivre au fer dans la réaction précédente (brevet français du 14 novembre 1903), en dondant pour raison que l'affinité du cuivre pour le soufre serait supérieure à celle du zinc. Cette affirmation est au moins contestable, car la chaleur de formation de ZnS est de $21^{cal},5$, alors que celle de Cu^2S est de $10^{cal},1$ seulement. On ne voit pas d'ailleurs quel avantage on trouverait à substituer au fer le cuivre, qui est beaucoup plus cher.

Extraction du zinc à l'état de chlorure. — Divers inventeurs ont essayé de tirer parti de la volatilité, de la fusibilité ou de la solubilité du chlorure de zinc pour extraire le zinc des minerais complexes où il se trouve sous forme de blende mélangée intimement avec de la pyrite et de la galène.

M. de La Souchère a proposé de traiter les sulfures complexes par grillage

©BIU Santé

chlorurant. On aurait ajouté au minerai une quantité de sel marin correspondant à 0,48 du poids d'antimoine, 0,78 du poids d'arsenic et 1,80 du poids de zinc contenu; puis on aurait grillé le mélange à une température de 450° sur la sole d'un réverbère muni d'un appareil de râblage mécanique. Les chlorures d'arsenic et d'antimoine, dont les points d'ébullition sont 134° et 225°, se seraient volatilisés immédiatement et auraient été condensés dans des tours à pluie d'eau. On aurait ensuite chauffé la masse chlorurée dans une cornue en terre, de manière à faire distiller le chlorure du zinc, dont le point d'ébullition à 720°, et à faire passer ce corps, à l'état de vapeurs, à travers une deuxième cornue chauffée vers 900°, qui contiendrait un mélange de 14 de chaux vive et de 3 de poussier de coke, mélange granulé et bien sec. On aurait obtenu du zinc métallique et du chlorure de calcium fondu.

La réaction du chlorure de zinc sur la chaux et le carbone est possible au point de vue théorique, car elle absorberait seulement, pour la production de 32^{gr},6 de zinc, 8.800 calories, chiffre relativement peu élevé; elle serait probablement difficile à réaliser en pratique.

Il est douteux que l'on arrive, par distillation fractionnée, à séparer les chlorures d'arsenic et d'antimoine du chlorure de zinc avec autant de netteté que l'admet l'inventeur.

Dans des essais faits en vue d'obtenir la chloruration complète des métaux M. Huddle a abouti à des résultats négatifs (*Eng.and Min. J.*,1901, p. 556). Inversement M. Stahl (*B. u. H. Ztg*, 1894, p. 1), aurait réussi à transformer complètement en chlorure le zinc, qui était contenu, dans la proportion de 7 à 11 0/0, dans des résidus de grillage de pyrites, mais il avait dû procéder à un double grillage chlorurant, avec addition de pyrite à chaque fois. La volatilisation du zinc, sous forme de chlorure, aurait été de 2 à 3,5 0/0 seulement de la teneur.

Il ne semble pas que le procédé La Souchère ait été expérimenté.

Procédé Swinburne-Ashcroft (brevet anglais n° 14.278, de 1899). — Le procédé Swinburne-Ashcroft, décrit dans une note lue par un de ses auteurs à l'Institution of Mining and Metallurgy, à Londres, le 19 juin 1901, semble avoir fait, au contraire, l'objet d'une expérimentation sérieuse.

Il comporte les opérations suivantes :

1° Décomposition du sulfure de zinc par le chlore gazeux, au rouge sombre, avec formation de chlorure de zinc et de soufre libre. Ce dernier corps se volatilise avec une petite quantité de chlorure de zinc; il peut être facilement recueilli et purifié;

2° Coulée des chlorures de zinc et de plomb, entraînant éventuellement une certaine quantité de chlorures de cuivre, d'argent ou même d'antimoine;

3° Traitement des chlorures en fusion par addition d'une certaine quantité de zinc qui précipite le plomb, l'argent et le cuivre, ou par électrolyse partielle donnant un résultat équivalent;

4° Séparation du chlorure de zinc d'avec les corps étrangers qu'il tient en suspension (gangues siliceuses, Fe^2O^3, Mn^3O^4) par décantation, distillation ou dissolution dans l'eau;

©BIU Santé

5° Électrolyse du chlorure de zinc fondu ; utilisation du chlore pour le traitement d'une nouvelle quantité de minerai.

L'élément original du brevet consiste dans l'affirmation de l'absence de toute formation de chlorure de soufre au cours de l'attaque de ZnS par le chlore, si cette attaque est opérée dans les conditions indiquées par les inventeurs.

L'exactitude de cette affirmation a été confirmée par les recherches de M. W.-J. Huddle (*Eng. and Min. J.*, 4 mai 1901, p. 556). Cet auteur a constaté que l'action du chlore sec sur le sulfure de zinc donnait du protochlorure de soufre entre 150 et 250°, mais que, au-dessus de cette dernière température, la tension de dissociation du protochlorure croissait assez rapidement pour que le soufre fût simplement isolé par l'action du chlore et ne se combinât pas avec lui. Or le point de fusion du chlorure de zinc anhydre est précisément de 250° ; en opérant sur un mélange de minerai et de chlorure de zinc fondu, on n'obtient pas de protochlorure de soufre en proportion appréciable.

Mais, d'autre part, M. Huddle a constaté que l'action du chlore sec sur la blende est très lente au rouge sombre, alors même que la matière aurait été broyée très finement au préalable (passée au tamis 200). De plus, la distillation du chlorure de zinc, sensible dès 400°, devient active vers 450°, température nécessaire pour assurer la distillation régulière du soufre. M. Huddle en a conclu que la réaction fondamentale du procédé Swinburne-Ashcroft, exacte en principe, ne pourrait être utilisée en pratique.

Les indications fournies par M. Ashcroft, dans sa communication du 19 juin 1901, sont naturellement plus favorables, mais elles n'infirment pas absolument les objections de M. Huddle.

L'appareil employé pour la chloruration est une sorte de convertisseur où l'on introduit un mélange de minerai et de chlorure de zinc fondu. On y injecte du chlore par les tuyères, sous une pression de $3^{kg},5$ par centimètre carré, et on introduit de temps en temps du minerai par le gueulard. La réaction :

$$ZnS + Cl = ZnCl + S$$

est exothermique et dégage $27^{cal},1$ par équivalent de zinc ($32^{gr},6$). Elle se continue donc d'elle-même, et est accompagnée de la distillation du soufre isolé. Quand l'appareil est rempli par le mélange de gangues et de chlorures fondus, on coule ces derniers, soit par percée latérale, soit par déversement ; ils sont assez fluides pour que la coulée s'effectue sans difficulté. On recommence ensuite à introduire du minerai et du chlore dans l'appareil.

En douze heures, on a traité ainsi 1.000 kilogrammes d'un minerai tenant 29 0/0 de Pb, 26 0/0 de Zn, 5 0/0 de Fe, 2 0/0 de Mn, 17 0/0 de gangue et 575 grammes d'argent par tonne, à une température d'environ 650° et en faisant quatre coulées intermédiaires. On a condensé 100 kilogrammes de soufre que l'on a pu amener à un état satisfaisant de pureté en le lavant avec de l'eau acidulée.

Sur l'ensemble des chlorures, une proportion de 8 0/0, formée surtout de chlorure de zinc et de chlorure de fer, a été volatilisée. On a recueilli, à l'état liquide, 1.260 kilogrammes de chlorures tenant 23 0/0 de Pb, 21 0/0 de Zn,

©BIU Santé

4 0/0 de Fe, 1,5 0/0 de Mn, 37 0/0 de Cl, 13,5 0/0 de gangues et 460 grammes d'argent par tonne, ce qui correspond sensiblement à la totalité des métaux du minerai, abstraction faite du zinc. Le fer et le manganèse sont à l'état d'oxydes.

Il faut reconnaître que l'action a été lente si elle a été complète, comme l'affirme M. Ashcroft, et que le procédé serait difficile à appliquer en grand.

Les autres opérations qu'il comporte ne présentent rien de bien spécial. La séparation de l'oxyde de fer en suspension dans le chlorure de zinc est indispensable pour l'électrolyse de celui-ci ; il n'en est pas de même de celle de l'oxyde de manganèse (qui serait MnO^2, d'après l'auteur, mais qui semble plutôt devoir être Mn^2O^3 ou même Mn^3O^4) ; mais l'accumulation de cet oxyde dans les cuves d'électrolyse serait gênante. On l'élimine d'ailleurs en même temps que Fe^2O^3, soit par distillation du chlorure de zinc à 720°, dans une cornue en terre réfractaire, soit plutôt par dissolution, filtration et reconcentration du chlorure. Cette dernière opération ne donne lieu à aucune difficulté ; elle s'effectue dans des récipients en fonte ou en fer, sans qu'il y ait dégagement appréciable de fumées tant qu'on ne dépasse pas 400°. On procède finalement à l'électrolyse, entre 423° et 525°. Le chlore produit au cours de cette opération est séché, liquéfié et renvoyé au convertisseur.

D'après M. Ashcroft, le procédé, appliqué à un minerai tenant 20 0/0 Pb, 20 0/0 Zn, 8 0/0 Fe + Mn, 18 0/0 S et 360 grammes d'argent par tonne, permettrait de récupérer la presque totalité du plomb et de l'argent, 95 0/0 du zinc et 55 0/0 du soufre. Il nécessiterait, par 1.000 kilogrammes de minerai, des frais directs s'élevant à 37 fr. 80, y compris 10 0/0 pour l'amortissement des installations et 5 0/0 pour la perte sur le chlorure de zinc, plus les frais de force motrice pour l'électrolyse. Si le cheval-vapeur ne coûtait qu'une centaine de francs par an, la dépense pour la force motrice serait de 16 fr. 40 et les frais totaux s'élèveraient à 54 fr. 20 par tonne. Ces chiffres paraissent être inférieurs à la réalité ; aussi le procédé Swinbrune-Ashcroft n'est-il pas sorti de la période expérimentale.

Procédé Hœpfner. — M. Hœpfner (brevet des États-Unis, n° 664.269, du 18 décembre 1899) a proposé de traiter les calamines carbonatées pauvres par une solution concentrée de chlorure de calcium, à chaud et sous pression, en vases clos et en agitant continuellement. On obtiendrait la réaction :

$$ZnO,CO^2 + CaCl = CaO,CO^2 + ZnCl.$$

La solution de chlorure de zinc, séparée par filtration, serait concentrée, puis électrolysée.

On pourrait appliquer la même formule au traitement des blendes grillées en faisant concourir l'action de CO^2 sous pression avec celle de la solution de chlorure de calcium.

Le procédé serait particulièrement avantageux là où le chlorure de calcium est à peu près sans valeur, près des fabriques de soude à l'ammoniaque, par exemple.

M. Hœpfner avait proposé également (brevet allemand, n° 112.018) de produire le chlorure de zinc en passant par l'intermédiaire du bisulfite, obtenu lui-même

©BIU Santé

par l'action de SO^2 sur la blende grillée. On ramènerait le bisulfite soluble à l'état de monosulfite insoluble, puis on mélangerait celui-ci avec du sel marin et un peu d'oxyde de fer, et on soumettrait le mélange à l'action de l'air chaud. L'oxyde de fer jouerait simplement un rôle catalytique. Il se formerait un mélange de sulfate de sodium et de chlorure de zinc, d'où l'on extrairait ce dernier corps en tirant parti de sa grande solubilité.

Procédé Borchers-Dorsemagen. — Ce procédé (*The Mineral Industry*, 1903, t. XI, p. 623) consiste à faire réagir sur les minerais sulfurés complexes, contenant du zinc, du plomb et de l'argent, le chlore libre en présence d'une solution de chlorure de sodium ou de magnésium. On développe la réaction, à une température de 30 à 40°, dans des tonneaux tournants, revêtus de plomb intérieurement; le chlore est introduit par un des tourillons. Les chlorures obtenus sont dissous dans de l'eau chaude, puis le résidu est traité par la vapeur sous pression pour faire distiller le soufre, suivant la formule de Schaffner.

Le chlore agit surtout sur le plomb, ainsi qu'il ressort du tableau ci-dessous :

	PLOMB	ZINC	ARGENT
	—	—	—
Métaux contenus dans 1.000 kilogr. de minerai.....	140 kg.	310 kg.	0,59 kg.
— — dans la dissolution, à l'état de chlorure	140	175	0,11
— — dans le résidu.....	140	135	0,53 (?)

Le résidu tenait, en outre, 115 kilogrammes de soufre libre; après volatilisation de celui-ci, il renfermait 39,1 0/0 de zinc et 0,168 0/0 d'argent. Son traitement pourrait être effectué par voie sèche, suivant la formule ordinaire; mais l'extraction de l'argent, opérée par cette méthode sur un minerai privé de plomb, serait fort incomplète.

La dissolution est traitée par de l'oxyde de zinc, ou du minerai de zinc oxydé ou grillé, pour la purifier, puis concentrée jusqu'à déshydratation, et finalement soumise à l'électrolyse par voie sèche, suivant la méthode de Borchers. Le chlore produit retourne au traitement; l'alliage plomb-zinc précipité sur la cathode est traité par liquation, suivant la formule ordinaire.

Procédés divers de chloruration. — M. Rougier (brevet français, n° 312.552, du 8 juillet 1901) a proposé de soumettre les minerais complexes à un grillage chlorurant, de dissoudre les chlorures métalliques dans une solution d'hyposulfite de sodium, puis dans une solution du même sel additionnée de sulfate de cuivre et à précipiter les métaux par le sulfure de sodium. On séparerait le plomb en ajoutant du carbonate de soude à la liqueur provenant de la deuxième lixiviation. La formule proposée est identique au fond avec celle appliquée depuis longtemps déjà, pour l'extraction de l'argent, sous le nom de procédé Russel, la seule différence est que l'emploi du carbonate de soude y est pratiqué dans des conditions moins rationnelles.

Traitement du sulfure de zinc par le sulfate de plomb. — MM. Clancy et Marsland ont fait breveter (brevets français, n^{os} 308.736 et

©BIU Santé

311.866, du 5 mars 1901) un procédé de traitement des minerais sulfurés complexes de zinc et de plomb qui consiste à chauffer ces minerais, dans un moufle ou sur une sole de réverbère, avec du sulfate de plomb. La réaction de ce corps sur ZnS donnerait des oxydes de plomb et de zinc et de l'acide sulfureux que l'on transformerait en acide sulfurique. Quand on opère entre 500 et 800°, il n'y a pas de volatilisation appréciable des métaux. L'acide produit serait employé à traiter le résidu fixe de la réaction pour obtenir un mélange de sulfate de zinc et de sulfate de plomb. On séparerait le premier de ces sulfates par dissolution dans l'eau.

Une deuxième variante du procédé consiste à faire réagir le sulfate de plomb sur le minerai, à une température comprise entre 950 et 1.500°, avec injection d'air sous pression. Dans ces conditions, l'acide sulfureux dégagé entraînerait, dit-on, la plus grande partie du zinc et du plomb; une pareille affirmation exigerait un contrôle sérieux.

Le procédé Clancy et Marsland, imaginé en vue du traitement des minerais de Broken Hill (Australie), ne semble pas avoir reçu d'application en grand.

Traitement des minerais sulfurés mixtes par volatilisation. — Le traitement des minerais renfermant des sulfures de zinc et de plomb en proportions comparables présente de grandes difficultés quand le mélange des sulfures est très intime et ne permet pas d'obtenir, par voie de préparation mécanique, une séparation réellement satisfaisante. Dans ces dernières années, les perfectionnements apportés aux méthodes de triage magnétique ont constitué à cet égard, un progrès très sensible, sans fournir encore la solution définitive du problème.

Pour l'obtenir, de nombreux inventeurs ont eu recours à des procédés chimiques ou métallurgiques; nous avons décrit déjà diverses formules se rattachant à cet ordre d'idées, mais il nous reste à mentionner les procédés caractérisés par la volatilisation complète des métaux utiles contenus dans le minerai.

Le plus ancien en date est le procédé Lewis et Bartlett, qui consiste à traiter les minerais sulfurés mixtes dans un bas foyer écossais, à double devanture, de la même manière que des minerais de plomb. On consomme un poids de houille égal au poids du minerai. Les fumées sont recueillies d'abord par précipitation dans des chambres de condensation; puis, après refroidissement convenable, par filtration à travers des sacs en tissu de laine. Un échantillon de ces fumées tenait environ 65 0/0 de sulfate de plomb, 26 0/0 d'oxyde de plomb et 6 0/0 d'oxyde de zinc. Le produit obtenu est employé comme succédané de la céruse. En réalité, le procédé Lewis et Bartlett appartient à la métallurgie du plomb plutôt qu'à celle du zinc.

Pour traiter les minerais mixtes où les deux métaux se trouvent en proportions comparables, on a proposé récemment l'emploi de fours à cuve de faible hauteur, fonctionnant soit par soufflage, soit par aspiration. Le réglage du travail serait assez difficile, car, d'une part, l'allure devrait être réductrice pour faciliter la volatilisation du sulfure de plomb, sans provoquer son oxydation et pour permettre la réduction de l'oxyde de zinc; d'autre part, elle devrait être

©BIU Santé

assez oxydante pour que le sulfure de zinc, relativement peu volatil, fût transformé en oxyde, qui serait ensuite réduit dans les zones inférieures du four. Les rentrées d'air au gueulard sont d'ailleurs assez actives pour que les sulfures ou les métaux, une fois volatilisés, s'oxydent complètement et aillent se condenser à l'état soit de sulfates, soit d'oxydes libres.

Les dispositions du four et des appareils de condensation, ainsi que les formules de traitement des fumées varient suivant les inventeurs.

Dans un brevet pris par The Sulphides Reduction Company (n° 296.886, du 5 février 1900), le four est soufflé; les scories doivent avoir une composition assez calcaire pour ne retenir qu'une proportion insignifiante d'oxyde de zinc. La condensation est obtenue en faisant passer les fumées à travers plusieurs ventilateurs à injection d'eau.

La boue recueillie dans les bassins de dépôt est séchée; puis projetée par petites parties dans des récipients en fonte contenant une lessive très concentrée et chaude de soude caustique. Le plomb et l'argent se séparent à l'état métallique (par suite de l'action exercée par le fer des parois?); le zinc reste en suspension à l'état d'oxyde et de sulfure qui sont séparés par lixiviation.

Le brevet Havemann (n° 318.590, du 11 février 1902) diffère du précédent par le mode de traitement des produits condensés. Les boues recueillies dans les bassins de dépôt et composées principalement de sulfate de plomb seraient passées au filtre-presse, lavées, séchées, puis fondues au réverbère avec du minerai de fer et du poussier de coke.

Pour précipiter le zinc tenu en solution à l'état de sulfate, on saturerait le liquide de gaz ammoniac, puis on étendrait d'eau pour faire précipiter l'hydrate d'oxyde de zinc.

Il semble que cette dernière partie du brevet n'ait pas donné en pratique, de résultats satisfaisants, car M. Havemann préfère aujourd'hui recourir à une addition de chaux qui donnerait, d'après lui, un précipité contenant :

Oxyde de zinc hydraté	84,8 0/0
Oxyde de fer	9,4
Silice	1,4

Ce produit serait trop impur pour être utilisé directement; il devrait être soumis à un traitement complémentaire pour donner soit du blanc de zinc, soit du zinc métallique.

Attaque du sulfure de zinc par les acides oxydants. — Divers auteurs ont proposé de traiter les minerais mixtes sulfurés par un acide oxydant, de manière soit à dissoudre le zinc et le plomb simultanément, soit à laisser ce dernier métal à l'état insoluble, en dissolvant le zinc.

Au premier système se rattachent les procédés S.-E. Davis et A.-R. Davis (brevet anglais, n° 710, du 11 janvier 1900) employant l'acide nitrique pour obtenir une dissolution totale et récupérant le plus complètement possible les produits nitreux.

M. E. Ferraris, directeur de la Société de Monteponi, a pris en 1901 un bre-

©BIU Santé

vet (brevet français, n° 311.206) pour l'attaque des sulfures complexes par l'acide sulfurique à 60° Baumé, sur la sole d'un réverbère. On dissout par l'eau les sulfates de cuivre, zinc et fer (protoxyde); les sulfates de plomb et de fer (sesquioxyde) restent avec les métaux précieux dans le résidu insoluble, que l'on traite par fusion. On peroxyde le fer de la dissolution par injection d'air et on le précipite, en même temps que le cuivre, par l'oxyde de zinc. On concentre la dissolution de sulfate de zinc, on l'évapore à sec et on chauffe le résidu avec du charbon; on obtient ainsi de l'oxyde de zinc en même temps qu'un mélange de SO^2 et de CO^2. L'oxyde de zinc peut être vendu tel quel ou réduit par la méthode ordinaire. Cette longue série d'opérations chimiques ne présente rien de bien nouveau et ne semble guère susceptible de donner un résultat avantageux au point de vue économique.

Dans le procédé Worsey (brevet anglais, n° 3.668, du 24 février 1900), on grille le minerai blendeux, de manière à y laisser de 8 à 16 0/0 de soufre, on le mélange avec 2 0/0 de nitrate de soude, puis on attaque par de l'acide sulfurique étendu. Les produits gazeux sont dirigés dans des chambres de plomb; le résidu est grillé au moufle, avec du nitrate de soude, pour achever la peroxydation du fer, puis traité par de l'eau contenant du sulfate de soude; on ajoute de la chaux à la dissolution, pour précipiter ZnO; on recueille celui-ci et on traite le précipité dans un four qui paraît être analogue au four Wetherill.

M. de Bechi avait proposé antérieurement (*The Mineral Industry*, t. IX, p. 686) d'obtenir un résultat équivalent en grillant les minerais blendeux en présence d'air et de vapeur d'eau, et en dirigeant les gaz à travers du chlorure de sodium chauffé. Il se formerait du sulfate de soude et de l'acide chlorhydrique (réaction de Hargreaves); ce dernier corps, condensé dans des tours, servirait à la lixiviation du minerai grillé. On ferait subir à la dissolution des précipitations fractionnées, par additions successives de chaux. M. de Bechi fait connaître que le mélange d'hydrate de chaux et d'oxyde de zinc renferme des oxychlorures impossibles à séparer par lavage et qui empêchent d'appliquer à ce mélange la méthode ordinaire de réduction en vases clos. Il propose de chauffer le précipité au moufle; on expulserait ainsi de l'acide chlorhydrique qui entraînerait de 7 à 10 0/0 du zinc contenu. On condenserait les gaz, on agglomérerait le résidu solide en briquettes avec du charbon et on le réduirait suivant la formule usuelle.

Nous devons enfin mentionner divers procédés qui ont pour objet de provoquer une attaque du sulfure de zinc des minerais complexes dans des conditions donnant lieu à un dégagement de gaz assez actif pour amener les petits fragments de sulfure de zinc à la surface du bain, les fragments des autres sulfures restant au fond avec les gangues. On sépare le sulfure de zinc par écumage; c'est donc en réalité une formule spéciale de préparation mécanique.

A ce type se rattachent les procédés Potter (brevet français 317.882, du 18 janvier 1902), Marko (brevets français 26.866 et 326.867, du 1er décembre 1901). Ellershausen et Western (brevet français, n° 34.062, du 6 août 1902), proposent d'attaquer les minerais sulfurés complexes par une solution chaude de sulfate d'ammoniaque, avec excès d'acide sulfurique. On neutraliserait la solution, on

©BIU Santé

précipiterait le fer par filtration sur du carbonate de chaux, puis le cadmium par de l'oxyde de zinc et l'oxyde de zinc par de l'ammoniaque ajoutée en proportion exacte. Ce dernier réactif serait obtenu en traitant par la chaux une partie des eaux mères des opérations précédentes.

Dissolution de l'oxyde de zinc dans les solutions ammoniacales. — Divers inventeurs ont cherché à utiliser la solubilité de l'oxyde de zinc dans les dissolutions ammoniacales pour le traitement des calamines pauvres. — Un brevet a été pris, à cet effet, le 8 novembre 1882, par MM. Krafft et Schischkar (brevet français, n° 151.982).

M. Pinard a fait breveter, le 10 janvier 1901 (brevet français, n° 307.009), un procédé consistant à lessiver méthodiquement les minerais de zinc oxydés ou carbonatés au moyen d'une solution bouillante d'ammoniaque; ce dernier corps est ensuite séparé par chauffage en vases clos et condensé dans des scrubbers, etc.

M. Malzac a décrit, dans un brevet pris en 1903 (brevet français, n° 332.596), un procédé fondé sur le même principe. Le minerai, finement broyé et chargé dans une batterie de diffuseurs disposés comme ceux des sucreries, est d'abord humecté de solution ammoniacale et soumis pendant quelque temps à l'action de l'air pour provoquer l'oxydation des sulfures qu'il peut renfermer; on lui fait subir ensuite un lessivage méthodique avec une liqueur ammoniacale à 22° Baumé. La solution passe par des filtres-presses, puis dans des épurateurs clos et munis d'agitateurs où on introduit une solution d'un sulfure soluble en proportion suffisante pour précipiter complètement le cuivre, etc., et même un peu de zinc, de manière à obtenir la certitude que l'épuration est complète. On expulse ensuite l'ammoniaque par l'action de la chaleur et on la condense dans des scrubbers ou autres appareils analogues.

Nous devons signaler que la purification de la dissolution ammoniacale de zinc par l'addition d'une quantité limitée de sulfure soluble avait déjà été brevetée le 13 novembre 1901 par M. Bermont (brevet français, n° 315.888; certificat d'addition du 28 décembre 1901).

Nous devons rappeler également que, en décrivant minutieusement un procédé fondé sur les mêmes principes et destiné à assurer le traitement des écumes riches du procédé de désargentation des plombs d'œuvre par le zinc, Schnabel (*Preuss. Ztschr.*, 1880, p. 296) a indiqué, pour les frais de traitement d'une tonne d'écumes riches, un chiffre de 36 francs par tonne, non compris l'amortissement des installations et autres charges financières. Les frais d'oxydation préalable des écumes riches, avant traitement par le carbonate d'ammoniaque, sont inclus, il est vrai, mais ces frais ne constituent qu'une faible partie du total. C'est là un précédent qui n'est pas fait pour inspirer confiance dans l'avenir des procédés de concentration de l'oxyde de zinc fondés sur l'emploi de l'ammoniaque ou de ses sels.

Schnabel a d'ailleurs démontré que l'oxyde de zinc se dissout beaucoup plus facilement dans le carbonate d'ammoniaque que dans l'ammoniaque elle-même.

D'après cet auteur, la solubilité de l'oxyde de zinc dans une solution ammo-

©BIU Santé

niacale non carbonatée, à la température de 14° C., est représentée par les chiffres suivants qui indiquent les proportions respectives d'ammoniaque et d'oxyde de zinc dans 100 parties de dissolution :

AMMONIAQUE	OXYDE DE ZINC
—	—
20	1,78
15	1,75
10	1,51
5	0,56
3	0,25

Si l'on fait absorber à une solution de gaz ammoniac des quantités croissantes d'acide carbonique, le pouvoir dissolvant de cette solution pour l'oxyde de zinc va d'abord en augmentant ; il passe par un maximum lorsque la proportion d'acide carbonique est comprise entre 6 et 10 pour 6 d'ammoniaque. D'autre part, le maximum de pouvoir dissolvant correspond à une teneur de 7 0/0 d'ammoniaque dans le liquide et à une température de 30° C. Quand ces conditions sont réalisées, on peut arriver à dissoudre un poids d'oxyde de zinc égal à une fois et demie le poids d'ammoniaque.

L'oxyde de zinc est à l'état de carbonate double dissous dans un excès de carbonate d'ammoniaque ; en étendant d'eau, on peut provoquer la précipitation du carbonate de zinc ammoniacal, sous la forme de paillettes blanches et transparentes. En chauffant entre 50° et 60° C., on fait distiller le carbonate d'ammoniaque en excès ; vers 100°, il se forme un précipité d'hydrocarbonate de zinc, où la proportion d'hydrate est d'autant plus forte que celle d'acide carbonique est plus faible dans la dissolution.

PRODUCTION DU ZINC PAR ÉLECTROLYSE

Principes généraux. — De nombreuses tentatives ont été faites depuis un quart de siècle pour appliquer l'électrolyse à la métallurgie du zinc. Jusqu'ici, elles sont restées à peu près sans résultat; il n'est pas sans intérêt néanmoins d'indiquer les bases sur lesquelles elles ont été entreprises et les causes de leur insuccès.

Nous rappellerons que les décompositions opérées par un courant électrique sont régies par la loi de Faraday et la loi de Thomson.

D'après la première, les poids des éléments séparés sont proportionnels : 1° aux quantités d'électricité qui traversent l'électrolyte ; 2° pour une quantité donnée d'électricité, aux équivalents chimiques des éléments mis en cause.

Si l'on définit le *coulomb* comme la quantité d'électricité capable de précipiter $0^{gr},00118$ d'argent, la quantité de zinc précipitée par le passage d'un coulomb sera :

$$0^{gr},00118\,\frac{32,6}{108} = 0^{gr},000356,$$

©BIU Santé

ce qui donnerait 1gr,28 par ampère-heure. Les chiffres indiqués par divers auteurs sont généralement un peu inférieurs et compris entre 1gr,21 et 1gr,22 seulement.

La loi de Faraday indique les conditions dans lesquelles se fera la décomposition, si elle est possible. La loi de Thomson donne l'évaluation de la force électromotrice nécessaire pour que la décomposition commence. Elle n'est autre chose que l'expression de la nécessité qu'il y a, pour obtenir la décomposition d'une molécule complexe, à fournir une quantité d'énergie électrique égale ou plutôt infiniment peu supérieure à la quantité de chaleur dégagée au moment de la formation de cette molécule.

S'il s'agit, par exemple, de la précipitation électrolytique d'un métal dont la chaleur de combinaison avec un radical déterminé, rapportée à un poids moléculaire (en grammes) soit Q (en grandes calories) et possède dans cette combinaison une valence n, la force électromotrice (en volts) nécessaire pour l'électrolyse du composé sera :

$$\varepsilon = \frac{Q}{23n} = 0{,}0435\,\frac{Q}{n}.$$

Pour l'eau, par exemple, ce sera 1,5 volt; pour le sulfate de zinc dissous dans l'eau, 2,29 volt; pour le chlorure de zinc dissous dans le même liquide, 2,44 volt, etc.

Lorsque la dissolution d'un sel s'effectue avec dégagement de chaleur, il résulte de la loi de Thomson qu'il faut une différence de voltage plus forte pour l'électrolyser à l'état dissous qu'à l'état fondu. Un bain de chlorure de zinc anhydre et fondu exige par exemple pour son électrolyse 2,2 volts seulement, alors que la solution du même sel exige 2,44 volt.

Il ne faut pas perdre de vue que les chiffres déduits de la loi de Thomson ne sont que des minimums. En pratique, ils doivent être majorés d'une certaine quantité représentant la force électromotrice nécessaire pour vaincre la résistance du circuit, et correspondant à la perte d'énergie électrique due à la transformation de cette énergie en chaleur. La majoration peut être considérable si à cette transformation inévitable (loi de Joule) vient s'ajouter une consommation d'électricité due à des phénomènes secondaires d'électrolyse.

A ce dernier point de vue, la métallurgie électrique du zinc est soumise à des conditions particulièrement difficiles. L'eau est le seul dissolvant que l'on puisse utiliser pratiquement pour la préparation de l'électrolyte ; or, on vient de voir que sa décomposition exige une force électromotrice moins élevée que celle nécessaire pour décomposer les sels usuels du zinc. Elle se décomposera donc inévitablement, d'où une consommation inutile de puissance motrice et un dégagement d'hydrogène qui présentera, en pratique, de sérieux inconvénients.

Raffinage électrique du zinc. — Le cas le plus simple qui puisse se rencontrer en électrométallurgie est celui du transport pur et simple du métal d'une électrode sur l'autre. Il ne comporte, en théorie, aucune consomma-

©BIU Santé

tion d'énergie, le travail chimique étant nul ; en fait, il n'exige que l'énergie nécessaire pour vaincre les résistances passives.

La force électromotrice à développer pour opérer le raffinage du zinc par voie électrique dépendra donc : 1° de l'intervalle entre les électrodes; 2° de la nature et de la proportion des corps étrangers contenus dans le zinc brut formant l'anode soluble. D'après des expériences directes faites par M. Borchers, elle varierait entre 0,3 et 0,6 volts quand l'écartement entre les électrodes est de quelques centimètres.

Dans ces conditions, la décomposition de l'eau ne se produit pas ; l'opération n'exige donc pas une dépense de travail bien considérable, mais, en compensation, l'étendue de ses applications est assez restreinte.

Pour amener le zinc à l'état d'anode, on a dû faire tous les frais que comporte la métallurgie ordinaire du métal ; l'électricité n'interviendra donc que pour réaliser une épuration finale, peu intéressante dans la plupart des cas. En dehors du cas du traitement de minerais exceptionnellement impurs, le produit de la réduction satisfait aux conditions imposées pour le laminage ou la galvanisation, qui sont les principaux débouchés du métal.

En ce qui concerne la galvanisation, cependant, le dépôt direct de zinc par voie électrique pourrait présenter un certain intérêt, toute question de pureté mise à part, mais la régularité de ce dépôt sur des électrodes de forme compliquée est si difficile à assurer que le procédé perd à ce point de vue tous les avantages qu'il peut avoir à d'autres.

Le raffinage électrolytique n'aurait donc d'intérêt que pour l'obtention de zincs d'art ou de zincs extra-purs, mais ces marques spéciales ont un débouché relativement restreint; leur production par voie électrique présente d'ailleurs des difficultés sur lesquelles il n'est pas inutile d'insister. L'étude du cas le plus simple de l'électrométallurgie du zinc fera en effet ressortir l'importance des obstacles que la grande oxydabilité de ce métal oppose à l'application de procédés électrolytiques au traitement de ses minerais.

Lorsque l'on veut pratiquer le raffinage électrolytique du zinc, ou tout autre mode de précipitation électrique de ce métal, il est indispensable d'obtenir un précipité homogène et cohérent, qui puisse se détacher facilement des cathodes, à l'état de fragments d'une certaine dimension et qui se lamine ou se fonde ensuite sans difficulté. Or il arrive assez fréquemment que le métal se dépose sous la forme d'une éponge qu'on ne peut refondre en lingots. Chauffée au-dessus du point de fusion de métal, cette masse spongieuse ne se liquéfie ni ne s'agglomère ; elle absorbe peu à peu l'oxygène atmosphérique et se transforme en oxyde.

Dès le début des études entreprises sur l'électrométallurgie du zinc, on a cherché à déterminer les circonstances qui donnaient lieu à la formation d'un précipité spongieux ainsi que les causes de cette formation.

On a constaté qu'elle dépendait :

1° Du degré de concentration de l'électrolyte ;

2° De la température de celui-ci ;

3° De la densité du courant aux électrodes.

Kiliani, qui paraît avoir été le premier à étudier la question, a constat

©BIU Santé

(*B. u. H. Ztg.*, 1883, p. 251) que les solutions très étendues de sulfate de zinc donnaient toujours du zinc spongieux, quelle que fût la densité de courant aux électrodes; si cette densité était faible, le métal se précipitait en mélange avec une certaine proportion d'oxyde, malgré l'emploi d'une force électromotrice élevée, ayant atteint jusqu'à 17 volts dans ses expériences.

Lorsque la solution atteint un certain degré de concentration, la formation d'un précipité compact et adhérent devient possible si le courant employé présente une densité suffisante. La valeur minimum de cette densité augmente avec la teneur de l'électrolyte en zinc ; la loi de variation n'a pas été déterminée par Kiliani. Cet auteur a fait porter ses expériences sur deux dissolutions seulement de sulfate de zinc, contenant l'une 10 0/0 de métal, l'autre 11,5 0/0 et ayant une densité de 1,38. La première dissolution a donné un précipité adhérent à partir d'une densité de courant variant entre 100 et 200 ampères au mètre carré de cathode. La seconde, au contraire, ne donnait encore qu'un dépôt peu solide pour une densité de courant de 316 ampères; ce dépôt devenait d'un beau blanc, très adhérent, pour des densités de 1.843 et 19.181 ampères, mais il présentait alors sur ses bords des dentelures saillantes très accentuées.

Kiliani ne s'est pas occupé de rechercher l'influence de la température sur la compacité du précipité, toutes choses égales d'ailleurs.

Nahnsen (*B. u. H. Ztg*, 1891, p. 393) a montré que la valeur de la densité de courant, nécessaire pour obtenir un dépôt compact, augmente avec la température. Le tableau ci-dessous fait ressortir la rapidité de la variation.

DENSITÉ DE COURANT (en ampères par mètre carré)	TEMPÉRATURE DE L'ÉLECTROLYTE (en degrés centigrades)			
	+ 0°,97	+ 10°,68	+ 20°,72	+ 30°,4
9,99	Dépôt compact	Dépôt spongieux	Dépôt spongieux	Dépôt spongieux
49,22	— —	— un peu spong.	— —	— —
98,26	— —	— compact	— un peu spong	— —
146,40	— —	— —	— compact	— un peu spong.
195,80	— —	— —	— —	— compact

Les valeurs minimum obtenues par Nahnsen sont généralement bien inférieures à celles données par Kiliani pour des solutions de concentration analogue. La divergence paraît provenir de l'emploi, par ces deux expérimentateurs, d'électrodes de dimension absolue fort inégale, celles de Nahnsen étant beaucoup plus grandes que celles de Kiliani. Or le courant se répartit inégalement sur la surface d'une électrode; sa densité est beaucoup plus forte sur les bords que dans la partie centrale et l'influence relative de ce phénomène sur la densité moyenne est d'autant plus marquée que la surface est plus petite.

L'exactitude de cette explication est vérifiée par les déterminations spéciales de Nahnsen, faites avec des électrodes de $0^{m2},5$ et même de 1 mètre carré de surface, c'est-à-dire notablement plus grandes que celles qu'il avait adoptées dans la série générale de ses expériences.

©BIU Santé

Avec les électrodes de petites dimensions, vers la température de 21°, il fallait employer un courant de 120 ampères environ pour obtenir un précipité compact ; il a suffi au contraire, pour obtenir le même résultat, d'un courant de 75 ampères au mètre carré avec des électrodes de $0^{m2},5$, d'une densité moindre encore avec des électrodes se rapprochant de 1 mètre carré.

Une autre vérification de l'explication ci-dessus est fournie par la formation de dentelures irrégulières faisant saillie sur les bords des cathodes, phénomène signalé par Kiliani.

Nahnsen, en opérant sur des sels de zinc autres que le sulfate, a trouvé des valeurs différentes pour la densité minimum de courant à employer. Ainsi une solution d'azotate de zinc moyennement concentrée, maintenue vers zéro, donnait encore un dégagement sensible d'hydrogène au passage d'un courant de 100 ampères au mètre carré de cathode ; ce dégagement disparaissait vers — 12°.

Les causes de la précipitation du zinc à l'état spongieux ont été discutées par un grand nombre d'auteurs, sans que la discussion ait abouti à une solution définitive.

Il est incontestable que cette précipitation est accompagnée d'un dégagement d'hydrogène dont l'intensité varie en sens inverse de la densité du courant employé et se réduit à zéro à partir du moment où le précipité commence à être compact. Mais on doit se demander si l'hydrogène ainsi dégagé provient de la réaction de l'acide sulfurique libre sur le zinc de l'anode et a été simplement transporté par le courant sur la cathode, ou s'il a été développé directement sur celle-ci par l'oxydation des particules très divisées de métal précipité.

Nahnsen d'abord (*B. u. H. Ztg*, 1894, p. 393), Mylius et Fromm, un peu plus tard (*Zeitschr. für anorganische Chemie*, t. IX, 1895, p. 144), se sont prononcés en faveur de la deuxième hypothèse. Comme preuve à l'appui, ils ont indiqué la présence d'oxyde de zinc intimement mélangé avec le métal spongieux ; la proportion d'oxyde atteint souvent 1 0/0, ainsi qu'on peut le constater en dissolvant le zinc dans un excès de mercure.

Un autre argument, donné par Mylius et Fromm, est tiré de l'influence exercée par les agents oxydants pour faciliter la formation du zinc spongieux. L'addition de 0,0001 d'eau oxygénée dans une solution neutre à 10 0/0 de sulfate de zinc provoque cette formation au bout de deux minutes, la densité de courant étant de 100 ampères par mètre carré. Celle de 0,001 d'azotate de zinc donne le même résultat ; dans ce dernier cas, le zinc spongieux contient de l'azotite.

Avec la même composition de l'électrolyte et la même densité de courant, il suffit de frotter par places la cathode en zinc avec de l'essence de térébenthine ayant absorbé de l'oxygène pour obtenir des taches de zinc spongieux, d'un gris noirâtre.

Suivant ce système, la décomposition de l'eau par le zinc très divisé donnerait lieu simultanément à un dégagement d'hydrogène et à une formation d'oxyde de zinc adhérent, ce dernier devant empêcher plus tard l'agglomération du métal par voie de fusion ; le phénomène serait alors le même que dans le cas

©BIU Santé

des poussières de distillation. Si l'on veut supprimer l'action nuisible de l'oxyde de zinc, il faut donc ou bien dissoudre ce composé en employant un électrolyte assez acide, ou bien l'empêcher de se former et, à cet effet, introduire dans la composition de l'électrolyte un agent réducteur.

Cette manière de voir a été adoptée par Borchers (*Elektro-Metallurgie*, 1896, p. 283); d'après cet auteur, la présence dans le compartiment où se trouve la cathode de réducteurs, tels que l'acide sulfureux, l'acide phosphoreux, ou l'acide hyposulfureux, facilite beaucoup l'obtention d'un dépôt compact et régulier. Il indique, comme agent capable de jouer industriellement un rôle analogue, l'acide sulfocrésolyque (*loc. cit.*, p. 281), dont l'intervention serait spécialement avantageuse dans le cas du traitement électrolytique des minerais.

L'addition à l'électrolyte d'une proportion de sulfate d'ammoniaque équivalente à celle de sulfate de zinc avait été proposée antérieurement par M. Riche d'abord, au point de vue analytique, par MM. Blas et Miest au point de vue industriel. Elle facilite la formation d'un dépôt compact avec de faibles densités de courant, mais elle diminue la solubilité du sulfate de zinc; 100 parties d'eau à 20° dissolvent en effet 12,6 parties du sulfate double, alors qu'elles dissolvaient 53 parties de sulfate de zinc anhydre. Il en résulte une augmentation de résistance très appréciable et par suite de nouvelles difficultés pour obtenir la précipitation dans des conditions avantageuses au point de vue économique (Kiliani, *B. u. H. Ztg*, 1883, p. 252).

En ce qui concerne l'acidité qu'il convient de donner à l'électrolyte, Borchers fait remarquer qu'il ne faut pas dépasser une certaine limite.

Un excès d'acide trop considérable attaque le zinc déposé sur la cathode et donne lieu à un dégagement d'hydrogène qui, rendant la surface du zinc rugueuse et inégale, limite beaucoup l'épaisseur maximum que peut atteindre le dépôt. Il a en outre l'inconvénient de faciliter la dissolution des impuretés contenues dans l'anode et leur passage dans l'électrolyte.

Un autre inconvénient, mis en évidence par Ashcroft (d'après Schnabel, *Handbuch der Metallhüttenkunde*, t. II, p. 214) serait la diminution de l'effet utile du courant. Le rendement est théoriquement de 1^{gr},22 par ampère-heure en solution neutre; il s'abaisse très sensiblement si la solution est acide et augmente si elle est basique. L'électrolyse d'une dissolution de chlorure de zinc saturée d'oxychlorure, opérée pendant huit heures consécutives, a donné, pendant les trois premières périodes de deux heures, des rendements supérieurs de 49, 37 et 14 0/0 au chiffre théorique, le dépôt d'ailleurs restant brillant et compact; pendant les deux dernières heures, le rendement tomba d'abord au-dessous de sa valeur théorique, puis le dépôt devint spongieux et finit par cesser complètement de se produire.

Les résultats des expériences d'Ashcroft ne sont pas très concluants, parce que l'auteur n'a pas indiqué les variations de la force électromotrice aux électrodes. Ils ne fournissent pas de données précises en ce qui concerne l'électrolyse du sulfate de zinc, objet de la plupart des recherches antérieures. Ces expériences avaient pour but principal de démontrer que la formation du zinc spongieux était réellement due à un dégagement direct d'hydrogène, sans oxydation du zinc précipité, et de justifier l'emploi d'agents oxydants tels que les

©BIU Santé

permanganates et les chlorates alcalins, le chlore ou les hypochlorites, pour assurer la précipitation du zinc en feuilless compactes.

C'est sur le même système qu'est fondé le brevet allemand (n° 66.592) de la maison Siemens et Halske, avec cette différence que ce brevet attribue la porosité du dépôt à la présence non seulement d'hydrogène libre, mais aussi d'hydrure de zinc, composé dont l'existence n'est nullement démontrée. Les agents proposés pour absorber l'hydrogène ou détruire l'hydrure de zinc étaient pour un électrolyte à base de sulfate de zinc, les solutions de chlore, de brome, d'iode, d'hypochlorites ou d'hypobromites, employées à faible dose.

Les additions indiquées par Siemens et Halske, d'une part, par Ashcroft, d'autre part, ne semblent pas avoir fait l'objet d'une expérimentation sérieuse ; leur efficacité reste donc fort douteuse.

Un autre inventeur (Pertsch, brevet allemand, n° 66.185) a soutenu la thèse opposée et attribué la formation du zinc spongieux à la présence des sels haloïdes ou des oxychlorures dans l'électrolyte ; il a proposé de neutraliser l'influence de ces sels par celle de l'acide oxalique. L'action favorable de cet acide au point de vue de l'obtention d'un dépôt de zinc bien régulier était connue depuis longtemps dans les laboratoires; il reste à savoir si son utilisation ne serait pas trop coûteuse, au point de vue industriel.

Pawek (brevet français, n° 318.163, du 28 janvier 1902) a proposé d'introduire dans l'électrolyte de l'acide borique ou des borates, sans expliquer autrement l'influence de cette addition.

Pour éviter la formation du zinc spongieux, on a indiqué également diverses combinaisons électriques ou mécaniques.

D'après Coehn (brevet allemand, n° 75.482, pris en 1893), on arriverait à précipiter le zinc à l'état compact, d'une solution de sulfate de zinc, en employant un courant dont la densité serait de 50 ampères seulement, mais en l'interrompant cinquante fois par minute, et en le faisant passer, pendant la durée des interruptions, à travers un autre bain juxtaposé.

Cowper Coles (brevet allemand, n° 79.447, pris en 1894) a propose au contraire d'augmenter la densité du courant, toutes les huit minutes.

Elmore (brevet français, n° 208.048, du 4 septembre 1890) a appliqué à la précipitation du zinc son système de cathodes tournantes, cylindriques ou en forme de disques, sur lesquelles agissent des brunissoirs en agate.

Ludwig Mond (brevet anglais, n° 5.764, du 11 mars 1901) a proposé d'obtenir un résultat équivalent en employant une cathode formée de deux cylindres pressés l'un contre l'autre par des ressorts et animés d'un mouvement de rotation en sens inverse, comme ceux d'un laminoir. La surface de l'anode doit être à une distance uniforme de celle de la double cathode.

D'après Hœpfner (brevet anglais, n° 13.336, de l'année 1893), une rotation rapide de la cathode donnerait le même résultat que la compression exercée par l'une des deux méthodes précédentes.

En dehors des diverses influences physiques qui viennent d'être analysées, une des causes les plus efficaces de la production du zinc spongieux est la présence de certains métaux ou métalloïdes dans l'électrolyte. Leur action a été

©BIU Santé

étudiée par Nahnsen d'une part, par Mylius et Fromm, d'autre part, dans des travaux déjà cités.

Le fer paraît être le moins nuisible des corps étrangers qui peuvent se rencontrer dans le zinc brut ou dans les solutions zincifères; sa présence, à raison de 0,002 dans une dissolution renfermant 0,02 de zinc, n'exerce aucune influence sensible sur la précipitation électrique de ce métal.

Le cuivre, l'argent, le cadmium, l'arsenic et l'antimoine provoquent, au contraire, la formation de zinc spongieux. En ce qui concerne le premier de ces métaux, Nahnsen a constaté que sa présence, en proportions variant entre 0,003 et 0,006 de la teneur de l'électrolyte en zinc, suffisait pour provoquer la précipitation du zinc sous la forme spongieuse. Mylius et Fromm ont observé le même phénomène avec une dissolution de sulfate de zinc à 10 0/0, additionnée de 0,00004 d'arsenic sous la forme d'arsénite d'ammoniaque.

Le cuivre et l'argent se rencontrent rarement dans les zincs bruts; il en est autrement du cadmium, de l'arsenic et de l'antimoine.

Ces deux derniers corps, l'arsenic surtout, peuvent, il est vrai, être séparés assez facilement de la dissolution, si celle-ci contient du fer en proportion suffisante; il suffit de peroxyder ce dernier métal soit par une injection d'air dans le bain, soit par une addition d'hypochlorite de chaux, et de le précipiter ensuite en ajoutant du carbonate de chaux. L'hydrate de peroxyde de fer entraîne avec lui les petites quantités d'arsenic ou d'antimoine contenues dans le bain. On peut employer pour le même usage le chromate et le carbonate de soude si le fer est en faible proportion.

Ces divers procédés n'éliminent pas le cadmium; il est probable que l'emploi du zinc en poussières, proposé par Nahnsen, ne serait pas plus efficace à cet effet.

Pour obtenir du zinc extra pur, il est préférable de recourir à une redistillation. La perte en métal, dans cette opération, ne doit pas dépasser 4 0/0 du poids brut; or la refonte en lingots du zinc préparé par voie électrique donnerait un déchet sensiblement égal. D'autre part, en tenant compte de la faible consommation de combustible, du peu d'altération des creusets et de la facilité du travail dans le cas d'une redistillation, on est amené à évaluer à 40 francs par tonne, au maximum, les frais d'une pareille opération. On manque de données sur les frais du raffinage électrolytique du zinc; mais on peut affirmer qu'ils seraient supérieurs à ceux du raffinage électrolytique du cuivre; or ces derniers sont, aux États-Unis, de 75 à 80 francs par tonne, en comptant la tonne de houille à 10 francs (E. D. Peters, *Modern copper smelting*, 1895, p. 581). La question paraît définitivement tranchée par le rapprochement de ces chiffres, si l'on doit se servir de houille pour développer la force motrice.

Elle ne le serait pas au contraire, si l'on disposait d'une puissance hydraulique peu coûteuse. C'est dans ces conditions que fonctionne, paraît-il, l'usine Aaron Hirsch, à Ilsenburg (Harz); on traite dans cette usine des zincs plombeux en employant comme électrolyte l'acétate de plomb dans des conditions tenues secrètes (Schnabel, *Handbuch der Metallhüttenkunde*, t. II, p. 232).

Électrolyse des alliages argentifères. — La question de l'électrolyse des alliages de zinc-plomb-argent, produits intermédiaires de la désar-

©BIU Santé

gentation du plomb d'œuvre, pourrait présenter un certain intérêt. Le traitement de ces alliages par les méthodes actuellement en usage est difficile et coûteux; les frais élevés qu'entraîne l'électrolyse ne seraient donc pas un obstacle absolu à son emploi en cette circonstance.

Le procédé Rösing (*Preuss. Zeitschr.*, 1886, p. 91) a été appliqué pendant un certain temps à Friedrichshütte (Haute Silésie). Pour tourner la difficulté que présente le moulage de l'alliage ternaire en plaques régulières, on pulvérisait cet alliage et on l'étalait au fond d'une cuve, sur une plaque de plomb servant à distribuer le courant; à une certaine hauteur au-dessus de l'anode ainsi constituée se trouvait la cathode, formée d'une feuille de zinc posée sur un certain nombre d'appuis isolants. L'électrolyte était une solution de sulfate de zinc. Plusieurs cuves préparées de cette manière étaient superposées les unes aux autres, de manière à permettre un écoulement lent du liquide à travers toute la série.

Le grand défaut du procédé était la lenteur de la pénétration de l'action électrolytique dans l'intérieur des grains d'alliage ternaire. Le dépôt cessait bientôt de se produire sur la cathode; il fallait enlever des cuves le résidu partiellement inattaqué, le sécher, le liquater pour éliminer la croûte superficielle des grains, formée presque exclusivement de plomb argentifère, puis recommencer l'électrolyse. Le zinc obtenu était à la fois plombeux et argentifère; on le faisait rentrer dans le cours des opérations de désargentation. Ces complications expliquent l'abandon du procédé Rösing.

Le procédé Rössler-Edelmann, caractérisé par l'addition d'une faible proportion d'aluminium au zinc employé pour la désargentation du plomb, fournit un alliage relativement peu plombeux et beaucoup plus facile à mouler en plaques que l'alliage ternaire ordinaire. On l'a traité électrolytiquement à Hoboken, à Lautenthal, et on le fait encore aujourd'hui à Friedrichshütte.

A Hoboken, on employait comme cathodes des plaques circulaires de zinc laminé, calées sur un même arbre et tournant lentement de manière à provoquer une certaine agitation dans le bain. Une moitié de leur surface était constamment en dehors de l'électrolyte qui était une solution de chlorure de zinc et de magnésium de densité comprise entre 1,27 et 2,2 (Schnabel, *Handbuch der Metallhüttenkunde*, p. 234). Les boues qui se disposaient au fond de la cuve tenaient 12 0/0 de plomb et 75 0/0 d'argent. Le zinc obtenu contenait seulement 0,0002 à 0,0006 d'impuretés, à savoir 0,00002 d'argent, 0,0005 de plomb, 0,0002 de cuivre, et 0,0001 de fer, au maximum.

Le procédé Rössler-Edelmann ne paraît avoir donné de résultats avantageux, au point de vue économique, ni à Hoboken, ni à Lauthenthal; ces deux usines ont renoncé à son emploi pour revenir à la distillation.

Raffinage électrolytique en solution alcaline. — Les solutions alcalines peuvent dissoudre une certaine proportion de zinc et servir d'électrolyte pour le raffinage du zinc brut. Un brevet, pris en France, le 9 août 1884, par MM. Michaud et de Hennezel indique une teneur de 3 à 8 0/0 de potasse comme celle qui convient la mieux pour la transformation du

©BIU Santé

vieux zinc en zinc d'art par voie électrolytique. Il ne semble pas avoir été appliqué industriellement.

On n'a pas de données précises sur les résultats que donnerait le procédé Lindemann (brevet allemand, nº 81.640) fondé sur la mise en suspension dans l'électrolyte d'une petite quantité de sulfure de zinc, obtenu lui-même en faisant passer de l'hydrogène sulfuré à travers une solution neutre de sulfate de zinc pur, ayant une densité de 37 à 38° Baumé.

Ce procédé a évidemment pour objet de précipiter les métaux étrangers à l'état de sulfures; mais son efficacité est bien incertaine en ce qui concerne le cadmium, l'arsenic ou l'antimoine.

L'étude des conditions pratiques dans lesquelles peut s'effectuer le raffinage électrolytique du zinc fait ressortir en somme combien cette opération est délicate. En dehors des difficultés inhérentes au réglage des conditions physiques du travail, difficultés qui dérivent de la grande oxydabilité du métal, il faut tenir compte de celles attribuables à l'altération de l'électrolyte par les corps contenus dans le zinc brut à épurer. Parmi ces corps le fer et le plomb seraient les moins nuisibles; le premier s'accumulerait en assez forte proportion dans le bain avant d'exercer une influence sensible; le second tomberait au fond des cuves sous forme de boues sulfatées. Mais le cadmium, l'arsenic et l'antimoine se transporteraient avec le zinc ou du moins troubleraient le dépôt régulier du métal; leur séparation par voie chimique serait d'ailleurs fort difficile puisque la dissolution de l'anode introduirait constamment de nouvelles impuretés dans l'électrolyte.

Le raffinage électrolytique du zinc ne s'est guère répandu; la seule opération industrielle que l'on puisse en rapprocher est la galvanisation électrique, pratiquée assez rarement, d'ailleurs. Une de ces principales applications est la précipation d'une couche de zinc sur la face interne de tubes de chaudières, spécialement de tubes de chaudières-marines. S. Cowper Coles, qui s'est spécialement occupé de la question, recommande d'employer une solution tenant par litre 220 grammes de sulfate de zinc et 1gr,25 d'acide sulfurique libre. Cette dissolution doit être tenue en circulation continue en se servant à cet effet de cuves superposées; on a recours à l'emploi d'air comprimé pour relever le liquide d'une cuve à l'autre (*The Mineral Industry*, 1900, t. IX, p. 184).

EXTRACTION ÉLECTROLYTIQUE DU ZINC DE SES MINERAIS

Électrolyse directe. — Le raffinage électrolytique du zinc brut, ne constituerait qu'une opération annexe de la production du zinc par réduction et distillation. L'extraction directe du zinc de ces minerais transformerait, au contraire, d'une manière radicale les conditions de production du métal. Elle présente à la fois les difficultés générales du raffinage électrolytique et certaines difficultés spéciales qui dépendent de la nature des minerais traités.

©BIU Santé

Ces minerais peuvent se diviser en trois catégories :

1° Les blendes, faiblement conductrices de l'électricité et cédant assez difficilement leur zinc aux divers agents chimiques qu'on peut employer industriellement;

2° Les calamines carbonatées ou hydratées, facilement attaquables par les agents chimiques usuels, mais non conductrices de l'électricité ;

3° Le silicate de zinc, anhydre ou hydraté, la zincite, la franklinite, peu ou point attaquables par voie humide en même temps que dépourvus de conductibilité.

Le traitement des minerais de cette dernière catégorie par voie électrolytique serait fort difficile et présenterait d'ailleurs peu d'intérêt pratique ; il n'a jamais été étudié sérieusement. Pour les deux autres catégories, il convient d'abord d'examiner si l'on peut recourir à un traitement direct, sans dissolution préalable, en mettant, par un artifice quelconque, le minerai sous la forme d'une anode soluble et en électrolysant cette anode ou une dissolution zincifère convenablement choisie.

Cette solution n'est évidemment pas applicable aux calamines, à cause de leur défaut de conductibilité ; elle le serait peut être aux blendes, bien que le coefficient de conductibilité de ces minerais soit relativement faible (Kiliani, *B. u. H. Ztg*, 1883, p. 237).

Luckow, dans son brevet allemand du 20 avril 1880, avait proposé de placer la blende, mélangée de fragments de carbone, dans des caisses à parois perforées ou dans des paniers entourant une anode insoluble et d'employer comme électrolyte une dissolution de chlorure de sodium, moyennement concentrée et légèrement acide. Ce procédé n'a pas été expérimenté ; il semble d'ailleurs avoir peu de chances de succès.

A une date un peu postérieure, MM. Blas et Miest ont breveté (brevet français du 28 juillet 1881) une formule un peu différente consistant à pulvériser la blende, à la mouler en plaques sous l'action simultanée d'une pression de 100 atmosphères et d'une température de 600 degrés, enfin à électrolyser dans une dissolution de sulfate, de chlorure ou d'azotate de zinc les anodes ainsi obtenues. Ils prétendaient économiser ainsi plus de la moitié de la force motrice nécessaire pour obtenir électriquement, avec des anodes insolubles, la précipitation du zinc préalablement dissous. En effet, la réaction développée se serait traduite finalement par une décomposition de la blende en soufre et en zinc, le premier corps restant isolé, à l'état très divisé, et le second étant transporté par le courant sur la cathode ; le sulfate de zinc contenu dans l'électrolyte aurait servi simplement d'intermédiaire pour ce transport. Or la chaleur de formation d'un équivalent de blende, en partant de ses éléments, est de 21.000 calories environ, tandis que celle du sulfate de zinc est de 53.000. Avec le procédé Blas et Miest, la consommation de force motrice aurait donc été de 40 0/0 seulement de celle nécessaire avec l'emploi d'anodes insolubles ; ses auteurs calculaient qu'il suffirait de développer 3,5 chevaux pour obtenir 1 kilogramme de zinc à l'heure (Blas et Miest, *Essai d'application de l'électrolyte*, 1882).

Il convient de rappeler que le principe de l'électrolyse directe de la blende agglomérée par compression, avec de petits fragments de charbon, se trouvait déjà dans le brevet de Luckow cité précédemment.

©BIU Santé

En pratique, le procédé a complètement échoué. Les anodes moulées par compression se désagrégeaient rapidement ; le soufre isolé entre les grains de blende opposait bientôt une résistance énorme au passage du courant et obligeait à arrêter le travail. Rapprochés du résultat négatif obtenu avec le procédé Marchese pour l'électrolyse des mattes cuivreuses, ces faits sont de nature à faire renoncer à toute tentative de traitement direct de la blende par voie électrique.

Électrolyse après dissolution préalable du zinc. — Cette formule est celle qui a fait l'objet des études de la plupart des inventeurs ; elle comporte un grand nombre de variantes qu'on peut classer :

1° Suivant la nature de l'électrolyte employé (sulfate, sulfite, chlorure, acétate et autres sels de zinc) ; ammoniaque et carbonate d'ammoniaque ; solutions alcalines ;

2° Suivant les procédés employés pour faire passer le zinc du minerai dans l'électrolyte ;

3° Suivant la nature des anodes employées (insolubles, ou bien solubles, mais composées d'un métal autre que le zinc).

La nature de l'électrolyte employé doit être l'élément fondamental de la classification ; mais le mode de dissolution du zinc contenu dans les minerais peut donner lieu à quelques observations générales, quel que soit l'électrolyte employé.

Il convient de faire abstraction des minéraux zincifères qui sont pratiquement inattaquables par voie humide (zincite, willémite, franklinite). On n'a donc à s'occuper que des calamines carbonatées, cédant facilement leur zinc à un grand nombre de dissolvants et des blendes, beaucoup plus difficiles à attaquer.

Le traitement électrolytique des calamines à faible teneur présenterait un intérêt considérable, mais ces calamines pauvres ont ordinairement une gangue calcaire, circonstance fort gênante pour le traitement par les acides. Il faudrait, en effet, que l'acide employé saturât la chaux avant d'exercer son action sur le carbonate et l'hydroxyde de zinc.

L'ammoniaque et le carbonate d'ammoniaque ou les solutions alcalines employés comme dissolvants, ne présenteraient pas le même inconvénient ; mais ces réactifs sont assez coûteux et leur récupération est souvent incomplète.

La blende crue ne serait pas attaquée sensiblement par les réactifs alcalins ; elle le serait assez lentement par des agents plus énergiques, tels que l'acide sulfurique ou l'acide chlorhydrique. Un grillage préalable, aussi complet que possible, s'impose donc en pratique.

Siemens et Halske (brevet allemand, n° 42.243) ont, il est vrai, proposé de supprimer le grillage ou du moins de le conduire très rapidement, et de suppléer à son insuffisance éventuelle en faisant réagir sur la matière grillée une dissolution de sulfate de peroxyde de fer :

$$ZnS + 3SO^3,Fe^2O^3 = SO^3,ZnO + 2\,(SO^3,FeO) + S.$$

La solution ainsi obtenue circulerait dans une série de bains diaphragmés, où elle céderait d'abord son zinc au contact des cathodes, puis se réoxyderait en

©BIU Santé

passant sur les anodes de manière à régénérer le peroxyde de fer servant à attaquer la blende. La peroxydation du sel ferreux aurait pour effet de diminuer l'énergie nécessaire pour opérer la précipitation du zinc. Ce procédé n'a pas réussi ; l'attaque de la blende était très lente, et la présence d'une grande quantité de fer dans l'électrolyte constituait une gêne considérable pour l'obtention d'un dépôt pur et régulier sur la cathode.

Étant donné que les frais inhérents au grillage de la blende ne peuvent être évités, il est rationnel de chercher à conduire cette opération de manière à rendre soluble sous forme de sulfate la plus forte proportion possible de zinc. Les résultats obtenus à cet égard dépendent beaucoup de la composition de la blende traitée ; lorsque celle-ci est presque pure, le grillage ne donne qu'une proportion très faible de sulfate, quelques précautions que l'on prenne pour l'opérer à basse température; les blendes pyriteuses se sulfatisent un peu plus facilement, bien que dans une proportion encore assez restreinte (Voy. p. 156). Il est donc indispensable, pour obtenir la dissolution complète de l'oxyde de zinc formé, de lessiver la blende grillée avec un liquide contenant une assez forte quantité d'acide sulfurique, cet acide pouvant d'ailleurs être fabriqué avec les gaz de l'opération elle-même.

L'attaque de la blende grillée s'effectuerait assez facilement par l'action de l'acide chlorhydrique; mais il en serait autrement si l'on voulait dissoudre l'oxyde de zinc dans une solution d'acide sulfureux, ou d'un acide organique, ou encore dans des liqueurs alcalines ou ammoniacales. La réaction de ces diverses substances sur de l'oxyde de zinc préalablement chauffé à haute température serait lente et incomplète.

Tous les modes de dissolution du zinc, appliqués soit à des blendes grillées, soit à des calamines, crues ou calcinées, donnent lieu à une perte assez sensible, par suite soit d'une dissolution incomplète, soit d'un lavage imparfait des résidus. Cette perte peut être évaluée à plusieurs centièmes de la teneur du minerai.

Électrolyse du sulfate de zinc acide. — La plupart des procédés ayant pour objet l'extraction du zinc par voie électrolytique utilisent l'acide sulfurique comme dissolvant ; l'intensité des réactions de cet acide et la facilité de sa production lui assurent certe, pour cet emploi, une supériorité accentuée par l'avantage de ne pas donner, à l'anode, de dégagements gazeux incommodes, comme le font les solutions chlorhydriques.

Le premier brevet relatif à l'électrolyse de zinc en liqueur sulfurique ou chlorhydrique, est celui de Luckow, pris en Allemagne le 20 avril 1880 (n° 14.256). Comme le fait remarquer très justement M. Dürre (*Ziele und Grenzen der Elektro-Metallurgie*, 1896, p. 218), ce brevet revendiquait la plupart des combinaisons qui peuvent être utilisées pour l'application de l'électrolyse à la métallurgie du zinc, notamment :

1° En ce qui concerne les anodes, l'emploi soit de carbone seulement, soit d'un mélange de fragments de carbone et de minerai, ce mélange étant renfermé dans un récipient à parois perforées. Le minerai traité peut être de la blende, si la solution est chlorhydrique ; d'après l'inventeur, en effet, le chlore dégagé

©BIU Santé

à l'anode attaquerait rapidement la blende, mais cette affirmation ne semble pas avoir été confirmée par l'expérience ;

2° En ce qui concerne la préparation de l'électrolyte, l'emploi de l'acide sulfurique, de l'acide chlorhydrique, d'autres acides, ou même du chlore pour amener le zinc à l'état de dissolution ; l'indication d'une proportion de 20 à 30 0/0 de zinc dans l'électrolyte, celui-ci étant neutre ou faiblement acide, comme étant celle qui permet le mieux d'éviter, soit l'irrégularité de la précipitation en liqueur trop étendue, soit l'état grenu du dépôt, état qui se manifeste souvent en liqueurs trop concentrées ;

3° En ce qui concerne les dispositions générales des appareils, des dimensions de 1 mètre à 1m,20 de haut, 1 mètre de large et 3 à 4 mètres de long pour les cuves, les électrodes devant y être alternées et espacées de 0m,25 les unes des autres. Des cadres couverts de toile entouraient les cathodes de manière à recueillir le zinc grenu que l'on obtenait fréquemment au début des essais.

Le procédé Luckow a échoué au point de vue industriel.

Celui de M. Léon Létrange, breveté en France le 21 juin 1881, n'a pas donné de meilleurs résultats. Ce procédé consistait à griller la blende, en la transformant en sulfate aussi complètement que possible, à compléter la sulfatation en faisant couler de l'eau chargée d'acide sulfureux sur la blende exposée en même temps à l'action de l'air, à traiter ensuite cette blende (ou un autre minerai de zinc), dans des cuves AA (fig. 268) par le liquide chargé d'acide sulfurique

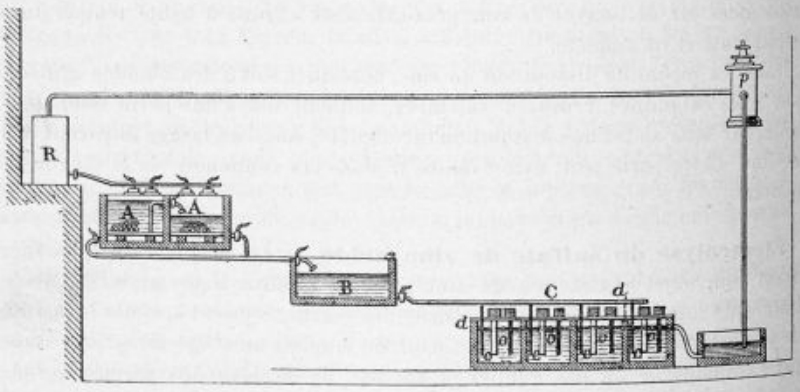


Fig. 268. — Installation Létrange.

libre qui sort des cuves d'électrolyse, à laisser ensuite la solution se clarifier dans de grands bassins B, puis à la diriger dans les bacs d'électrolyse C.

Chacun de ces bacs formait un circuit spécial pour le renouvellement de l'électrolyte ; il était muni d'un faux fond au-dessous duquel pénétrait la solution sulfatée, amenée par une canalisation *dd* ; l'évacuation du liquide appauvri en zinc, mais chargé d'acide libre, s'effectuait par les orifices supérieurs *o*, *o*, *o*, *o*. Les anodes étaient en carbone, les cathodes en laiton ou en zinc. Quand le dépôt de zinc avait atteint une épaisseur de 0m,004 à 0m,005 sur les cathodes, on l'en détachait.

©BIU Santé

Les liqueurs acides, évacuées par les orifices *o*, étaient aspirées par une pompe *p* et renvoyées à un réservoir, d'où elles rentraient dans la circulation tant qu'elles n'étaient pas trop riches en fer. Pour éliminer ce métal, fourni en abondance par la blende, l'inventeur proposait de faire intervenir des calamines calcaires comme agent précipitant; néanmoins le zinc obtenu par son procédé, à l'usine de Saint-Denis, a toujours été ferrugineux.

Le procédé Létrange a fonctionné à Saint-Denis, d'une manière plus ou moins intermittente, pendant une période d'une douzaine d'années; il n'a jamais réalisé les prévisions favorables auxquelles il avait donné lieu à l'origine (Chansselle, *Bull. Soc. Ind. Min.*, 1881, p. 581). D'après des indications d'origine authentique, le prix de revient du zinc produit était d'environ 20 francs par kilogramme. Il n'est pas surprenant que des essais aussi coûteux aient été arrêtés définitivement un peu avant la fermeture de l'usine de Saint-Denis, survenue en 1895.

Certains inventeurs ont proposé d'ajouter au sulfate de zinc, pour la préparation de l'électrolyte, des sulfates alcalins ou même des sulfates terreux; de pareilles additions figurent notamment dans les brevets Herrmann (brevet allemand, n° 24.682, du 24 avril 1883), et Nahnsen (brevets allemands, des 20 juin 1890 et 22 décembre 1891; brevets français des 25 janvier et 11 février 1892). Nahnsen indique comme dosage à adopter une proportion de 45 à 90 grammes de sulfate de zinc cristallisé et de 150 à 300 grammes d'un sulfate alcalin, par litre de dissolution. Son procédé a été expérimenté pendant une longue période à l'usine de Lipine (Haute-Silésie); les résultats obtenus n'ont jamais été publiés complètement (Schnabel, *Handbuch der Metallhuttenkunde*, p. 224). La formule expérimentée à Lipine consistait à griller la blende, à l'attaquer au moyen de la solution acide provenant des bacs d'électrolyste, à éliminer les impuretés par une addition de poussières de zinc et à renvoyer ensuite aux bacs l'électrolyte purifié. L'élimination complète du fer peut être obtenue, sans emploi de zinc à l'état de poussières, par une simple lixiviation méthodique du minerai; l'oxyde de zinc en excès, contenu dans celui-ci peut en effet empêcher la dissolution du sesquioxyde de fer. Le zinc métallique n'interviendrait, tant qu'il en reste une partie indissoute, que pour précipiter les métaux moins oxydables, tels que le plomb, le cuivre, etc.

On obtiendrait des dépôts ayant jusqu'à $0^m,02$ d'épaisseur, tenant 99,9 0/0 de zinc et perdant 4 0/0 de leur poids à la refonte. Il ne semble pas que ce procédé, expérimenté en grand à Lipine, y ait pris une forme réellement définitive au point de vue industriel.

Le procédé Lindemann, déjà mentionné à l'occasion du raffinage électrolytique, est caractérisé par la mise en suspension d'une certaine quantité de sulfure de zinc dans l'électrolyte, celui-ci étant formé de sulfate du même métal. Quand l'anode est insoluble, elle est faite en plomb laminé; ce métal s'attaque lentement en se transformant en peroxyde; et perd ainsi sa conductibilité, qu'on peut lui rendre par un nettoyage. Les premières cathodes sont également en plomb; mais on leur substitue ensuite des feuilles de zinc obtenues par précipitation électrolytique, dont on a eu soin de bien rogner les bords. Si l'intervalle est de $0^m,10$ entre électrodes, la tension nécessaire est de 3 à 4 volts. Avec une intensité de 108 ampères au mètre carré, on obtint d'abord un

©BIU Santé

dépôt régulier; mais la consistance du dépôt s'altéra peu à peu à mesure que la proportion d'acide libre augmentait, et la précipitation cessa finalement quand cette proportion eut atteint 55 à 60 grammes d'acide monohydraté par litre.

Ce procédé n'a jamais été appliqué en grand.

La transformation superficielle du plomb en bioxyde de plomb a été utilisée dans le brevet Coehn (brevet allemand, n° 79.237,—1893) pour la préparation d'éléments d'accumulateurs; il est douteux qu'une pareille combinaison puisse donner des résultats avantageux.

Le brevet Cassel et Giellin (brevet allemand n° 67.303, du 18 août 1892) introduit dans l'électrolyse du sel de zinc une combinaison qu'on n'y avait pas utilisée antérieurement, semble-t-il, l'emploi d'une anode soluble, en fer par exemple, plongeant dans une solution de sulfate de même métal. La cathode, en zinc, plonge dans un bain de sulfate de zinc; les deux dissolutions sont séparées par un diaphragme poreux. Le passage du courant provoque le dépôt du zinc sur la cathode et la dissolution du métal de l'anode à l'état de sulfate; la force électromotrice nécessaire est donc celle qui correspond à la différence entre les chaleurs de formation du sulfate de zinc et du sulfate de fer, par exemple. Mais l'économie ainsi réalisée sur l'énergie nécessaire est compensée par la nécessité de fournir constamment de nouvelles quantités d'acide pour dissoudre le zinc des minerais; le sulfate de fer est un produit de valeur insignifiante; enfin le fer de l'anode peut se transporter à la cathode en proportion notable si le diaphragme est trop poreux. La valeur technique et économique du procédé reste donc douteuse.

M. Tossizza (brevet français, n° 308.513, du 26 février 1901) a appliqué le principe de l'anode soluble dans des conditions un peu différentes. Après avoir amené le zinc à l'état de sulfate, en attaquant par SO^2, en présence de l'eau et de l'oxygène, les minerais préalablement grillés, il électrolyse la solution avec une anode en cuivre. Dans ces conditions, la force électromotrice nécessaire serait théoriquement de 1,08 volt, différence entre les valeurs nécessaires pour la décomposition du sulfate de zinc (2,29 volt) et pour celle du sulfate de cuivre (1,21 volt). En pratique, elle est de 1,35 volt, valeur un peu inférieure à celle qui provoque la décomposition de l'eau (1,49 volt). Mais si, par ce procédé, on évite le dégagement d'hydrogène, on risque de faire précipiter du cuivre sur la cathode. Pour éviter cet inconvénient, non seulement on interpose une cloison poreuse entre les électrodes, mais encore on renouvelle rapidement la solution zincifère au voisinage de cette cloison, de manière à entraîner immédiatement les molécules cuivreuses qui auraient pu la traverser.

Électrolyse du sulfate de zinc basique. — L'électrolyse des sels basiques de zinc donne un rendement plus élevé que celle des sels neutres, aussi bien avec l'anode insoluble qu'avec l'anode soluble. Les avantages que peut présenter l'addition d'oxyde de zinc à l'électrolyte dans l'un et l'autre cas ont été indiqués, il y a longtemps déjà, par Letelié (brevet français, n° 150.564, du 14 août 1882; certificat d'addition du 16 décembre 1882). Le brevet original revendiquait la formule suivante : production de chlorure de zinc par l'action de

©BIU Santé

l'acide chlorhydrique sur les minerais, grillés préalablement, s'il y avait lieu; concentration de la solution, par lessivage méthodique, jusqu'à une densité de 18 à 25 degrés Beaumé; précipitation d'une partie de cette solution par un lait de chaux ou par une solution d'alcalis caustiques; lavage par décantation, introduction d'une partie de l'oxyde de zinc, ainsi préparé, dans la masse principale de la solution, de manière à précipiter les autres oxydes; emploi de la solution purifiée comme électrolyte, avec introduction continue de nouvelles quantités d'oxyde de zinc.

D'après l'auteur, le chlore dégagé sur l'anode insoluble attaquerait l'oxyde de zinc, probablement en formant des chlorures et des hypochlorites.

Dans un deuxième certificat d'addition, en date du 23 août 1883, l'inventeur a étendu l'application de l'addition d'oxyde de zinc au cas de l'électrolyse du sulfate, de l'azotate et des autres sels de ce métal; il a en outre revendiqué spécialement l'emploi de l'anode soluble.

Le procédé Letelié n'a jamais été appliqué et ne semble pas pouvoir l'être avantageusement. Il a cependant été repris par Pfleger qui a pris, aux États-Unis, le 18 avril 1893, un brevet presque identique, sans aboutir davantage à un résultat réellement industriel.

Électrolyse du sulfite de zinc. — Le sulfite de zinc, s'il était possible de l'employer pratiquement comme électrolyte, aurait l'avantage d'exiger pour sa décomposition une force électromotrice moindre que le sulfate et de n'exercer aucune action oxydante sur les anodes, puisque son dédoublement donnerait simplement du zinc et de l'acide sulfurique. Ce sont ces avantages qui ont déterminé Kosmann et Lange à breveter l'emploi de ce sel (brevet allemand, n° 57.761, du 24 mai 1890); d'après eux, la consommation d'énergie, par kilogramme de zinc produit, serait seulement de 3 chevaux-heure, correspondant à 3 kilogrammes de houille, si l'on employait une bonne machine motrice. Le chiffre est encore assez élevé; il est d'ailleurs fort douteux que l'application du procédé soit effectivement possible. La dissolution de l'oxyde de zinc par l'action d'eau chargée d'acide sulfureux s'effectue difficilement. Le sulfite neutre du zinc, une fois produit, ne se dissout dans l'eau qu'en présence d'un excès d'acide sulfureux; il s'oxyde très facilement en présence de l'air et se transforme en sulfate. L'utilisation de ce sel pour l'électrolyse présente donc de grandes difficultés pratiques qui ne paraissent pas avoir été surmontées effectivement.

La question a fait récemment l'objet de nouvelles recherches de la part de M. Tossizza qui aurait, d'après son brevet du 22 février 1901, réussi à électrolyser le sulfite de zinc sous une tension de 1,6 volt seulement. Ce chiffre est encore supérieur à celui de 1,49 volts, correspondant à la décomposition de l'eau. On a vu que M. Tossizza a cherché dans l'emploi de l'anode soluble, une solution différente du problème de l'électro-métallurgie du zinc.

Électrolyse de sels de zinc à acides organiques. — L'emploi d'acides organiques, tels que l'acide acétique ou l'acide lactique, pour dissoudre le zinc et le précipiter ensuite électrolytiquement a été proposé par Watt (brevet anglais, n° 6.294, de l'année 1887); il faciliterait évidemment l'ob-

©BIU Santé

tention d'un dépôt métallique bien compact, mais la valeur commerciale de ces acides organiques, destinés à être détruits par oxydation au cours de l'électrolyse, est trop élevée pour qu'on puisse songer à recourir couramment à leur emploi. Il pourrait en être autrement si l'oxydation provoquait la formation d'un produit, ayant une valeur égale ou supérieure à celle de l'acide organique primitivement employé. Cette conception ingénieuse, indiquée par Borchers (*Elektrometallurgie*, 1896, p. 281), n'a reçu jusqu'ici aucune application.

Électrolyse du chlorure de zinc. — L'emploi du chlorure de zinc comme élément essentiel de l'électrolyte a fait l'objet d'un assez grand nombre d'études depuis le brevet déjà cité de Luckow (brevet allemand, n° 14.256, du 20 avril 1880). Ce brevet, tout en visant plus spécialement l'usage de liqueurs sulfatées, prévoyait celui de solutions chlorurées et indiquait les difficultés spéciales auxquelles leur emploi peut donner lieu.

Les dissolutions de chlorure de zinc présentent, au point de vue électrolytique, certains avantages par rapport à celles de sulfate ; elles peuvent être obtenues plus riches en zinc, plus denses et plus conductrices. Mais il faut tenir compte de ce que le corps isolé à l'anode, au cours de leur électrolyse, n'est plus de l'acide sulfurique, soluble en proportion quelconque dans le bain liquide et sans tension de vapeur appréciable ; c'est du chlore, produit qui est fort gênant pour le personnel si on n'annexe pas aux cuves d'électrolyse un système spécial d'appareils permettant de le recueillir et de l'utiliser. Pour éviter les inconvénients ayant le dégagement de ce gaz pour origine, Luckow n'avait trouvé d'autre moyen qu'une ventilation aspirante convenablement organisée. La production d'hypochlorites ou de chlorates serait certainement plus avantageuse et plus rationnelle.

L'emploi d'une anode soluble, indiqué précédemment, éviterait évidemment le dégagement du chlore, tout en diminuant la force électromotrice nécessaire, mais il ne permet guère d'obtenir un produit ayant quelque valeur commerciale. Il n'est donc pas à recommander.

L'addition d'acide oxalique à l'électrolyte, indiquée depuis longtemps par Classen au point de vue analytique et brevetée par Pertsch en 1892, serait également beaucoup trop dispendieuse, puisque l'acide oxalique est complètement détruit dans ces conditions.

Un des points délicats de l'emploi du chlorure de zinc dans l'électrolyse est la production économique du chlorure lui-même.

L'acide chlorhydrique est d'un prix relativement élevé ; on a donc été amené à substituer à son action celle de chlorures divers, ou diverses variantes du grillage chlorurant, ou des combinaisons assez diverses dont quelques-unes ont été étudiées précédemment.

Après le brevet Luckow, le premier en date de ceux ayant pour objet l'électrolyse du chlorure de zinc est le brevet Lambotte-Doucet (brevet français, n° 143.397, du 14 juin 1881). Il prévoyait l'attaque des blendes grillées, par l'acide chlorhydrique, la peroxydation du fer par le chlore qui se dégagerait au cours de l'électrolyse, effectuée au moyen d'anodes formées de peroxyde de manganèse, a précipitation du peroxyde de fer par de l'oxyde de zinc, et enfin la préci-

©BIU Santé

pitation électrolytique dans des bacs en cascade, où l'on injectait de l'air.

Ce procédé a été appliqué au Bleyberg-ès-Montzen, avec quelques variantes (*B. u. H. Ztg.*, 1883, p. 367). La séparation du fer s'effectuait, dans ces expériences, par une addition d'hypochlorite de chaux ; les anodes étaient en graphite et on ne recueillait pas le chlore dégagé. La consommation de force motrice était de 9 chevaux-heure par kilogramme de zinc. Le procédé a été abandonné après deux années d'essais sans résultat.

Heinzerling (*Dinglers Polyt. J.*, t. 288, p. 263) a proposé d'utiliser, comme agent de chloruration, le chlorure de magnésium, en solution de densité de 1,26 à 1,29 ; après avoir ajouté cette solution au minerai, dans une proportion variant entre 7 à 14 fois le poids de celui-ci, suivant sa teneur en zinc, on chauffe le mélange, de préférence en vases clos et sous une pression de 2 à 3 atmosphères, afin d'éviter une dissociation partielle du chlorure de magnésium. Il se forme du chlorure de zinc et de l'oxychlorure de magnésium que l'on ramène à l'état de chlorure par une addition d'acide chlorhydrique. L'intervention du chlorure de magnésium ne servirait donc en somme qu'à éviter ou à atténuer l'attaque des gangues, qui risquerait d'être fort active si l'on employait directement l'acide chlorhydrique. L'électrolyse de la solution se ferait avec une densité de courant de 200 ampères au mètre carré ; une fois le zinc séparé, le liquide serait employé à attaquer une nouvelle quantité de minerai. Ce procédé paraît n'avoir jamais été appliqué.

Il en est autrement du procédé Ashcroft, imaginé spécialement en vue de traiter les mélanges complexes de blende et galène argentifères de la mine de Broken Hill et récemment installé à Newcastle (New Southwales). Ce procédé utilise comme agent chlorurant le perchlorure de fer, employé en solution très étendue, dont la teneur est seulement 5 à 6 grammes de fer par litre ; le poids de fer qui intervient doit être double environ de celui du zinc dissous, alors que le rapport théorique serait de 1,72. On arrive à dissoudre environ les deux tiers du zinc contenu dans le minerai.

La dissolution circule, par gravité, dans une série de bacs disposés en tension, les électrodes étant en dérivation dans chaque bac. Les bacs formant les deux premiers tiers de la série reçoivent des anodes en fer, les autres, des anodes en carbone ; le protochlorure de fer provenant de l'attaque des premières anodes est amené à l'état de perchlorure par l'action du chlore dégagé dans les derniers bacs. Pour éviter, dans les premiers bacs, un transport partiel du fer des anodes, on emploie des diaphragmes en toile et on maintient le minerai du bain à un niveau plus élevé du côté des cathodes. Le liquide passe d'abord dans les compartiments, où se trouvent les anodes en fer, puis dans ceux munis d'anodes en carbone. Il sort incomplètement épuisé en zinc ; on l'utilise à nouveau pour opérer la dissolution, concurremment avec le chlorure de fer produit aux anodes solubles.

La densité de courant est de 50 ampères au mètre carré ; la force électromotrice par élément, de 1,1 volt avec les anodes en fer et de 2,7 volts avec les anodes en carbone. Le travail nécessaire pour précipiter 1 kilogramme de zinc serait, dit-on, de 2,5 chevaux-heure, et exigerait une consommation de 3 kilogrammes de houille (Schnabel, *Handbuch der Metallhüttenkunde*, p. 231).

©BIU Santé

Toutes réserves faites sur l'exactitude des chiffres ci-dessus, on peut affirmer que la perte en zinc sera relativement élevée dans le procédé Ashcroft.

Abstraction faite de la fraction de cette perte, assez importante d'ailleurs, attribuable à un épuisement incomplet de la blende, le volume constamment croissant des solutions de perchlorure de fer qui sortent du traitement obligera à éliminer une partie de ces solutions qui contiennent du zinc en proportion très notable. D'autre part, le procédé Ashcroft nécessite évidemment un matériel fort encombrant; sa conduite exige des soins minutieux. Il est donc fort difficile de prévoir quels pourront être les résultats de son application en grand pendant une période un peu longue.

Un certain nombre d'usines allemandes, notamment celles de Führfurt sur la Lahn, de Weidenau (Siegen) et de Hamberg sur le Rhin ont essayé d'appliquer le grillage chlorurant, suivi d'électrolyse, à l'extraction du zinc de pyrites blendeuses préalablement grillées. Avec de pareilles matières, tenant de 7 à 11 0/0 de zinc, un seul grillage chlorurant ne permettrait d'obtenir qu'une extraction incomplète, alors même qu'on l'effectuerait avec addition de pyrite crue. Pour arriver à un résultat satisfaisant, il faut faire succéder à un premier grillage chlorurant, suivi de lixiviation, un deuxième, après addition de pyrite. Dans ces conditions, on volatilise 2 à 3,5 0/0 de zinc sous forme de chlorure; mais on peut en assurer la récupération par l'emploi de tours de condensation (Stahl, *B. u. H. Ztg.*, 1894, p. 1). La solution, débarrassée du fer qu'elle peut contenir, est traitée par électrolyse avec anodes insolubles; le chlore dégagé est entraîné dans des chambres où il est employé à la fabrication de chlorure de chaux. On n'a pas de données bien précises sur les résultats économiques obtenus par ce procédé (Schnabel, *Handbuch der Metallhüttenkunde*, t. II, p. 230).

Électrolyse de l'oxychlorure de zinc. — Cette formule avait été brevetée le 14 août 1882 par Letelié (brevet français, n° 150.564); elle serait avantageuse au point de vue de la consommation d'énergie par kilogramme de zinc produit; mais son application présenterait quelques difficultés pratiques, surtout en ce qui concerne la production de l'oxyde de zinc destiné à la préparation de l'oxychlorure.

Électrolyse de solutions zinco-ammoniacales. — La dissolution de l'oxyde de zinc dans un liquide chargé d'ammoniaque ou mieux de carbonate d'ammoniaque s'effectue facilement si cet oxyde n'a pas été trop fortement chauffé au préalable. Schnabel a montré que le dosage le plus avantageux correspondait à 7 0/0 d'ammoniaque, et à une proportion égale d'acide carbonique. Une solution préparée dans ces conditions exige, pour être électrolysée, une force électromotrice beaucoup plus élevée que celle nécessaire avec les solutions acides. La formule consistant à électrolyser le zinc en liqueur ammoniacale, revendiquée par Kiliani, le 11 mars 1884 (brevet allemand, n° 29.900) et le 19 août 1884 (brevet allemand, n° 32.864), ne présente donc qu'un intérêt secondaire; il en est de même de celle fondée sur l'emploi de solutions alcalines qui figurait dans les mêmes brevets.

Électrolyse de solutions zinco-alcalines d'oxyde de zinc. — Les

©BIU Santé

liqueurs alcalines présentent en effet, pour l'électrolyse du zinc, les mêmes inconvénients que les liqueurs ammoniacales, cherté relative des réactifs employés, dissolution de l'oxyde de zinc plus difficile à obtenir qu'avec les acides, dépense de travail plus considérable pour l'électrolyse, etc. Néanmoins divers inventeurs ont cherché à l'utiliser, en recourant à des combinaisons qui n'ont en général rien de bien pratique.

Squire et Currie (brevet anglais du 27 septembre 1886) ont proposé d'employer des anodes en mercure et de distiller ensuite l'amalgame produit. Burghardt (brevet allemand, n° 49.682, du 22 mai 1889) a imaginé de chauffer de la blende bien grillée avec de la soude caustique ; une partie du produit servirait à constituer l'électrolyte ; le reste serait utilisé pour maintenir celui-ci à un degré constant de saturation. A cet effet on l'introduirait dans un sac d'amiante, entourant l'anode, celle-ci étant formée d'une plaque de fer qui s'oxyderait sans se dissoudre

Höpfner (brevet allemand, n° 62.946) a eu recours à l'emploi d'un diaphragme interposé entre une solution alcaline d'oxyde de zinc, où plonge la cathode, et une solution d'un chlorure alcalin, où plonge l'anode ; on obtiendrait ainsi, d'un côté du zinc, de l'autre du chlore que l'on recueillerait ou que l'on transformerait en chlorate par addition d'une terre alcaline dans le bain placé du côté de l'anode.

Il est bien difficile de trouver, pour constituer le diaphragme, une matière qui puisse résister dans de pareilles conditions.

Électrolyse du chlorure de zinc fondu. — La seule formule d'électrolyse par voie sèche, qui ait été proposée pour l'extraction du zinc, est celle du chlorure de zinc, indiquée par Borchers (*Électro-Métallurgie*, p. 293) et étudiée par lui d'une manière assez complète pour présenter un réel intérêt.

Le chlorure de zinc anhydre, tenu à l'état de fusion par l'action d'une source extérieure de chaleur, doit être électrolysé au moyen d'anodes en carbone et de cathodes en zinc, sous une tension de 3 à 4 volts et avec une densité de courant très élevée, atteignant 1.000 à 2.000 ampères par mètre carré de cathode. Le chlore dégagé sert à la production d'hypochlorites ou de chlorates.

L'appareil proposé par Borchers est une cuve tronconique en plomb (fig. 269) chauffée extérieurement par l'intermédiaire d'un bain de sable. Au dessus se trouve un couvercle en plomb, traversé par un certain nombre d'anodes cylindriques en carbone, avec anneaux isolants, et percé de deux orifices, l'un, au milieu, servant à assurer le dégagement du chlore qu'un tuyau dirige vers des chambres de réaction, l'autre, près du bord, tenu ordinairement fermé par un bouchon que l'on enlève pour l'introduction du chlorure de zinc au cours du travail. Le récipient présente sur son pourtour une rainure dans laquelle plonge le bord du couvercle ; au moment de la mise en train, le chlorure de plomb fondu doit déborder dans cette rainure, qui forme alors joint hydraulique. Autour de la rainure s'en trouve une deuxième où l'on fait circuler un courant d'eau d'une manière continue une fois le couvercle mis en place ; le refroidissement développé par ce courant provoque la solidification du chlorure de zinc contenu dans

©BIU Santé

la première rainure et rend ainsi le joint parfaitement étanche. Une fois ce résultat obtenu on fait passer le courant; le zinc se dépose sur des lames de zinc qui sont appliquées sur la paroi interne de la cuve; de temps en temps on introduit du chlorure de zinc de manière à maintenir le niveau du bain sensiblement constant. Pour enlever le zinc déposé, on arrête un instant le courant d'eau extérieur; le chlorure de zinc solidifié dans la rainure se liquéfie et il devient possible de soulever le couvercle.

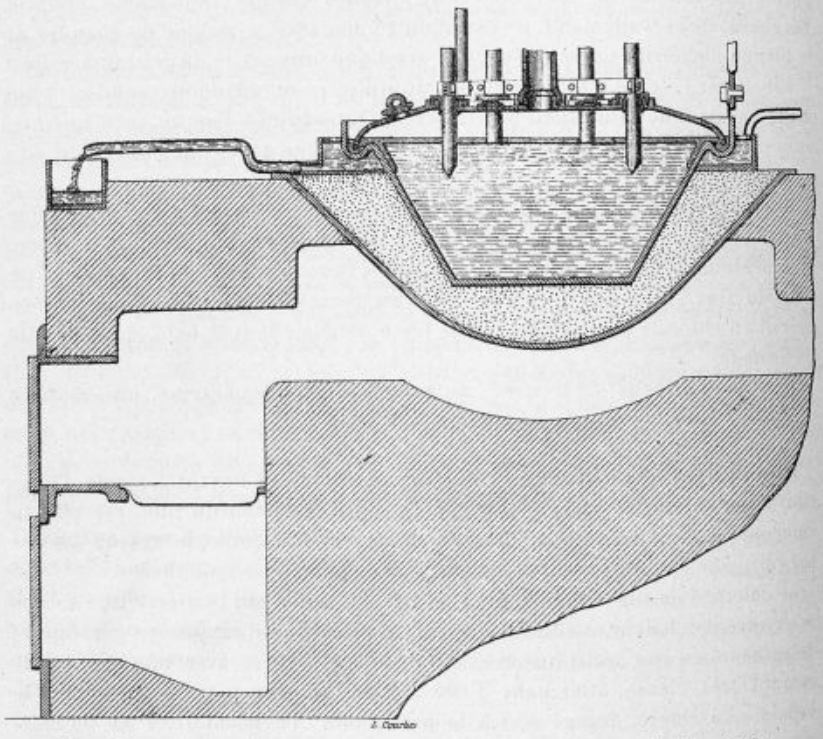


FIG. 269. — Appareil Borchers pour l'électrolyse du chlorure de zinc fondu.

D'après M. Borchers, son appareil aurait l'avantage d'être relativement peu volumineux pour une production donnée, parce qu'il comporte l'emploi de courants dont la densité à la cathode est bien supérieure à celle admise dans la pratique de l'électrolyse par voie humide. Dans cette dernière opération, on ne peut guère dépasser la densité de 500 ampères par mètre carré sans exagérer le voltage outre mesure.

La réalité de ces avantages ne pourrait être vérifiée que par une expérimentation prolongée. Or il est à craindre que le fonctionnement régulier de l'appareil ne rencontre beaucoup d'obstacles. La cuve en plomb, dans laquelle on opère, risque d'être percée s'il se produit accidentellement une élévation sensible de température. D'autre part, la volatilisation du chlorure de zinc et sa condensation dans le tube servant à assurer le dégagement du chlore pourraient

©BIU Santé

donner lieu à quelques difficultés, mais celles-ci seraient d'ailleurs d'ordre secondaire, d'après les observations publiées à l'occasion du procédé Swinburne-Ashcroft (page 743).

L'électrolyse du chlorure de zinc forme, comme on l'a vu, la dernière partie de ce procédé. Elle se décompose en deux phases, dont la première, absorbant 10 0/0 seulement du travail électrique total, sert à éliminer les impuretés (fer, plomb), que peut retenir le chlorure.

L'électrolyse du chlorure purifié s'effectue dans une cuve cylindrique de $1^m,80$ de diamètre, en tôle, revêtue intérieurement de bonnes briques réfractaires sur une épaisseur de $0^m,45$. Dans le fond de la cuve, on insère une forte pièce en acier, refroidie par une circulation d'air qui est assurée au moyen de cinq tubes en cuivre, servant en même temps de conducteurs pour le courant. L'anode est formée de 120 tiges en charbon, de $0^m,058$ de diamètre, qui sont suspendues à une plaque de fonte revêtue par dessous d'un enduit spécial ; ces tiges plongent de $0^m,15$ environ dans le chlorure de zinc maintenu en fusion par le dégagement de chaleur du passage du courant. La température du bain varie entre 425 et 525°.

Une cuve du type décrit ci-dessus produit une tonne de zinc par semaine avec un courant de 3.000 à 4.000 ampères, sous une tension de 4 volts à $4^v,5$. Ce dernier chiffre est presque double du chiffre théorique ($2^v,2$) ; l'utilisation effective de l'énergie électrique n'a été, dans l'ensemble, que de 40 0/0 dans les essais effectués, bien que le rendement en poids, calculé sur le nombre d'ampères débités, fût de 95 0/0. M. Ashcroft a pu abaisser l'intensité du courant à 2.500 ampères, en prenant soin de mieux envelopper la cuve, afin d'atténuer les pertes de chaleur ; la chute de voltage s'est réduite, dans ces conditions, à $3^v,5$. Il admet qu'avec des cuves de très grandes dimensions on pourrait abaisser cette chute à 3 volts, et obtenir un rendement net de 60 0/0, y compris la perte d'énergie correspondant à l'épuration préliminaire du chlorure.

La coulée du zinc liquide se fait en enlevant un bouchon en carbone fermant un orifice ménagé au fond de la cuve ; le métal est très pur si le fer, le plomb, etc., ont été éliminés complètement dans la première opération. Le chlorure fondu est introduit dans la cuve au moyen d'une poche manœuvrée par une grue.

La cuve est fermée par un couvercle muni de trous par lesquels passent les électrodes ; dans chacun de ces trous est engagé un tube en terre réfractaire qui plonge dans le bain, de manière à recueillir le chlore. Ce gaz est aspiré par un petit ventilateur revêtu d'ébonite ; il passe à travers une tour remplie de fragments de chlorure de zinc, s'y dessèche et est ensuite liquéfié par compression, pour retourner au convertisseur où se fait l'attaque des minerais blendeux.

L'électrolyse du chlorure de zinc est facilitée par des additions de chlorures de sodium, de calcium, etc. Ces sels augmentent la conductibilité du bain ; ils ne se décomposent pas, d'ailleurs, tant qu'il reste du chlorure de zinc.

Le travail est facile et peu coûteux ; le revêtement en briques n'est pas attaqué sensiblement ; les anodes en carbone ne le sont pas davantage, quand le chlorure de zinc est bien pur. Leur durée atteint facilement six mois.

Le traitement d'un mélange de chlorure de zinc, de plomb et d'argent, effec-

©BIU Santé

tué dans des conditions analogues à celles décrites par M. Borchers, a été breveté par Lorenz (brevet français, n° 243.885, du 24 décembre 1894, et *Zeitschr. für Electrochemie*, 1895-1896, p. 318); les trois métaux contenus se précipitent successivement lorsqu'on fait intervenir une force électromotrice croissante. Les indications contenues à ce sujet dans le brevet Swinburne-Ashcroft n'ont donc rien de nouveau; mais la formule est évidemment plus facile à appliquer, quand son emploi a pour unique objet l'épuration de l'électrolyte, que lorsqu'il doit permettre de séparer une proportion importante de plomb ou d'argent associée au zinc dans le mélange des chlorures.

Résumé. — La liste des procédés divers qui ont été proposés en vue de réaliser la production ou la purification du zinc par voie électrolytique est déjà bien longue; elle ne fournit malheureusement aucune indication précise sur la voie à suivre et laisse même une impression générale d'un caractère plutôt décourageant.

Non seulement l'élévation des dépenses et les difficultés du travail ont fait renoncer à l'application de la plupart des procédés expérimentés, mais encore la pratique a montré que le zinc obtenu, quoique très pur, était inférieur comme qualité aux bonnes marques actuelles, obtenues par distillation. Les chiffres suivants, extraits de l'ouvrage de W. R. Ingalls (*The Metallurgy of zinc*, p. 575), en donnent la preuve.

MODE DE PRODUCTION DU MÉTAL	ZINC	PLOMB	FER	CUIVRE	ARGENT
	—	—	—	—	—
Procédé Nahsen, Silesiahütte, (Lipine).....	99,93	0,060	0,010	—	—
Procédé Rössler, Edelmann (désargentation du plomb).....	99,945	0,034	0,001	0,011	traces
Procédé Ashcroft, Cockle Creek (New South Wales)	99,230	0,350	0,230	0,070	—
Procédé Hœpfner, Winnington (Angleterre).....	99,93	—	—	—	—
	99,98	—	—	—	—
Usine de Duisburg (Région rhénane).....	99,98	0,020	—	—	—

FABRICATION DU BLANC DE ZINC

Généralités. — Le blanc de zinc est un produit industriel important qui s'obtient par deux méthodes bien différentes. La méthode européenne consiste à brûler du zinc métallique chauffé jusqu'à ébullition; celle usitée aux États-Unis est fondée sur une réduction du minerai de zinc opérée dans un four soufflé et suivie d'une oxydation immédiate des vapeurs de zinc ainsi obtenues.

La deuxième formule est en corrélation intime avec les procédés de réduction directe. Ces procédés n'ont abouti à aucun résultat en ce qui concerne la production du zinc métallique, mais les observations faites au cours des essais infructueux auxquels ils ont donné lieu ont indiqué la possibilité d'appliquer cette formule à la fabrication de l'oxyde de zinc. C'est ainsi que s'est constitué, aux États-Unis, un procédé métallurgique spécial, dont l'étude se rattache intimement à celle des procédés servant à obtenir le métal lui-même.

©BIU Santé

FABRICATION DU BLANC DE ZINC PAR COMBUSTION DU MÉTAL

Le procédé de fabrication par combustion (procédé Leclaire ou de la Vieille-Montagne) est une opération fort simple en elle-même et qui a subi peu de modifications depuis son origine. Nous nous bornerons à en résumer les traits principaux.

La matière première était primitivement le zinc en lingots; on s'assujettissait même à employer exclusivement un métal aussi pur que possible afin d'éviter la présence de composés plombeux dans le blanc de zinc. La Société de la Vieille-Montagne, par exemple, lorsqu'elle créa la fabrication du blanc de zinc par combustion, ne se servait que de zinc fabriqué avec les minerais de Moresnet, parce que ceux-ci étaient sensiblement exempts de plomb.

Peu à peu on renonça à l'emploi d'une matière première aussi coûteuse; on substitua au zinc pur de vieux zincs ou même des résidus ferrugineux des ateliers de galvanisation, désignés improprement sous le nom de *mattes*.

La volatilisation du zinc s'effectue dans des cornues aplaties, ayant ordinairement une section intérieure de $0^m,40$ sur $0^m,15$ avec une longueur de $1^m,10$. Ces cornues sont posées à plat, avec une légère inclinaison vers l'intérieur du four; le bord inférieur de leur gueule présente une certaine saillie, destinée à augmenter la quantité de zinc qui peut s'emmagasiner à leur intérieur.

En Silésie, elles sont posées directement sur une sole, au milieu de laquelle se trouve un foyer allongé; en Belgique, on les dispose en trois rangées superposées, supportées du côté extérieur par des taques réfractaires, du côté intérieur par des arceaux, construits également en matériaux réfractaires, exactement comme dans les fours rhénans.

Devant la paroi extérieure du laboratoire, où débouchent les cornues, il existe une deuxième paroi, percée d'orifices ménagés en face de chaque gueule de cornue. Chacun de ces orifices est fermé par une grande porte en tôle, assez large pour permettre d'effectuer le chargement de la cornue, et présentant en son milieu un orifice, par lequel s'effectuent les opérations courantes de chargement et de décrassage. Pendant la période de combustion, cet orifice est fermé par une petite porte en tôle.

L'intervalle entre les deux parois sert de chambre de combustion; il était alimenté d'air froid à l'origine, et l'est maintenant d'air préalablement chauffé par son passage à travers des foyers à coke installés au-dessous du sol d'usine.

L'oxyde de zinc obtenu par combustion est aspiré, avec un excès d'air, par une sorte de hotte conique en tôle et dirigé d'abord dans un système de conduits en tôle, formant une série de siphons juxtaposés, où se précipitent les parties les plus grossières. Les parties fines qui n'ont pas été retenues dans cette canalisation vont se déposer dans de grandes chambres, dont les parois sont constituées par des toiles tendues sur des châssis. La capacité de ces chambres est de 480 mètres cubes par cornue, celle-ci produisant 400 kilogrammes d'oxyde de zinc par jour. Les gaz filtrent à travers les toiles, et l'oxyde de zinc se précipite sur le sol des chambres, formé d'un système de trémies

©BIU Santé

juxtaposées. Il se réunit dans des manches en toiles adaptées au fond des trémies; de temps à autre on le fait tomber dans des tonneaux. On le purifie par lévigation, on le sèche et on le livre au commerce soit à l'état sec, soit broyé à l'huile.

Le seul perfectionnement apporté à ce procédé, depuis son origine, est l'installation de foyers à coke au-dessous de l'orifice des cornues. Il consiste à brûler les vapeurs de zinc, non plus avec de l'air froid, mais avec de l'air porté à température élevée et contenant une forte proportion d'acide carbonique. Dans ces conditions, la combustion des vapeurs de zinc est assez complète pour qu'il ne reste aucune trace de zinc métallique; les petites quantités d'oxyde de plomb qui peuvent passer dans le produit sont transformées en carbonate, produit aussi blanc que l'oxyde de zinc lui-même. Le résultat de cette modification de la formule initiale a été une amélioration incontestable de la qualité du produit.

Les consommations directes au four de combustion, par tonne de produit, seraient, dit-on, de 400 kilogrammes de combustible et une demi-journée de main-d'œuvre; ces chiffres semblent un peu faibles. Ils ne représentent d'ailleurs, en ce qui concerne la main-d'œuvre, qu'une fraction du total, car la préparation du produit pour la vente exige un personnel important. Dans une usine de l'est de l'Europe, produisant environ 2.000 tonnes par an, les frais par tonne de blanc étaient les suivants, il y a quelques années :

	Francs
Combustible	12.79
Main-d'œuvre	5,09
Produits réfractaires	2,47
Chaudières et machines	2,50
Entretien des bâtiments	6,61
Divers	2,26
Frais généraux	12,41
	44.13
Emballage	21.41
TOTAL	65,54

Dans l'ouest de l'Europe, les frais correspondants sont notablement plus élevés à cause de la cherté plus grande du combustible et de la main-d'œuvre.

FABRICATION DU BLANC PAR TRAITEMENT DIRECT DES MINERAIS

La fabrication directe du blanc de zinc a été créée aux États-Unis, à peu près à l'époque où la fabrication par combustion du métal se développait en Europe, c'est-à-dire vers le milieu du XIX[e] siècle.

Les premiers essais entrepris dans cette voie eurent pour auteur le D[r] Fowler, qui cherchait à utiliser les minerais mixtes (zincite, willémite et franklinite) du New-Jersey, qu'il avait découverts en 1820. Ces minerais contenaient une proportion trop élevée de fer et de manganèse pour qu'on pût les traiter sans

©BIU Santé

préparation préalable, par réduction en creusets ou en moufles. On ne savait pas, à cette époque, séparer mécaniquement les divers éléments du mélange. Le traitement au four à cuve semblait tout indiqué : le Dr Fowler l'expérimenta en 1846, c'est-à-dire à une date précédant de peu celle des premiers brevets pris en France par Rochaz. On n'a guère de détails sur les résultats obtenus par le Dr Fowler ; on sait seulement que le produit recueilli dans les chambres de condensation fut, comme dans tous les essais analogues, un mélange pulvérulent de zinc et d'oxyde de zinc.

Au lieu de chercher, comme les inventeurs européens, à réduire autant que possible la proportion de ce dernier corps, il s'orienta immédiatement vers la solution opposée, la transformation complète du métal en oxyde, en vue de produire régulièrement du blanc de zinc de bonne qualité. Ses premiers essais échouèrent; ceux entrepris, dans la même voie, vers 1850, par la New-Jersey Zinc Company, à Newark, donnèrent de meilleurs résultats, sans aboutir cependant à un succès complet.

Le problème fut résolu en 1853, par Samuel Wetherill, à l'usine de South Bethlehem (Pensylvanie), appartenant à la Lehigh Zinc Company. Cette usine avait été fondée six ans auparavant pour traiter par la méthode belge les calamines de la mine de Friedensville. Elle n'avait obtenu que de mauvais résultats, parce que les creusets qu'elle employait ne résistaient pas à l'action corrosive des minerais. Tout en persistant dans ses essais de production du métal, elle régularisa le fonctionnement du procédé S. Wetherill, qui trouva immédiatement dans les usines du New Jersey un milieu particulièrement favorable à son développement. Avec cette méthode de traitement, le fer et le manganèse contenus dans les minerais riches en franklinite cessèrent de constituer une difficulté sérieuse; ils purent même être utilisés pour la fabrication de fontes spéciales.

Les usines de Newark (New Jersey Zinc Co) et de Bergen Point (Passaïc Zinc Co) adoptèrent presque immédiatement le procédé Wetherill. La diffusion de ce procédé dans le centre et l'ouest des États-Unis fut beaucoup plus lente parce que les minerais de l'ouest, très abondants et à haute teneur, sont généralement trop plombeux pour donner du blanc de première qualité.

La production du blanc de zinc aux États-Unis, obtenue exclusivement par le procédé direct, a augmenté constamment depuis l'origine; elle a atteint le chiffre de 46.929 tonnes en 1902.

En Europe, au contraire, la fabrication directe n'a jamais eu une bien grande importance. L'usine d'Ougrée a été la première à la pratiquer; elle y a renoncé aujourd'hui. Le procédé Wetherill est actuellement en activité à Maestricht (Pays-Bas) et à Noyelles-Godault (Pas-de-Calais); la production de cette deuxième usine est peu considérable et passablement intermittente.

Principes du procédé Wetherill. — La fabrication du blanc de zinc par ce procédé peut se décomposer en trois phases :

1° Réduction et volatilisation du zinc, à haute température ;

2° Réoxydation du métal à l'état de vapeur, à une température un peu moins élevée ;

©BIU Santé

3° Refroidissement des gaz et condensation de l'oxyde de zinc.

Les deux premières phases ne comportent pas de délimitation bien nette. L'appareil servant à réaliser la première est une grille soufflée, de grande surface et recouverte d'une couche assez mince de minerai mélangé de charbon maigre ou d'anthracite. Cette grille est recouverte d'une voûte réfractaire. Le travail est intermittent; il s'effectue par périodes de 4 à 6 heures. La deuxième phase se développe principalement à l'intérieur du four même où la volatilisation a été obtenue, dans l'espace restant libre au-dessus de la couche de matière en traitement. Certaines dispositions d'appareils, comportant l'évacuation des gaz par un collecteur à parois réfractaires, lui permettent d'atteindre sa limite avant que la température ne se soit abaissée au-dessous du rouge. Dans d'autres installations, au contraire, les gaz pénètrent immédiatement, à leur sortie des fours, dans des tuyaux en tôle où ils se refroidissent rapidement et où, par suite, les réactions s'arrêtent presque immédiatement.

Les dispositions adoptées en vue d'assurer le refroidissement définitif du mélange gazeux et la précipitation de l'oxyde de zinc varient notablement d'une usine à l'autre.

Dispositions du four de volatilisation. — L'appareil qui conviendrait le mieux, semble-t-il, pour assurer la volatilisation complète du zinc serait le four à cuve. Mais cet appareil aurait le double inconvénient de produire des gaz riches en oxyde de carbone, qui gèneraient la réoxydation complète du métal, et de provoquer la précipitation d'une partie importante de l'oxyde de zinc sur les parois voisines du gueulard, sous la forme de cadmies. A ces difficultés venait se joindre, dans le cas des minerais du New Jersey, celle inhérente à la formation éventuelle de loups ferreux dans l'ouvrage ou dans le creuset.

Si l'on opère sur une charge de faible épaisseur, composée de grenailles de minerai et de combustible intimement mélangées, étalée sur une grille et traversée par un courant d'air très actif, on peut volatiliser le zinc presque aussi complètement que dans l'ouvrage d'un four à cuve et obtenir immédiatement la réoxydation du zinc volatilisé, cette réoxydation s'opérant sous l'action soit de l'acide carbonique produit, soit de l'oxygène en excès.

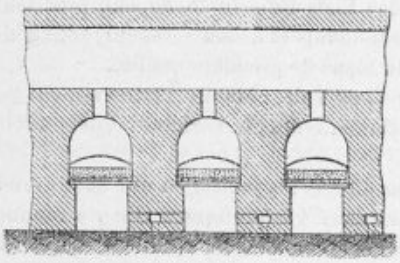


Fig. 270. — Four Wetherill.
Coupe transversale.

Le four employé (*fig.* 270 et 271) a la forme d'une galerie voûtée, à parois réfractaires et munie d'une grille horizontale vers le milieu de sa hauteur. Cette grille est un des éléments caractéristiques du procédé Wetherill; elle est formée de plaques de fonte épaisses de 0m,025 à 0m,038 et percées de trous coniques dont le diamètre supérieur varie entre 0m,0063 et 0m,010, le diamètre inférieur étant uniformément de 0m,025. Le nombre de ces trous est ordinairement de 100 par pied carré, soit de 1.075 environ au mètre carré. La section de passage

©BIU Santé

du vent varierait donc, suivant le diamètre des trous, entre 0,023 et 0,087 de la surface de grille.

Les plaques élémentaires constituant la grille ont, aux États-Unis, 1m,50 de longueur et 0m,15 de largeur; leur grande dimension est orientée comme celle du four lui-même et elles sont soutenues par 16 barres de fer transversales.

En Europe, on préfère ordinairement employer de gros barreaux de fer carré, presque jointifs et soutenus par des barres transversales comme les plaques Wetherill. Ce mode de construction est plus résistant aux températures élevées, mais il n'assure pas d'une manière aussi satisfaisante la régularité de la répartition du vent.

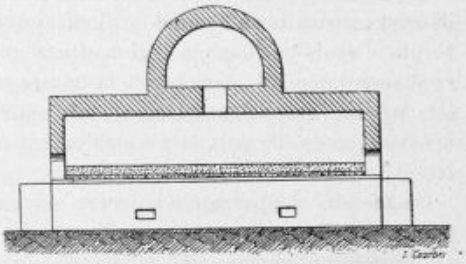


Fig. 271. — Four Wetherill.
Coupe longitudinale.

La galerie voûtée constituant le four est divisée par la grille en deux parties, l'une inférieure formant le cendrier, l'autre supérieure constituant le laboratoire. A l'origine, elle était fermée à une extrémité et munie à l'extrémité opposée d'une porte de travail; plus tard on a doublé la longueur de l'appareil en plaçant une porte à chaque extrémité. Il semble qu'on tende aujourd'hui à revenir à la disposition primitive. La largeur du four était de 0m,90 à l'origine; on a porté ce chiffre jusqu'à 1m,50, pour le ramener ensuite à 1m,20, valeur admise généralement aujourd'hui.

La longueur des fours à une seule porte était primitivement de 1m,05; dans le cas des fours à deux portes, elle était de 3 mètres. On l'a même porté à 4m,85, en élevant la largeur à 1m,50. Cet accroissement exagéré de dimensions a probablement donné de mauvais résultats, car on est revenu aujourd'hui aux cotes primitives.

La profondeur normale du cendrier est de 0m,50; on entretient parfois une couche d'eau sur sa sole. Cette manière de procéder, favorable à la conservation des grilles, ne l'est pas précisément à la bonne marche de l'opération; elle donne lieu à des dégagements de vapeur d'eau qui refroidissent l'allure et contrarient, par suite, l'appauvrissement des résidus.

Le cendrier est fermé par une porte en tôle que l'on ouvre seulement toutes les 24 heures pour enlever les résidus pulvérulents qui ont tamisé à travers la grille. On y insuffle du vent, sous une pression de 0m,05 à 0m,10 d'eau, par des ouvreaux ménagés dans les parois latérales; ces ouvreaux sont eux-mêmes en communication avec un canal voûté, que l'on installe ordinairement, dans les usines américaines, au-dessus du massif des fours et dans l'axe de ce massif.

Cette disposition, avantageuse à certains égards, est peu commode au point de vue de l'entretien; elle n'est pas à recommander, non plus que celle consistant à employer un seul canal pour distribuer le vent à deux fours voisins (Strecker, *B. u. H. Jahrb.*, 1879).

Il peut être utile, au contraire, de se réserver la faculté d'insuffler de l'air

©BIU Santé

au-dessus de la grille et de ménager à cet effet, dans les cloisons séparant les fours, un système de canaux munis de registres indépendants, et alimentant des ouvreaux placés à une certaine hauteur au-dessus de la surface normale des charges.

Un registre est installé sur chaque branchement du collecteur, de manière à permettre de régler à volonté le débit du vent dans chaque four.

La voûte est ordinairement en plein cintre; les naissances sont à une hauteur de 0m,30 au-dessus de la grille; la hauteur sous clé est donc de 0m,90.

Les murs séparant les divers fours d'un massif ont 0m,80 à 0m,90 d'épaisseur; ils sont construits en briques ordinaires avec un revêtement réfractaire d'une brique d'épaisseur dans la région située au-dessus de la grille. La durée de ce revêtement dépend beaucoup de la nature plus ou moins corrosive des résidus; elle atteint exceptionnellement huit années avec les minerais purs de Friedensville, mais elle doit être notablement moindre avec les minerais du New-Jersey.

Les massifs comprenaient autrefois un nombre considérable de fours juxtaposés, une vingtaine ou même davantage. L'expérience a montré que ce système avait pour conséquence une exagération dangereuse des poussées et une réduction de la durée des campagnes. Dans les installations faites récemment, les massifs ne comprennent pas plus de six fours par devanture, chiffre qui correspond à douze fours à une seule porte ou à six fours à deux portes.

Les portes ont souvent une largeur presque égale à celle du four lui-même; mais leur voûte est alors plus surbaissée, de manière à ce que la hauteur à la clef ne dépasse pas 0m,30. Elles sont fréquemment dépourvues de fermeture, mais munies, en avant du seuil et à son niveau, qui est celui même de la grille, d'une plaque de fonte horizontale faisant une saillie de 0m,50; sur cette plaque on accumule des résidus mouillés, en quantité suffisante pour fermer l'ouverture de la porte.

L'évacuation des gaz brûlés s'effectue, dans le cas des fours à une seule porte, par un ouvreau carré de 0m,30 de côté, dont la section est un vingtième de la surface de grille. Pour les fours à deux portes, on se contentait autrefois d'un ouvreau unique, dont on augmentait les dimensions en conséquence; on préfère aujourd'hui en employer deux, pour rendre le tirage plus régulier.

La capacité du laboratoire des fours Wetherill, entre la surface des charges et la voûte, est suffisante pour permettre une réoxydation déjà avancée des vapeurs de zinc; néanmoins, avec certains minerais, cette réoxydation reste incomplète si le refroidissement des gaz commence immédiatement après leur sortie par l'ouvreau ménagé dans la voûte.

On obtient alors un blanc plus ou moins grisâtre et contenant soit du zinc métallique, soit des particules de charbon. Un grillage à basse température peut bien atténuer cette coloration fâcheuse, mais il ne permet jamais d'obtenir de blanc de première qualité.

Dans les anciennes installations américaines, la réoxydation du zinc était complète parce que les gaz sortant des fours se réunissaient dans un collecteur en maçonnerie réfractaire, établi sur le massif. Ce collecteur avait une largeur intérieure de 1m,20 et une hauteur variant entre 0m,90 et 1m,80 suivant le nombre

©BIU Santé

de fours constituant les massifs; l'épaisseur de ses parois était d'une demi-brique. La température s'y maintenait au rouge vif et le refroidissement des gaz y était peu sensible.

Pour obtenir un résultat équivalent, on a employé, en Europe, une disposition différente consistant à établir, au-dessus de la voûte du four, deux autres voûtes en briques réfractaires laissant entre elles deux chambres que les gaz parcourent en serpentant. Dans le cas d'un four à deux portes, par exemple, les gaz sortent du laboratoire par deux ouvreaux placés au voisinage des portes, traversent la deuxième voûte par un ouvreau unique, ménagé en son milieu et sortent finalement par deux ouvreaux placés près des devantures du massif. Ils s'engagent alors dans des tuyaux en tôle, où leur température s'abaisse immédiatement.

Dans certaines usines des États-Unis, on fait passer directement les gaz du laboratoire du four dans un tuyau vertical en tôle qui les conduit à un gros collecteur cylindrique, également en tôle, placé à une certaine hauteur au-dessus de l'axe du massif (fig. 272). Cette disposition est simple, mais elle ne présente pas les mêmes garanties que l'ancienne au point de vue de la qualité du produit.

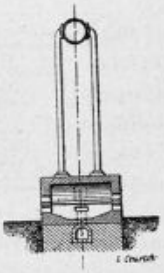


Fig. 272. — Four Wetherill avec collecteur en tôle.

En étudiant la conduite du travail, on constate que, pendant la première phase de celui-ci, les gaz dégagés ne contiennent pas de zinc et qu'il serait possible, par suite, de les faire dégager directement dans l'atmosphère, pour éviter de surchauffer inutilement les appareils de condensation. On a parfois ménagé à cet effet, dans la voûte du four, un ouvreau spécial muni d'un registre et surmonté d'une cheminée; on ouvrait le registre au commencement de la période d'allumage et on le fermait à la fin de cette période. On a généralement renoncé à cette disposition un peu compliquée.

Dans les installations récentes, les fours Wetherill sont surélevés au-dessus du sol d'usine de manière à permettre de projeter leurs résidus directement dans des trémies, d'où on les fait tomber dans des wagonnets.

On prend, d'autre part, la précaution d'assurer le soufflage par un ventilateur indépendant pour chaque massif de 12 fours à une seule porte. Il n'en résulte aucune complication pour le fonctionnement de l'usine, étant donné qu'on a recours à une transmission électrique pour commander les ventilateurs.

Types divers de fours de volatilisation. — On a essayé, sans beaucoup de succès, d'apporter certains perfectionnements au type de four créé par S. Wetherill.

Vers 1875, on faisait fonctionner (Wedding — *Eisenhüttenvesen in den Ver. Staaten*) à l'usine de Newark un four imaginé par M. Faber du Faur et caractérisé principalement par un réchauffage préalable des matières à traiter. Le compartiment du four où s'effectuait la volatilisation différait assez peu du type ordinaire, si ce n'est que les orifices des plaques de grille étaient rectangulaires au lieu d'être circulaires; de plus, on injectait directement du vent dans le laboratoire,

©BIU Santé

par des ouvreaux ménagés un peu au-dessus du niveau des charges. La différence principale consistait en ce qu'il existait, sur un des longs côtés de la grille, une sole d'une assez grande surface, séparée du four lui-même par un pont de faible hauteur. Le mélange de minerai et d'anthracite était projeté sur cette sole par une ouverture ménagée dans la voûte, puis étalé au râble; après l'avoir laissé s'échauffer pendant un temps suffisant, on le faisait passer sur la grille où la volatilisation du zinc s'effectuait. Il ne semble pas que le four Faber du Faur ait donné des résultats bien satisfaisants, car il a cessé depuis longtemps d'être en service.

Le principe en a été repris récemment par W. B. Middleton (brevet anglais,

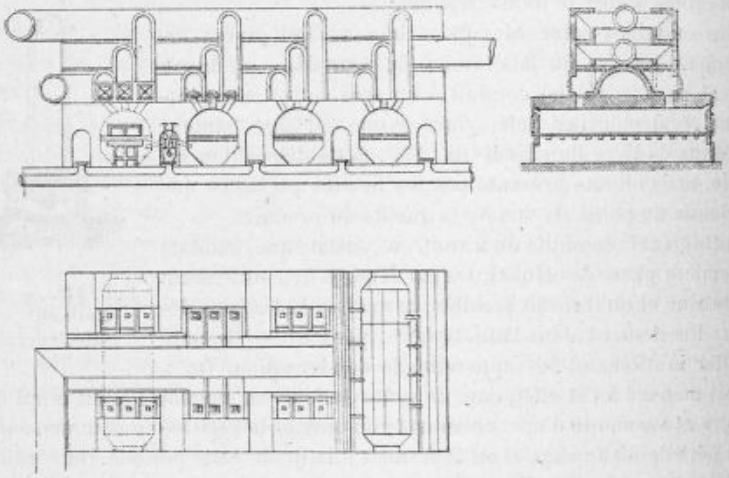


Fig. 273. — Four à blanc de zinc-Type Œschger, Mesdach et Cie.

n° 12.274, du 15 juin 1901), qui a porté à 0m,90 la profondeur du foyer et remplacé la grille Wetherill par une grille à barreaux tournants, de manière à faciliter l'évacuation des résidus dans le cendrier.

La Société Œschger, Mesdach et Cie avait pris, le 18 mars 1869, un brevet (brevet français, n° 84.859) en vue de récupérer la chaleur comportée par les gaz brûlés et d'utiliser cette chaleur à réchauffer le vent insufflé dans le cendrier; la récupération s'effectuait par circulation du vent dans des tubes en fonte placés dans le collecteur de sortie du gaz et dans des chambres en briques installées à la suite de ce collecteur. Le principe du brevet était rationnel, mais l'application en était difficile : les grilles n'étant plus refroidies par la circulation du vent froid devaient se détruire rapidement. C'est sans doute pour ce motif qu'un deuxième brevet pris le 4 avril 1870 par la même Société ne faisait plus mention de réchauffage du vent et décrivait un type de four qui reproduisait à peu près identiquement les dispositions du four Wetherill; la seule différence essentielle consistait dans l'emploi d'une double canalisation (fig. 273) pour l'évacuation du gaz au cours des deux périodes d'allumage et de réduction.

©BIU Santé

Appareils de refroidissement et de condensation. — L'expérience acquise aujourd'hui en matière de condensation de fumées ou de précipitation de poussières fines, d'une manière générale, permet d'affirmer que le refroidissement préalable est une condition indispensable à remplir si l'on veut obtenir un résultat satisfaisant. Tant que les gaz sont chauds, les poussières ne se précipitent que fort lentement; elles ne manifestent que faiblement cette adhérence aux parois solides, qui joue un rôle si important dans l'ensemble des phénomènes produisant la condensation.

D'autre part, l'emploi de manches en toile de coton ou en laine s'est généralisé dans les usines à blanc de zinc, pour arrêter les particules solides les plus fines qui constituent le blanc de première qualité. Cet emploi n'est possible que si les gaz ont été suffisamment refroidis.

La solution rationnelle du problème de la condensation des fumées d'oxyde de zinc serait donc analogue à celle qui est adoptée aujourd'hui dans la métallurgie du mercure. Elle consisterait à faire circuler les gaz dans des serpentins de faible section, destiné à assurer leur refroidissement, puis dans des chambres où se précipiteraient les éléments relativement lourds, enfin à faire filtrer ces gaz à travers des manches en toile. Il est assez rare que ce programme rationnel soit réalisé complètement. En Amérique, le refroidissement initial est fort négligé, et l'on dirige dans des chambres trop volumineuses des gaz insuffisamment refroidis. En Europe, au contraire, on a cherché plutôt à supprimer les chambres, solution qui est admissible à la rigueur, si le développement des siphons métalliques est suffisant.

L'installation de l'usine de South Bethlehem (*Lehigh Zinc Works*), qui a servi de type à la plupart de celles des États-Unis, comprend d'abord deux tours en maçonnerie (fig. 274). La première est relativement peu élevée et parcourue par les gaz dans le sens descendant; elle est mise en communication, vers sa base, avec une deuxième tour, de $7^m,50$ de diamètre intérieur et de 21 mètres de hauteur, à l'intérieur de laquelle les gaz remontent pour redescendre ensuite, par deux tuyaux en tôle de $1^m,80$ de diamètre, vers deux ventilateurs qui les refoulent dans deux grandes chambres rectangulaires. Ces chambres ont chacune 30 mètres de long, 6 mètres de large et 7 mètres environ de hauteur utile : leurs parois sont en maçonnerie. Les gaz en sortent par deux tuyaux en tôle de $1^m,80$ de diamètre qui les amènent aux manches de filtration.

En Europe, on remplace généralement cette installation par des siphons formés de tuyaux droits en tôle, de $0^m,40$ à $0^m,50$ de diamètre, assemblés à chaque coude, supérieur ou inférieur, dans une caisse rectangulaire en tôle. Chacune de ces caisses présente un orifice que l'on tient fermé, pendant la marche des fours, par un tampon serré par un étrier à vis; l'orifice supérieur permet d'effectuer le nettoyage des parois; l'orifice inférieur sert à assurer l'enlèvement du blanc grossier qui se dépose. On emploie généralement, pour chaque four, un système indépendant comprenant six branches, la première et la dernière étant verticales et les autres étant inclinées à 60° environ. Un clapet placé au haut de la première branche permet d'isoler à volonté chaque four des appareils de condensation.

Avec cette disposition, la circulation des gaz s'effectue uniquement sous

©BIU Santé

l'influence de l'excès de pression existant à l'intérieur des fours; dans le système américain, elle est facilitée par l'emploi d'un ventilateur aspirant intercalé au milieu des chambres de condensation. Ce dernier système a l'avantage de mettre la plus grande partie du circuit en dépression et d'éviter par suite les pertes dues à un refoulement des fumées vers l'extérieur. L'emploi de ventilateurs d'une puissance suffisante pourrait même permettre de supprimer le soufflage, et de simplifier ainsi le travail en facilitant le brassage des matières à l'intérieur du four.

Le seul inconvénient pouvant résulter de l'intercalation d'un ventilateur aspirant dans le circuit des appareils de condensation tiendrait à la précipita-

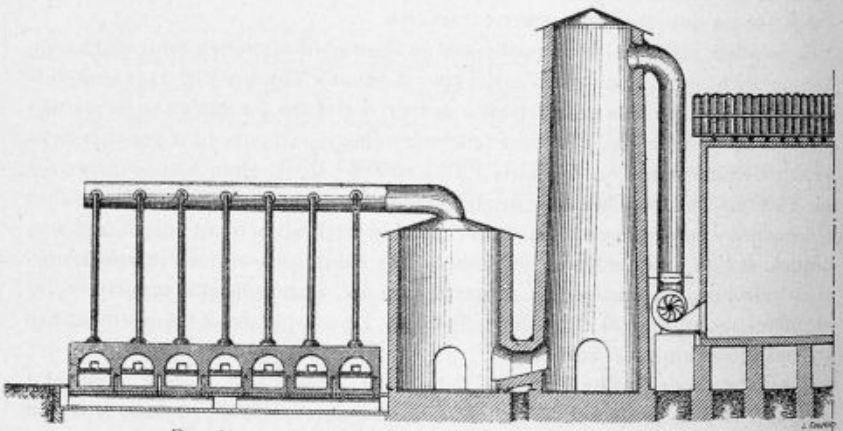


Fig. 274. — Installation Wetherill de South Bethlehem.

tion de poussières par l'effet de l'adhérence de celles-ci contre l'enveloppe extérieure du ventilateur. Le phénomène est peu accentué tant que la température des gaz est supérieure à 100°; il devient gênant dès que l'eau commence à se condenser et à provoquer l'agglomération des poussières. Or, bien qu'on ne consomme dans les fours Wetherill que du coke ou de l'anthracite, il existe toujours une certaine quantité de vapeur d'eau dans les gaz qui en sortent; cette vapeur se condense dans les manches de filtration, en quantités assez importantes pour qu'on soit obligé de sécher le blanc recueilli dans ces manches.

Pour éviter des difficultés de fonctionnement, on peut placer le ventilateur dans une région où la température soit un peu supérieure à 100° et le doubler d'un appareil de rechange, de manière à éviter tout arrêt du tirage pendant les périodes de nettoyage. On pourrait également placer le ventilateur dans une région moins chaude et y injecter de l'eau ; cette manière de procéder faciliterait la précipitation des poussières, mais elle obligerait à laisser déposer lentement, dans de vastes bassins, l'oxyde de zinc mis ainsi en suspension dans l'eau. D'autre part, on peut se demander si l'injection d'eau dans des gaz qui contiennent un peu d'acide sulfureux, en même temps qu'un excès d'oxygène, ne donnerait pas lieu à une formation d'acide sulfurique et par suite à une attaque

©BIU Santé

des parois du ventilateur. L'expérience acquise à cet égard dans le traitement des minerais sulfurés est de nature à donner quelques préoccupations ; la pratique seule pourrait trancher définitivement la question.

Les manches servant à la filtration ont ordinairement, aux États-Unis, la forme de cylindres de $0^m,60$ de diamètre et de 8 à 10 mètres de haut. En Europe, quand chaque four est muni d'un système de condensation distinct, on réduit souvent leur diamètre à $0^m,33$. Quelles que soient leurs proportions, leur surface totale doit être de 150 à 200 fois celle des grilles desservies.

Les manches sont ordinairement suspendues à un système de conduites en tôle placées à la partie supérieure d'une chambre fermée ; ce système se compose d'un gros tuyau central placé dans l'axe de la chambre et d'une série de branchements perpendiculaires, placés de part et d'autre du tuyau central. On donne souvent aux branchements un diamètre qui est une fois et demie celui des manches, celles-ci étant espacées d'axe en axe, de la même quantité. La conduite centrale doit avoir un diamètre au moins double de celui des branchements. L'extrémité inférieure des manches, en marche normale, est ficelée ou simplement repliée sur elle-même (fig. 274).

Dans le système Bartlett, les manches présentent une disposition inverse. Elles sont fermées à leur extrémité supérieure et suspendues à la charpente du bâtiment qui les abrite. Les gaz y pénètrent par le bas ; les poussières condensées tombent dans des trémies placées au-dessous de leur extrémité inférieure.

De temps en temps, on bat les parois en toile en circulant à cet effet sur des passerelles en bois espacées verticalement de 3 mètres environ, et on fait tomber dans des barils le blanc de zinc qui s'est réuni à la partie inférieure. Cette disposition paraît avoir été imaginée, il y a longtemps déjà, par Richard Jones (*Journal of the Franklin Inst.*, t. XXXVII, p. 277).

On fait ordinairement les manches en toile de coton grossière ; parfois on emploie à cet usage une étoffe de laine qui résiste plus longtemps, surtout quand les gaz à filtrer sont à température élevée ; dans ce cas, il est fort important d'éviter la production de plis, qui risquerait de provoquer des inflammations accidentelles.

Certaines usines des États-Unis, en vue d'éviter les accidents de ce genre, ont employé une toile métallique très serrée pour la confection de la partie supérieure des manches, sur $1^m,80$ de hauteur, par exemple. La filtration s'effectue d'une manière moins satisfaisante qu'à travers un tissu ordinaire ; il est préférable de refroidir les gaz plus complètement et d'éviter l'emploi de la toile métallique.

Il est nécessaire de ventiler convenablement le bâtiment servant à abriter les manches, sinon on s'exposerait à voir se produire des commencements d'asphyxie parmi les ouvriers occupés au battage des toiles.

Conduite du travail. — Le traitement d'une charge de minerai dure habituellement six heures en tout : on échelonne d'heure en heure le commencement des opérations sur un massif de six fours simples, de manière à régulariser le travail de l'ouvrier chargé de la surveillance du massif. On a quelquefois réduit la durée de l'opération à quatre heures en diminuant en

©BIU Santé

proportion l'importance de la charge traitée ; cette combinaison est peu usitée, parce qu'elle est moins commode au point de vue de l'organisation du travail.

Au début d'une opération, la grille vient d'être complètement nettoyée au râble ; les parois du four sont portées au rouge blanc, ou du moins au rouge très vif. On projette sur la grille une couche de combustible carbonisé ou de com-

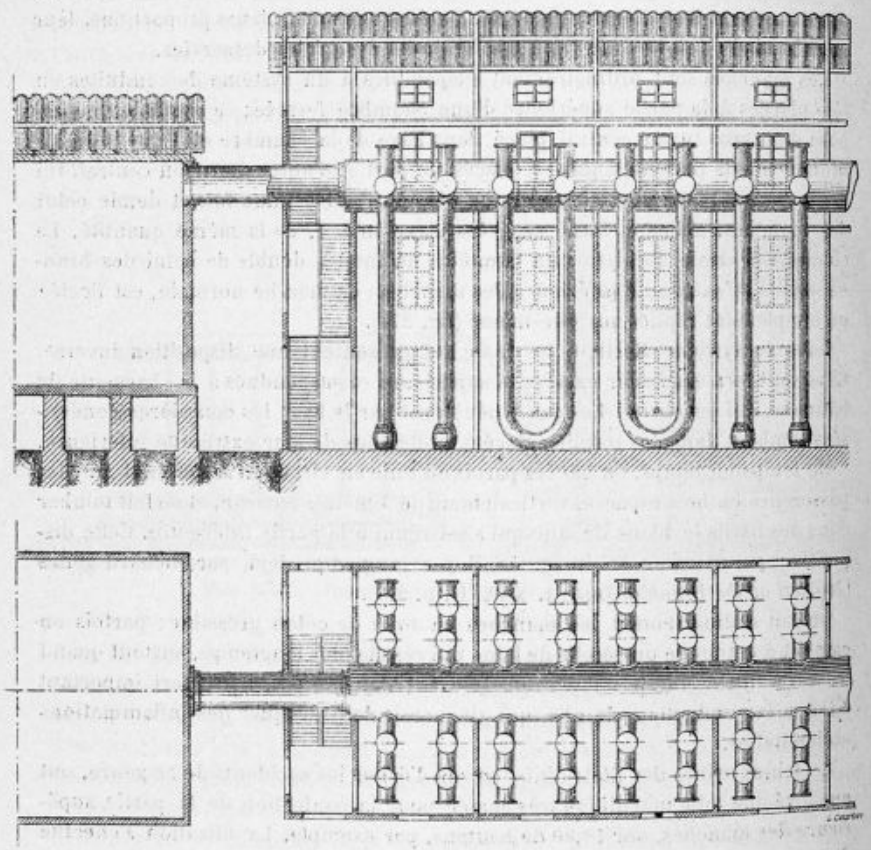


Fig. 275. — Installation des manches de filtration.

bustible naturel, pauvre en matières volatiles. C'est, aux États-Unis, de l'anthracite en fragments de la grosseur d'une noix ; en Europe, du coke. Le poids de ce combustible d'allumage varie ordinairement entre 40 et 45 0/0 de celui du minerai traité ; ce dernier étant normalement de 60 à 65 kilogrammes par mètre carré de grille, l'épaisseur de la couche initiale est d'environ $0^m,03$ avec l'anthracite, du double à peu près avec le coke.

On régularise rapidement l'épaisseur du combustible, qui prend feu presque immédiatement sous l'action du rayonnement des parois du four. On ferme la porte de travail avec un panneau en tôle et on donne le vent en limitant son débit au moyen du registre. Quand toute la couche est en ignition active, on

©BIU Santé

projette à sa surface un mélange bien intime et légèrement humecté de grenailles de minerai et de charbon, le poids de ce dernier représentant 40 à 50 0/0 de celui du minerai. Aux États-Unis, le charbon de mélange est toujours de l'anthracite, concassé en fragments de la grosseur d'un pois, de même que le minerai; en Europe, on emploie de préférence pour cet usage des charbons maigres, l'anthracite ayant donné, à Maestricht du moins, des résultats médiocrement satisfaisants.

L'épaisseur de la charge normale serait, d'après les auteurs américains, de $0^m,11$ à $0^m,15$. Ce chiffre ne concorde pas avec celui qu'on déduirait du coefficient en poids fourni par les mêmes auteurs et contrôlé d'ailleurs par la pratique des usines européennes; il conduirait à admettre une charge moyenne d'environ 100 kilogrammes par mètre carré, évaluation qui paraît nettement supérieure à la moyenne normale. On a essayé d'augmenter l'épaisseur des charges, mais sans aucun succès. Dans des expériences faites autrefois à Newark avec des épaisseurs de $0^m,35$ à $0^m,475$, la teneur des résidus avait atteint 10 et même 13 0/0 de zinc, bien que la durée de l'élaboration des charges eût été de douze ou de vingt-quatre heures. Il est vrai que, dans ces expériences, on ne s'était pas préoccupé, semble-t-il, de faire varier la pression du vent en proportion de la résistance de la charge. Un essai analogue, fait sur des couches alternées de minerai et d'anthracite représentant une épaisseur totale de $0^m,40$, n'avait pas mieux réussi.

Une fois le mélange chargé et étalé régulièrement, c'est-à-dire au bout d'une heure à une heure et demie à partir du décrassage, on bouche la porte de travail en entassant devant elle les mâchefers que l'on avait, au début, repoussés sur le côté de la plaque antérieure, puis on redonne le vent sous une pression que l'on fait croître progressivement pendant une période de trois à quatre heures. Le dégagement de fumée zincifère croît d'abord progressivement pour diminuer ensuite; quand il a à-peu près cessé, on arrête le soufflage. L'opération est terminée; on décrasse au râble et on fait tomber les résidus, soit sur le sol de l'usine, soit dans des trémies où on les reprend après refroidissement. Ceux provenant du traitement des minerais du New-Jersey sont employés à la fabrication des fontes manganésifères, dans des conditions qui seront indiquées plus loin.

Réactions de l'opération. — L'inversion d'équilibre provoquée, par un abaissement de température, sur un mélange gazeux contenant des vapeurs de zinc, d'oxyde de carbone et d'acide carbonique, est un phénomène qui intervient constamment dans les opérations de la métallurgie du zinc. Elle a pour conséquence la production des poussières qui sont peu abondantes dans la réduction en vases clos, mais deviennent absolument prédominantes, dans la réduction au four à cuve : elle pourrait suffire, à elle seule, pour expliquer le mécanisme du procédé Wetherill.

En réalité, ce n'est pas aux dépens de l'acide carbonique que s'effectue, dans ce procédé, la réoxydation du zinc volatilisé. L'épaisseur de la couche de matières étalées sur la grille ne serait pas assez forte pour assurer la transformation de l'oxygène du vent en oxyde de carbone, alors même que cette

©BIU Santé

couche serait composée exclusivement de combustible. Or le minerai y prédomine et le combustible est trop dense pour réagir rapidement sur l'oxygène. Le vent, d'autre part, traverse la charge avec une vitesse considérable. On peut donc prévoir que les produits gazeux de la réaction ne renfermeront, outre l'azote et un peu de vapeur d'eau, que de l'acide carbonique et de l'oxygène, à l'exclusion de l'oxyde de carbone.

L'observation confirme cette manière de voir. Nous avons eu l'occasion de faire quelques analyses de gaz prélevés dans le laboratoire d'un four Wetherill, et nous y avons constaté la présence d'un excès d'oxygène pendant toutes les phases du traitement. Cet excès est relativement faible au commencement de l'opération, quand le soufflage est peu actif ; il peut se réduire alors à 2 0/0 environ. Il augmente progressivement vers la fin de l'opération, à mesure que le soufflage devient plus intense et que la température s'élève ; il est alors de 7 à 12 0/0. Il est plus considérable quand on introduit du vent directement dans le laboratoire que lorsqu'on se borne à souffler le cendrier.

L'insuffisance de l'excès d'oxygène donne ordinairement lieu à une production de blanc plus ou moins grisâtre.

Des admissions d'air secondaire sont faites parfois dans le laboratoire, parfois dans le collecteur en briques commun à tous les fours du massif, quand il en existe un. Cette disposition a été en usage à l'usine de Bergen Point (Passaïc Zinc Works), où un canal spécial, placé au-dessus de la voûte de chaque four, servait à effectuer l'introduction d'air.

Lorsque le minerai traité contient du plomb, ce métal se volatilise en grande partie avec le zinc ; il se précipite ensuite sous forme d'oxyde, de carbonate et de sulfate. La proportion de ce dernier composé est parfois considérable quand le minerai traité est une blende mal grillée. La présence des composés plombeux donne au blanc de zinc une coloration jaunâtre qui fonce avec le temps.

L'argent est encore plus nuisible que le plomb à de la qualité du blanc ; une teneur de 100 grammes par tonne de minerai suffit pour donner au produit une teinte grise très appréciable.

L'arsenic et l'antimoine colorent également un peu le blanc, mais d'une manière beaucoup moins accentuée.

L'influence du fer n'a pas été nettement précisée. Il semble, d'après la pratique déjà longue des usines de l'est des États-Unis, que ce métal ne doive subir ni volatilisation ni entraînement appréciables dans les fours Wetherill. On a cependant constaté une proportion appréciable de fer dans certains blancs de l'usine de Noyelles-Godault, fabriqués avec des minerais de Baueddu tenant 35 0/0 de ce métal.

Exemples de marches réelles. — Les usines de l'est des États-Unis traitent en général les minerais du New-Jersey, formés d'un mélange de franklinite et de willémite, avec un peu de zincite. La composition moyenne de ces minerais était primitivement assez riche en silice, ainsi qu'il ressort des chiffres suivants (Beco., *Rev. univ.*, 2e sér., t. II, p. 180) rapprochés de la composition des résidus obtenus à la même époque (1876).

©BIU Santé

	MINERAIS	RÉSIDUS
Silice	9-12 0/0	15
Sesquioxyde de fer	28-33	45 (FeO, 39,4)
Protoxyde de manganèse	15-12	24
Oxyde de zinc	35-30	6
Chaux	9-4 (avec CO^2)	10
Magnésie	3 (O^3)	3
Alumine		4

A une époque récente, le procédé de triage magnétique J. P. Wetherill a permis de séparer beaucoup plus nettement la willémite, employée pour la fabrication du zinc, de la franklinite, utilisée à la fabrication du blanc de zinc, et d'abaisser par suite la teneur des charges en silice. La teneur en oxyde de zinc est descendue en même temps de 34 0/0 à 28 0/0 ; mais le rendement final est resté sensiblement le même, parce que la teneur moyenne des résidus s'est abaissée par suite de la diminution de la proportion du silice dans le minerai.

Le rendement était primitivement de 24,50 0/0 (du poids du minerai) de blanc de première qualité, tenant 99,87 ZnO et de 1,5 0/0 de blanc de deuxième qualité, tenant 99,34 0/0 ZnO. L'ensemble des produits contenait 20,4 0/0 de zinc, alors que le minerai en renfermait 27,2 ; la perte aurait été par conséquent de 6,8 unités ou de 25 0/0 de la teneur. On retrouvait 4,95 unités (18,2 0/0 de la teneur) dans les résidus, représentant 66,22 0/0 du poids initial et tenant 7,91 0/0 Zn ; la différence, 1,85 unité ou 6,8 0/0 de la teneur, représentait les pertes par défaut de condensation (C. F. Mac Kenna, *School of Mines Quarterly*, t. XVII, p. 171).

Les analyses suivantes donnent une idée du changement de composition des résidus, qui a été la conséquence de celui subi par le minerai à la suite de la mise en service de l'appareil J. P. Wetherill.

	ANCIENNE COMPOSITION	NOUVELLE COMPOSITION
Silice	non dosée	16,23
Fer	25,51	36,99
Manganèse	12,26	15,67
Zinc	7,91 (jusqu'à 9,52)	4,11

La perte au traitement ne serait plus que de 17 0/0 de la teneur initiale.

Les résidus des fours Wetherill sont traités au haut-fourneau pour production de fonte manganésifère. Les hauts-fourneaux en usage actuellement ont $12^m,80$ de hauteur, avec un diamètre de $2^m,10$ au gueulard, $2^m,45$ au ventre et $1^m,80$ aux tuyères. Dans l'usine de Palmerton, construite tout récemment, on a porté la hauteur à 18 mètres et le diamètre au ventre à $4^m,25$. Le vent est chauffé à 480° ; les tuyères ont $0^m,10$ de diamètre.

La fermeture du gueulard est du type *cup and cone;* la descente des gaz s'effectue non pas par des tuyaux de gros diamètre, comme à l'ordinaire, mais par des faisceaux de tubes en tôle de petit diamètre qui présentent une grande surface de parois et facilitent ainsi la précipitation des poussières zincifères. A Newark, par exemple, il existe huit faisceaux semblables, composés chacun de

©BIU Santé

neuf tubes de $0^m,30$ de diamètre et de 7 mètres de longueur, réunis à leur partie supérieure par des caisses en tôle. Ces caisses sont raccordées, alternativement, en haut et en bas, par des tuyaux de fort diamètre et constituent ainsi une série de siphons, avec subdivision du courant dans chacune des branches. Le gaz, une fois purifié, est dirigé par un tuyau de $0^m,90$ de diamètre vers les appareils de chauffage et vers les chaudières.

Pour faciliter le nettoyage des faisceaux tubulaires, on ménage sur la paroi horizontale de chaque caisse supérieure des trous circulaires de $0^m,32$ de diamètre, fermés par des couvercles pesant $22^{kg},5$, qui fonctionnent à l'occasion comme clapets d'explosion. Le fond de la caisse inférieure est incliné, de manière à diriger les poussières vers un orifice latéral, tenu normalement fermé par une porte articulée à sa partie supérieure.

On recueille ainsi une poussière d'une couleur jaune brun, représentant environ 2,3 0/0 du poids du minerai traité et tenant 75 0/0 d'oxyde de zinc. On fait entrer cette poussière dans les charges des fours à zinc.

Un haut-fourneau du type ordinaire produit par jour 10 tonnes de spiegel à 15 0/0 de manganèse, avec une consommation de 21 tonnes d'anthracite. En somme, 100 tonnes de minerai, après avoir produit 26 tonnes de blanc de zinc au four Wetherill, en donnant lieu à une consommation de 46 tonnes de charbon d'allumage et de 55,7 tonnes de charbon de réduction, produisent encore 31,72 tonnes de spiegel et de 2,32 de poussière à 74,16 0/0 ZnO, plus 57,8 tonnes de laitier.

On n'a pas de données bien précises sur les consommations et les rendements des fours Wetherill de la région ouest des États-Unis, alimentés de calamines pauvres ou de blendes grillées. On sait seulement que les produits obtenus contiennent des proportions de plomb relativement élevées. Des analyses déjà anciennes, dues à Williams (Beco, *Rev. univ.*, 2e série, t. II, p. 215), indiquaient, dans les blancs de l'usine de Hopewell (Missouri) une proportion de plomb s'élevant à 1 0/0 dans la première qualité, et atteignant 5,75 0/0 dans les qualités inférieures.

En Europe, une des principales difficultés qui s'opposent au développement du procédé Wetherill, est la rareté relative des minerais appropriés à ce mode de traitement. La plupart des minerais pauvres que l'on trouve sur le marché sont trop impurs pour que le blanc qu'ils sont susceptibles de fournir puisse soutenir la concurrence des blancs obtenus par combustion.

Les minerais de Baueddu (Sardaigne), tenant 35 à 37 0/0 de zinc et 25 0/0 de fer, avec 11 à 12 0/0 de silice et 0,7 seulement de plomb, semblaient bien convenir à la fabrication du blanc. Avec des consommations de 45 0/0 de coke d'allumage et de 40 0/0 de charbon de mélange, ils ont donné 63 0/0 de résidus, comprenant 13 0/0 de cendres fines et 50 0/0 de mâchefer ; la teneur moyenne de ces résidus étant de 8 0/0 Zn, la perte correspondante était de 5 unités ou de 14 0/0 de la teneur. La perte par défaut de condensation devait être sensiblement la même que dans les usines américaines, soit de 2 unités environ ; la perte totale serait donc de 20 0/0 environ de la teneur du minerai.

A Maestricht, les résultats obtenus avec des minerais de provenances très diverses, semblent être peu différents de ceux indiqués ci-dessus.

©BIU Santé

Une analyse des mâchefers de cette usine a donné en effet les chiffres suivants :

Silice	40,15
Fer	19,87
Zinc	7,80
Plomb	0,45
Chaux	8,31

La composition des minerais d'où provenaient ces résidus n'a pu être précisée.

On peut admettre que, la teneur moyenne des résidus de l'usine de Maestricht est d'environ 7 0/0 de zinc ; la consommation de combustible paraît y être plus forte que dans les usines américaines et atteindre souvent 1.500 kilogrammes de combustible par tonne de minerai.

Conditions économiques de la fabrication. — En moyenne, on peut admettre que le traitement d'une tonne de minerai par le procédé direct exige de 1.000 à 1.500 kilogrammes de combustible ; d'autre part, un ouvrier traite normalement, d'après les chiffres indiqués plus haut, 120 kilogrammes de minerai à l'heure ; le travail qu'il doit soutenir est assez pénible pour que la durée de sa journée ne puisse dépasser huit heures. Il doit être aidé par un gamin pour la surveillance du four et par un manœuvre pour la manutention des matières ; ceux-ci desservent ensemble un massif de douze fours. On peut admettre, dans l'ensemble, qu'on dépensera deux journées d'ouvrier par tonne traitée.

La réduction du zinc donne lieu à des consommations supérieures de moitié au moins, sans compter la différence de consommation de matériaux réfractaires. Mais il ne faut pas perdre de vue que les deux procédés de traitement sont appliqués à des minerais de teneur fort inégale. Si l'on voulait passer au four Wetherill des minerais renfermant 45 à 50 0/0 de zinc, la durée d'une opération s'accroîtrait considérablement et les frais subiraient une augmentation proportionnelle. En somme, le procédé de fabrication directe du blanc de zinc ne peut être appliqué avec avantage qu'au traitement de certaines catégories spéciales de minerais pauvres ; il est d'une conduite assez délicate et donne des produits dont la teinte varie constamment, ce qui oblige à procéder journellement à un classement assez délicat.

La comparaison des prix de revient du blanc de zinc, avec les deux procédés de fabrications, est difficile à établir, parce que la fixation de ces prix de revient dépend de la valeur que l'on attribue au minerai, d'une part, au vieux zinc ou aux *mattes*, d'autre part. Le blanc fabriqué par combustion revient certainement plus cher. Néanmoins la fabrication de ce produit ne semble pas devoir disparaître ; sa supériorité de qualité lui permet de faire une certaine concurrence au blanc Wetherill aux États-Unis même, où l'on en importe environ 1.500 tonnes par an.

Lithopone. — Depuis quelques années, on fabrique, en Allemagne surtout, des quantités assez importantes d'un produit à base de zinc, désigné sous le nom de lithopone, qui fait une concurrence active au blanc de zinc. C'est un

©BIU Santé

mélange de sulfure de zinc et de sulfate de baryte, obtenu en faisant réagir l'une sur l'autre des solutions de sulfate de zinc et de sulfure de baryum. Théoriquement les proportions respectives des deux éléments du mélange devraient être 30 0/0 de sulfure de zinc et de 70 0/0 de sulfate de baryte; mais, en fait, le produit contient toujours de l'oxyde de zinc, provenant de la décomposition partielle de l'eau par le sulfure de baryum, avec formation de sulfhydrate de sulfure de baryum et d'hydrate de baryte. La proportion d'oxyde de zinc atteint souvent 7 à 8 0/0.

Le lithopone est une couleur peu coûteuse, mais dont l'emploi présente de réels inconvénients. Un premier, qui lui est commun avec l'oxyde de zinc, est l'absence de réaction de l'huile sur les éléments qui le constituent; la solidité de la peinture ayant le lithopone pour base est, par suite, assez médiocre. Un autre inconvénient bien plus grave est l'altérabilité du sulfure de zinc sous l'action des agents atmosphériques. Au bout d'un certain temps, cet élément a disparu complètement, et il ne reste qu'une peinture au sulfate de baryte, totalement dépourvue de solidité.

Dans les intérieurs même, la peinture au lithopone ne peut guère être employée parce qu'elle noircit peu à peu sous l'action de la lumière; elle reprend, il est vrai, sa blancheur primitive à la suite d'un séjour prolongé dans l'obscurité, mais il ne semble pas qu'il y ait équilibre entre ces deux actions opposées.

Le lithopone ne peut donc être considéré que comme un produit de qualité inférieure, incapable de faire une concurrence sérieuse à l'oxyde de zinc.

STATISTIQUE DE LA PRODUCTION DU ZINC

Le développement considérable acquis aujourd'hui par l'industrie du zinc a été l'œuvre du XIXe siècle. En 1900, il n'existait en Europe qu'un seul centre de production, fort peu important d'ailleurs; c'était celui des environs de Bristol. Les usines de Wessola (Haute-Sibérie) et de Döllach (Carinthie) n'étaient pas sorties de la phase expérimentale.

A partir de 1820, l'industrie du zinc commença à prendre une certaine importance, en Silésie et en Belgique; son développement resta d'ailleurs très lent jusque vers le milieu du siècle. A partir de cette époque, il s'est accéléré rapidement, ainsi qu'on peut s'en rendre compte par les renseignements statistiques ci-dessous:

PRODUCTION DE L'EUROPE

ANNÉES	TONNES MÉTRIQUES	ANNÉES	TONNES MÉTRIQUES
1853	60.150	1863	98.825
1854	60.819	1864	100.541
1855	66.136	1865	108.502
1856	68.226	1866	112.112
1857	75.160	1867	121.800
1858	90.160	1868	131.230
1859	88.185	1869	136.719
1860	98.380	1870	134.660
1861	98.307	1871	128.402
1862	96.781	1872	131.341

©BIU Santé

PRODUCTION DE L'EUROPE ET DE L'AMÉRIQUE

ANNÉES	EUROPE	ÉTATS-UNIS	TOTAL
1873	136.228	6.667	142.895
1874	145.770	?	—
1875	153.778	14.376	168.154
1876	161.559	?	—
1877	179.350	?	—
1878	191.791	?	—
1879	195.122	?	—
1880	205.652	21.101	226.753
1881	227.225	?	—
1882	239.672	30.659	270.331
1883	248.140	33.480	281.520
1884	261.637	35 028	296 665
1885	263.202	36.888	264.090
1886	262.340	38.667	301.007
1887	261.195	46.242	307.447
1888	272.500	50.782	323.282
1889	281.508	54.399	336.907
1890	287.685	60.142	347.827
1891	289.200	72.211	361.411
1892	293.852	78.096	371.948
1893	305.820	71.041	376.861
1894	315.295	65.415	380.710
1895	337.035	79.427	416.462
1896	349.725	74.247	423.972
1897	353.565	89.586	443.151
1898	364.860	103.996	468.856
1899	372.360	116.654	489.014
1900	365.965	112.195	478.160
1901	381.620	124.751	506.371
1902	404.910	140.252	545.162

Il résulte de ces chiffres que la production du monde a presque décuplé pendant la dernière moitié du XIXe siècle et que celle de l'Amérique a été, en 1902, vingt fois environ ce qu'elle était en 1873.

La production européenne provient pour plus de trois quarts des deux grands districts constitués par la Silésie d'une part, de la Belgique, de la Hollande, et de la région rhénane, d'autre part; la Grande-Bretagne et la France viennent au second rang, l'Autriche, la Pologne russe et l'Espagne au troisième. Les quantités produites en 1902 ont été les suivantes (en tonnes métriques).

Haute-Silésie	117.090
Belgique, Hollande et région Rhénane	192.020
Grande-Bretagne	40.230
France	33.100
Autriche	8.470
Pologne russe	8.280
Italie	120
Espagne	5.600
	404.910

En dehors de l'Europe, la Chine et les États-Unis sont les seuls pays qui produisent du zinc. Le premier n'en obtient que des quantités insignifiantes, dans

©BIU Santé

la région du Yunnan, par des procédés primitifs qui n'ont pas varié depuis des siècles. Aux États-Unis la production se répartit de la manière suivante :

États de l'Est et du Sud	9.681
Illinois	40.449
Indiana	1.503
Kansas	80.725
Missouri	7.894
	140.252

Le district silésien, auquel ils se rattachent naturellement, la Pologne russe et le district autrichien adjacent, produit la plus grande partie des minerais nécessaires à son alimentation. Cependant, les usines de ce district importent aujourd'hui de l'étranger, de Scandinavie et de Hongrie principalement, des blendes riches qui servent à relever la teneur moyenne de leurs mélanges.

Les usines de Sagor et de Cilli, en Autriche, d'Arnao, en Espagne, se procurent également leur approvisionnement de minerais dans leur voisinage immédiat. Il en est de même de quelques usines rhénanes, notamment de celle de la Société Berzelius, à Bergisch-Gladbach, et de l'usine de Montponi, dont la production est d'ailleurs insignifiante.

En fait, la plupart des usines européennes vont chercher à de grandes distances les minerais nécessaires à l'alimentation de leur production toujours croissante ; les transports maritimes s'effectuent à un prix assez bas pour que l'éloignement des mines n'ait pas pour elles beaucoup d'importance. Placées à proximité des bassins houillers, elles se préoccupent avant tout de s'assurer un approvisionnement de combustible à bon marché.

Aux États-Unis, le district de l'Est n'a qu'une importance secondaire, il ne dispose que d'un approvisionnement de minerais assez limité et d'un combustible (anthracite) relativement cher et d'un emploi peu commode. Le district de l'Ouest, au contraire, a pris une importance énorme, sous l'influence du développement rapide de la production de la calamine et surtout de la blende dans le district de Joplin. Le combustible est, dans cette région des États-Unis, à un prix peu élevé, mais il est d'assez mauvaise qualité. La découverte du gaz naturel dans le Kansas a eu, pour les usines de la région, une importance de premier ordre ; elle leur a assuré, au point de vue du bas prix du combustible, des avantages aussi exceptionnels qu'au point de vue de l'abondance des minerais. Cette situation aurait pu devenir inquiétante pour l'industrie européenne, si celle-ci n'était protégée contre la concurrence par les distances considérables qui existent entre les usines de Kansas et les ports par lesquels les expéditions de métal pourraient s'effectuer. Jusqu'ici les exportations du zinc des États-Unis vers l'Europe sont restées peu importantes ; elles ne se sont produites qu'au cours des périodes où les cours étaient relativement élevés, et elles ont cessé dès que la baisse s'est produite.

Il serait sans intérêt de donner ici une statistique complète des cours sur le marché de Londres, pendant une longue période. Nous nous bornerons à indiquer que, depuis une vingtaine d'années, le cours moyen de la tonne de zinc (tonne de 1.016 kilogrammes) a été d'environ 18 livres sterling ; sa valeur

©BIU Santé

moyenne annuelle la plus élevée a été de 24 liv. 17 sh. 2 d. pour 1899, la plus basse 13 liv. 29 sh. 11 d. pour 1885.

Nous ne pourrions, sans augmenter outre mesure l'étendue de ce travail, développer davantage les considérations d'ordre économique qui intéressent l'industrie du zinc.

Il nous reste, en terminant cet ouvrage, à adresser tous nos remerciements aux présidents, administrateurs ou directeurs des sociétés minières et métallurgiques qui ont bien voulu faciliter notre tâche, notamment à MM. G. de Sinçay, administrateur directeur général de la Société de la Vieille-Montagne et Hauzeur, président de la Compagnie royale asturienne.

©BIU Santé

©BIU Santé

TABLE DES MATIÈRES

HISTORIQUE

Pages.

Méthode anglaise. 5
Méthode carinthienne 5
Méthode silésienne 5
Méthode belge. 6
Débouchés industriels du zinc. 8
Développement de l'industrie du zinc. 8

RÉACTIONS FONDAMENTALES DE LA MÉTALLURGIE DU ZINC

Propriétés du zinc

Propriétés physiques 9
Propriétés chimiques. — Oxygène. 10
Actions oxydantes diverses 11
Action de l'eau. 11
Action de l'acide carbonique. 11
Action du soufre. 12
Action du silicium, du tellure, du chlore, du brome, de l'iode, du phosphore et de l'arsenic. 12
Action du carbone et du silicium. 13
Alliages du zinc. 13

Composés du zinc

Oxyde de zinc 13
Carbonate de zinc. 16
Sulfate de zinc. 17
Silicates de zinc. 18
Aluminate de zinc 18
Sulfure de zinc. 19
Oxysulfure de zinc 20

Principales espèces minérales du zinc

Blende et Wurtzite. 21
Zincite. 23
Franklinite 23
Willémite 24
Calamine électrique. 25

©BIU Santé

Pages.
Smithsonite. 25
Zinconise. 27

GITES ZINCIFÈRES 28

Gites oxydés, contemporains de la roche encaissante

Gites de zincite, Franklinite et Willémite du New-Jersey 29

Gites de blende, contemporains des roches azoïques

Gites du Nouveau-Mexique 32
Gite de Sterzing (Tyrol). 32
Gite d'Ammeberg (Suède) 33

Gites interstratifiés dans des assises fossilifères

Gites de la Haute-Silésie 38
Gites du Laurium. 42
Filons blendeux dans les roches schisteuses ou cristallines. 54
Filon des Bormettes. 55

Filons blendeux encaissés dans les calcaires 56

Filons du calcaire carbonifère du Nord de l'Angleterre. 57

Gites blendeux irréguliers 64

Gites de Raibl. 68
Gites de Wiesloch. 71
Concession de Moresnet 73
Gites de la vallée de la Meuse. 78
Gite des Malines (Gard). 80
Gites avec imprégnation latérale 83

Gites calaminaires 83

PRINCIPES GÉNÉRAUX DE LA MÉTALLURGIE DU ZINC 90

Calcination ou grillage des minerais de zinc. 93

CALCINATION DES CALAMINES 95

Calcination en tas 96

Théorie de la calcination en tas 97

Calcination en fours coulants 99

Détermination du profil intérieur des fours coulants 101

Fours à chauffes latérales 103

Fours de Moresnet 105
Fours du midi de l'Espagne 105
Fours coulants simples 107
Conduite des fours de calcination. 110
Conditions économiques du travail 112

Phénomènes thermiques se produisant dans les fours coulants

Fours à chauffes latérales. 113
Fours coulants simples. 117

©BIU Santé

Pages.

Fours à réverbère 118

Principes du travail au réverbère. 119
Réverbères à travail intermittent. 121
Réverbères à progression méthodique. 123
Fours à deux soles superposées. 123
Fours à sole unique, de grande longueur. 123
Fours à sole inclinée. 124
Fours à râblage mécanique 127
Four Oxland. 127
Frais de calcination au four à cuve et au réverbère. 130

GRILLAGE DES BLENDES 133

Grillage de la blende en morceaux 139

Grillage en tas. 140
Grillage au four à cuve. 140

Grillage en cases voûtées ou en kilns 142

Grillage en cases voûtées. 143
Kilns 144

Broyage des blendes 147

Grillage au réverbère

Principes du grillage au reverbère. 148
Proportions de la chauffe 152
Organisation du grillage au réverbère. 152
Personnel. 153
Détails de la conduite du grillage. 154
Perte de poids au grillage. 157
Perte en zinc 157

Types de réverbères de grillage

Réverbères à une seule sole. 158
Réverbères à deux soles. Fours de Morriston. 159
— Fours d'Oberhausen 160
— Four d'Engis. 162
— Four de Bleyberg ès Montzen 164
— Four de Hohenlohehütte 165
Four à soles multiples. 167
Four Matthiessen et Hegeler. 168
Fours à chauffes complexes. Four d'Ammeberg 168
— Four de Brixlegg. 171
— Four de Sagor. 171

Dispositions générales des ateliers de grillage 172

Réverbères de grillage à râblage mécanique 175

Four Ross et Welter. 176
Four Pearce et Brown. 177
Four Kuschel et Hinterhuber 177

Procédés d'absorption ou d'utilisation des gaz dégagés dans le grillage des blendes 179

Composition des gaz de grillage. 180

©BIU Santé

Pages.

Diffusion du gaz dans l'atmosphère 180

Procédés d'absorption simple

Emploi de l'eau. 181
— de l'eau et du carbonate de chaux 182
— de l'eau et de la chaux caustique. 181

PROCÉDÉS D'UTILISATION PARTIELLE DU GAZ SULFUREUX

Absorption de l'anhydride sulfurique 184

Condensation dans des chambres de plomb 184
Absorption par l'acide sulfurique concentré. 184

UTILISATION COMPLÈTE DU SOUFRE CONTENU DANS LES GAZ

Production de soufre

Emploi du charbon incandescent. 185
Réaction l'acide par sulfureux sur diverses sulfures 186

Production d'hyposulfites et d'hydrosulfites 186
Production de sulfates divers

Sulfate de soude 186
Sulfates de fer ou de zinc. 186
Sulfate d'alumine et alun. 187

Fabrication d'acide sulfurique 187

Fours à chute libre. 188
Fours à chute ralentie. — Type Gerstenhöfer. 190
Fours Kerpely-Hasenclever 193
Fours à tablettes. 193
Fours à moufle. — Four Hasenclever-Helbig. 197
— Four Haas. 199
Four Rhenania. 200
Four Eichhorn-Liebig 201
Four d'Oberhausen, à trois soles. 203
Four de Prayon, à quatre soles. 204
Fours à moufles, avec râblage mécanique. 205
— avec chauffage latéral. 205
Four de grillage rotatif à chauffage extérieur. 205

Broyage des minerais de zinc 206

Application du triage magnétique à la concentration des calamines et des blendes ferrugineuses

RÉDUCTION DES MINERAIS DE ZINC 217

MÉTHODE CARINTHIENNE 218

Principe de la méthode 218
Tubes de distillation 219
Construction du four carinthien 219
Conduite de l'opération. 222

©BIU Santé

Pages.

MÉTHODE ANGLAISE 224

Proportions des creusets anglais . . . 224
Creusets. . . . 224
Appareils de condensation . . . 226
Four de réduction. . . . 227
Conduite du travail. . . . 228
Frais de traitement. . . . 230

MÉTHODE SILÉSIENNE

Historique . . . 231

Types primitifs du four silésien

Fours à dix moufles. . . . 240
Fours à vingt moufles . . . 243
Fours à vingt-quatre moufles . . . 248
Fours à 26, 28 et 30 moufles. . . . 249

Fours silésiens à cheminées élevées 250

Four de Stolberg. . . . 252
Four de Llansamlet . . . 253

Fours silésiens à tirage renversé

Fours de Valentin Cocq. . . . 256
Four Thometzek. . . . 259

Fabrication des moufles et des allonges

Fabrication des moufles . . . 262
Fabrication des allonges . . . 267
Fabrication des pots. . . . 268

Construction et fonctionnement des fours silésiens

Construction . . . 268
Outillage. . . . 271
Mise à feu . . . 274
Composition des charges. . . . 275
Personnel . . . 276
Travail normal . . . 277
Durée des campagnes . . . 280

Résultats économiques de l'ancienne méthode silésienne 280

Teneur des minerais. . . . 281
Consommation de combustible. . . . 281
Durée moyenne des moufles. . . . 281
Tableau des résultats obtenus . . . 282-283
Rendement . . . 286

Frais d'installation des usines silésiennes 286

Frais de traitement des minerais et prix de revient du zinc 287

Stolberg — 1845. . . . 288
Valentin-Cocq — 1857. . . . 289
Fours Thometzek — 1865 . . . 290

©BIU Santé

MÉTHODE BELGE

Pages.
Origines . . . 291
Période d'agrandissement des fours belges . . . 303
Fours d'Angleur, à double grille . . . 307
Fours Borgnet . . . 307
Fours d'Engis . . . 309

Fabrications des creusets et des tubes

Creusets . . . 313
Fabrication des tubes . . . 319
Cuisson des creusets . . . 322

Détails de construction des fours belges 325

Foyer . . . 325
Mur de fond . . . 325
Devanture . . . 328
Cheminées . . . 334
Armatures . . . 335

Outillage des fours belges

Etouffoirs . . . 335
Grattoirs et poêlons de coulées . . . 336
Lingotières . . . 336
Outils de chargement et de nettoyage des creusets . . . 337
Bâches de chargement . . . 338
Bâches à crasses et à poussières . . . 338
Pinces à tubes . . . 339
Pinces et crocs à creusets . . . 339
Outillage général . . . 340

Travail du four belge

Mise à feu . . . 340
Composition des charges . . . 343
Personnel . . . 347
Travail courant des fours belges . . . 349
Accidents de travail . . . 356
Durée des campagnes . . . 357
Mise hors feu . . . 357
Traitement des poussières . . . 358

Résultats économiques de la méthode belge 359

Tableau des résultats obtenus . . . 360-361
Discussion des chiffres du tableau . . . 362

Frais de premier établissement des fours belges 363

Frais de traitement du minerai et prix de revient du zinc 363

Moresnet — 1840 et 1857 . . . 364
Corphalie — 1860 . . . 364
Engis — 1870 . . . 365
Morriston — 1876 . . . 365

Comparaison des méthodes belge et silésienne 366

Teneur et rendement des minerais . . . 366

©BIU Santé

Pages.
Combustible 367
Produits réfractaires. 367
Main-d'œuvre. 368
Frais de premier établissement. 368
Durée des campagnes. 368

Transformation des anciennes méthodes 369

TYPES PERFECTIONNÉS DE FOURS SILÉSIENS

Fours silésiens à chauffes gazogènes 373

Essais de Mentzel 373
Fours de Dombrova (1881). 377
Fours Mentzel-Boétius. 377
Fours à vent soufflé (unterwindöfen). 379
Fours à brûleurs centraux. 382
Fours à brûleur unique. 385
Fours à deux brûleurs. 388
Fours à deux brûleurs et à 42 moufles (usine de Bendzin). 390
Fours à quatre brûleurs. 393

Fours silésiens à récupératenrs tubulaires 395

Fours silésiens à régénérateurs Siemens 397

Détails de construction des fours silésiens 400

Dimensions des moufles. 400
Dispositions des embrasures et des pieds-droits. 401
Construction des voûtes. 401
Armatures du four. 401
Appareils de condensation. — Allenges. 402
Etouffoirs. 403
Appareil Recha 404
Appareil Bugdoll. 404
Etouffoirs verticaux. 404
Appareil Hawell. 405
Appareil Steger. 405
Appareil Kleemann. 406
Allonges Dagner. 407
Chambres de dépôt des poussières. 410
Fermeture antérieure des embrasures. 411
Construction des halles. 411
Outillage. 412
Mise à feu. 412
Personnel. 413
Travail normal. 414
Durée des campagnes. 416
Mise hors feu. 417
Traitement des poussières. 417

Résultats économiques obtenus avec les fours silésiens 417

Etat et teneur des minerais chargés. 417
Densité de chargement. 419
Tableau des résultats obtenus avec les fours silésiens 419-420
Perte au traitement. 421
Consommation de combustible. 421
Durée moyenne des moufles et des allonges 422
Frais de construction des fours. 422

©BIU Santé

Pages.

Frais de traitement du minerai et prix de revient du zinc 422

Fours à récupérateurs tubulaires de Silesiahütte (1866) 423
Fours à brûleurs centraux et fours Siemens (1874) 423
Exemples actuels. 424
Prix de revient de la tonne de zinc 425

TYPES MODERNES DE FOURS BELGES 426

Evolution du type belge 428
Profil et dimensions des creusets. 428
Perfectionnements apportés au mode de chauffage. 429

Fours belges à chauffes soufflées 431

Essais de fours soufflés à l'usine de Saint-Léonard. 431
Fours à grille Wetherill 422

Fours à chauffes gazogènes

Four liégeois de Bleyberg. 437
Travail du four liégeois. 439
Four Dor. 439
Conduite du travail au four Dor 443
Fours de Letmathe 445
Fours de Corphalie 446
Conduite du travail à Corphalie 450

Fours belges à chauffe Mentzel-Boétius 451

Fours soufflés de Sagor 451

Fours doubles à tirage ascendant

Four d'Engis transformé. 454

Four double à tirage descendant

Ancien four Hegeler et Matthiessen 456

Fours doubles, avec inversion du tirage

Four d'Auby 459
Four d'Angleur 462
Four d'Ougrée, ou four Loiseau. 464
Conduite du four Loiseau. 457

Fours à compartiments multiples 469

Nouveau four Hegeler et Matthiessen. 470

Fours belges chauffés au gaz naturel 473

Four à tirage ascendant 473
Four à tirage horizontal 475

Fours belges à récupération continue

Four Thum. 479
Four d'Auby. 480
Four Radot et Derval 481
Four Gröbe-Lürmann 483

©BIU Santé

Pages.

Fours belges à régénérateurs Siemens 484

Fours de Monteponi . . . 484
Fours Siemens à double devanture . . . 486
Four Dor-Siemens . . . 489

Chauffage par le charbon pulvérisé

Four Dähne . . . 493
Brevet Hauzeur . . . 495

Fonctionnement des types actuels de fours belges 495

Tableau des éléments de ce fonctionnement . . . 496-497
Composition et état physique des minerais traités . . . 498
Conduite du travail . . . 499
Travail imposé au personnel . . . 501
Mode de paiement du personnel . . . 502
Consommation du combustible . . . 503
Durée moyenne des creusets et des allonges . . . 503
Durée des campagnes . . . 503
Frais de premier établissement . . . 504
Frais de traitement au four belge . . . 504

FOURS SILÉSIENS A DEUX RANGÉES DE MOUFLES 506

Fours à double rangée de moufles avec chauffage Mentzel-Boétius . . . 507
Résultats obtenus à Brixlegg . . . 509
Résultats obtenus à Dortmund . . . 510
Types divers de fours à deux rangées de moufles . . . 510
Fours à quatre empilages . . . 511
Fours à deux rangées de moufles (Haute-Silésie) . . . 513

FOURS SILÉSIENS A TROIS RANGÉES DE MOUFLES 514

Four de Viviez, muni de deux empilages Siemens . . . 515
Conduite du travail . . . 516

FOURS RHÉNANS 516

Système de chauffage . . . 518
Disposition des embrasures et de la voûte . . . 519
Supports des creusets . . . 521
Superstructure des fours . . . 522
Canaux de tirage et cheminées . . . 524
Appareils de condensation . . . 525
Aménagement des embrasures . . . 527
Evacuation des résidus . . . 527

Description des divers types de fours rhénans

Fours de Valentin-Cocq et de Flône . . . 528
Conduite du travail . . . 531
Fours rhénans à chauffe Mentzel-Boétius . . . 533
Fours à brûleur central unique . . . 533
Conduite du travail . . . 535
Four de Viviez modifié . . . 536
Four de Borbeck modifié . . . 536

©BIU Santé

Pages.
Fours rhénans à récupérateurs tubulaires 539
Type de Birkengang (Eschweiler). 539
Conditions du travail 540
Fours rhénans de Stolberg 541
Conditions du travail 549
Fours Convers et de Saulles. 549
Fours rhénans à deux empilages 551
Fours rhénans à quatre empilages parallèles. 552
Fours rhénans à quatre empilages en croix. 553
Gazogènes 556
Evacuation des cendres d'usine et des scories. 557
Fonctionnement des fours à quatre empilages. 558
Système Biedermann et Harvey. 559

Fonctionnement des fours rhénans 559

Tableau des résultats obtenus. 560-561
Densité de chargement. 563
Travail imposé au personnel. 563
Mode de paiement du personnel. 563

Résultats obtenus avec les types modernes de fours de réduction 564

Main-d'œuvre 565
Produits réfractaires 566
Pertes en zinc. 566
Pertes par distillation incomplète. 567
Pertes par absorption par la pâte réfractaire. 571
Pertes par fuites ou par condensation incomplète. 575
Perte de la vapeur de zinc remplissant le creuset à la fin de la distillation. . . 576
Perte totale au traitement. 577
Consommation de combustible. 578
Durée moyenne des creusets et des condenseurs. 578
Durée des campagnes 578
Frais de construction des fours. 578
Frais de traitement par tonne de minerai. 578

Bilan thermique de la réduction des minerais de zinc 579

Réduction de l'oxyde de zinc pur. 579
Réduction des minerais ordinaires. 582
Résumé 585

Disposition des halles de réduction 586

Aménagement des caves. 591

OPÉRATIONS ACCESSOIRES DE LA MÉTALLURGIE DU ZINC

Fabrication des produits réfractaires 594

Rôle des divers matériaux réfractaires dans l'industrie du zinc. 594
Classification des argiles réfractaires. 595
Constitution des argiles réfractaires et des kaolins. 596
Composition des argiles réfractaires. — France. 601
— — — Belgique 602
— — — Région rhénane. 603
— — — Haute-Silésie. 603
— — — Grande-Bretagne 606
— — — Etats-Unis. 607
Influence de la composition des argiles et des pâtes réfractaires sur leur fusibilité. 607
Réglage de la composition des pâtes réfractaires. 610

©BIU Santé

Pages.
Choix de l'élément dégraissant. 612
Exemples de compositions de pâtes réfractaires pour creusets. 613
Composition des briques réfractaires. 617
— des pâtes pour tubes ou condenseurs. 617
Préparation des pâtes réfractaires. 618
Réception des matières premières. 618
Dessiccation des terres réfractaires 619
Cuisson des terres siliceuses. 620
Broyage 621
Mélange des éléments de la pâte et addition d'eau. 623
Malaxage. 625
Moulage à la main 628

Fabrication des creusets par forage 631

Fabrication des creusets par compression et étirage

Fabrication des creusets par étirage. 633
Fabrication des creusets à la presse Dor 634
Préparation du ballot 634
Presse continue 636
Presse discontinue 642
Séchage 645
Cuisson des creusets. 647
Prix de revient des creusets fabriqués à la presse. 647

Composition et préparation des mélanges destinés à la réduction

Composition des mélanges 648
Addition de chlorure de sodium 653
Préparation des charges 654
Agglomération préalable des charges. 657

Traitement des résidus de distillation 660

Traitement des terres de calage, etc. 662

Traitement des poussières

Composition des poussières 662
Redistillation des poussières. 666
Extraction du cadmium 666
Traitement des poussières par compression à chaud. 668
Procédé Montefiore 670

Refonte du zinc brut 671

Phénomènes de la refonte du zinc. 678
Travail de refonte au réverbère. 680
Confection de la sole 681
Armatures des fours. 681
Dispositions générales des fours de refonte 682
Fours à chauffe unique, avec sole en briques 682
Fours à chauffe unique, à sole en briques appareillées 683
Fours à deux chauffes, avec sole de liquation intermédiaire 684
Conduite du travail de refonte 687
Frais de la refonte du zinc. 690

Aménagement général des usines à zinc 691

VARIANTES DE LA DISTILLATION EN VASES CLOS

Innovations dans les procédés de chauffage

Emploi des flammes perdues des fours à coke. 695

©BIU Santé

Modifications apportées au système de condensation

Pages.

Emploi d'un condenseur commun à tous les moufles. 695
Four Etard. 696
Four Lynen. 696

Creusets ouverts aux deux extrémités 698

Four Thum 699
Fours Siemens à cornues verticales. 700
Fours Ponsard à cornues verticales. 701
Fours Binon et Grandfils. 701
Appareil Keil 702
Fours Grützner et Köhler. 703
Conduite du travail dans les fours à cornues verticales 704

Distillation dans les récipients horizontaux

Cornues rotatives. 705
Four Steger. 706

Traitement thermo-électrique des minerais de zinc 707

RÉDUCTION DIRECTE AU FOUR A CUVE OU AU RÉVERBÈRE

Caractères généraux du procédé. 709
Zinkstuhl 711
Premier brevet Rochar. 713
Deuxième brevet Rochar 713
Brevet Lesionne 714
Brevet Wetherill. 714
Brevet Chenot. 715
Brevet Accarain 715
Brevet Adrien Müller et Lencauchez. 716
Brevet A. Müller. 717
Etudes de M. Lencauchez. 717
Brevet Francis Laur. 718
Brevet John Armstrong 719
Brevet F.-L. Clerc 719
Etudes de Thum. 721
Brevet Harmet 721
Brevet F.-C. Glaser 722
Brevet Walsh. 722
Brevet F. Rigaud. 723
Four Steger. 723
Four Schmieder 724
Procédé Eichhorn. 724
Procédé W. Hempel. 725

Réduction de l'oxyde de zinc sous pression

Expériences de M. Schüpphaus 729
Emploi du four à cuve. 730

Bilan thermique de la réduction au four à cuve 731
Réduction des minerais de zinc par un courant gazeux 738

Brevet Neuendahl 739
Brevet Kleeman 739

©BIU Santé

Pages.
Brevet Westmann . . . 739
Brevet J. Armstrong . . . 739
Brevet Nagel . . . 739
Réduction au réverbère (Ponsard) . . . 740
Procédé Brackelsberg . . . 740
Procédé Dähne . . . 740

Procédés divers de traitement des minerais de zinc

Procédé James . . . 741
Procédés fondés sur l'action du fer . . . 741
Déplacement du zinc par le cuivre . . . 742
Extraction du zinc à l'état de chlorure . . . 742
Procédé Swinburne-Ashcroft . . . 743
Procédé Hœpfner . . . 745
Procédé Borchers-Dorsemagen . . . 746
Procédés divers de chloruration . . . 746
Traitement du sulfure de zinc par le sulfate de plomb . . . 746
Traitement des minerais sulfurés mixtes par volatilisation . . . 747
Attaque du sulfure de zinc par les acides oxydants . . . 748
Dissolution de l'oxyde de zinc dans les solutions ammoniacales . . . 750

PRODUCTION DU ZINC PAR ÉLECTROLYSE

Principes généraux . . . 751
Raffinage électrique du zinc . . . 753
Electrolyse des alliages argentifères . . . 759
Raffinage électrolytique en solution alcaline . . . 759

Extraction électrolytique du zinc de ses minerais

Electrolyse directe . . . 760
— après dissolution préalable du zinc . . . 761
— du sulfate de zinc acide . . . 763
— du sulfate de zinc basique . . . 766
— du sulfite de zinc . . . 767
— de sels de zinc à acides organiques . . . 767
— du chlorure de zinc . . . 768
— de l'oxychlorure de zinc . . . 770
— de solutions zinco-ammoniacales . . . 770
— de solutions zinco-alcalines . . . 770
— du chlorure de zinc fondu . . . 771
Résumé . . . 774

FABRICATION DU BLANC DE ZINC

Généralités . . . 774

Fabrication du blanc de zinc par combustion du métal 774

Fabrication du blanc par traitement direct des minerais 776

Principes du procédé Wetherill . . . 777
Dispositions du four de volatilisation . . . 778
Types divers de fours de volatilisation . . . 781
Appareils de refroidissement et de condensation . . . 783
Conduite du travail . . . 785
Réactions de l'opération . . . 787

©BIU Santé

Exemples de marches réelles 788
Conditions économiques de la fabrication. 791

Lithopone 791

STATISTIQUE DE LA PRODUCTION DU ZINC 792

Table des matières 796

TOURS, IMPRIMERIE DESLIS FRÈRES.

©BIU Santé

TABLE DES PLANCHES

Planche I. — Fours servant à calciner les calamines.
II. — Mines de Malfidano et de Monteponi. — Four Oxland.
III. — Réverbère de grillage pour blendes. — Engis, 1874.
IV. — Réverbère de grillage pour blendes. — Bleyberg, 1884.
V. — Réverbère de grillage pour blendes. — Sagor, 1887.
VI. — Four Haas modifié. — Oberhausen, 1885.
VII. — Four à moufles pour le grillage de la blende (Rhenania, Gesellschfat. — Stolberg, 1885.
VIII. — Four de grillage à soles multiples. — Brevet Grillo.
IX. — Four de grillage, à trois soles superposées, chauffées en moufle.
X. — Four à cuire les creusets.
XI. — Four silésien à gazogènes indépendants et double brûleur. — Usine de Bendzin.
XII. — Four silésien à gazogènes indépendants (Hohenlohehütte, 1888).
XIII. — Four silésien à régénérateurs Siemens.
XIV. — Four belge à chauffe gazogène (Type Dor).
XV. — Four belge à double devanture (Type d'Ougrée).
XVI. — Four silésien à deux rangées de moufles. — Brixlegg.
XVII, XVIII. — Usine de la Pise. — Four rhénan à deux rangées de moufles.
XIX, XX, XXI. — Ancien four de Viviez (Type Siemens).
XXII. — Four rhénan à gazogène accolé et à récupération partielle.
XXIII. — Four à cuire les moufles.
XXIV. — Four de refonte de zinc.
XXV. — Press Dor. — Plan d'installation de deux appareils.

©BIU Santé

EN VENTE

A la Librairie Vve Ch. DUNOD, Éditeur

49, Quai des Grands-Augustins, PARIS (VIe)

Agenda Dunod 1905 : Mines et Métallurgie. Géologie. Exploitation des mines, traitement des minerais, par D. Levat, 27e édit., tirée sur caractères neufs. In-12 10 × 15 de 355 pages. Reliure de luxe en peau souple, tranches dorées..... 2 fr. 50

Revue de métallurgie, publiée sous la direction de M. Henry Le Chatelier, professeur à l'Ecole supérieure des Mines, par livraisons mensuelles d'environ 100 pages, grand format, comprenant de nombreuses figures. Prix des abonnements annuels partant du 1er janvier : France, 36 fr.; étranger... 40 fr.

L'électro-sidérurgie, par le prof. Borchers et C. Garnier. In-8°.... 1 fr.

Des hauts fourneaux. Ouvrage destiné aux élèves qui viennent de terminer leurs études et se destinent à la métallurgie de la fonte, par V. Henrion, ingénieur, chef du service des hauts fourneaux de Pont-à-Mousson. In-8° de 52 pages et 3 planches..... 2 50

Album de 127 planches lithographiées concernant la fabrication de la fonte. Hauts fourneaux et accessoires, chaudières. Machines et appareils divers, par Pavloff, prof. à l'Ecole supérieure des Mines d'Ekaterinoslav. La légende des planches est en français, en anglais et en russe. In-folio oblong 34 × 26..... 25 fr.

Broyeur. Four de grillage. *Hauts fourneaux :* Chemise et brique réfractaires. Revêtement en tôle. Marates en fer et fonte. Blindages. Bâches. Porte-vents. Tuyères. Appareils de prise de gaz. Appareils de chargement. Gueulard. Plate-forme. Monte-charges. Plan incliné. Wagonnets, brouettes et bennes. Hauts fourneaux divers. Conduites de gaz. Laveurs de gaz. Chaudières, foyers et bâtiments des chaudières des hauts-fourneaux. Machines soufflantes. Appareils à air chaud. Soupapes et vannes de vent chaud. Poche à laitier. Halle de coulée. Poches à fonte. Mélangeur. Machine à mouler. Magasin et cases à minerais.

Métallurgie du fer et de la fonte, par Bresson, ingénieur civil des Mines. In-8° 16 × 25 de 145 pages avec 52 figures..... 6 fr. 25

Minerais. Fondants. Combustibles. Concassage. Lavage. Grillage. Construction des hauts fourneaux. Etude de leurs parties et des appareils accessoires. Leur roulement. Classification et propriétés des fontes brutes. Fabrication de la fonte. Moulages. Affinage. Fabrication du fer soudé. Fers laminés. Bibliographie.

La fonderie de fer, par J. Boiteux, direct. des hauts fourneaux et fonderies de la Louvière. In-8° 16 × 24 avec figures et 4 planches..... 6 fr.

Nature, classement, pays producteurs, propriétés physiques des fontes. Appareils et substances en usage dans la fonderie. Procédés. Défauts. Calculs. Analyses. Tables numériques.

©BIU Santé

Album de dessins concernant la fabrication de l'acier Martin. 1er *fascicule*. Fours Martin, par H. Pavloff, professeur à l'Ecole supérieure des Mines d'Ekaterinoslav. Atlas in-4° de 52 planches de format oblong, avec légende explicative en français, anglais et russe..... 15 fr.

Fours Martin de différentes usines. Fours Campbell et Wellman. Laboratoires et carneaux. Brûleurs. Régénérateurs et sacs à scories. Conduites d'arrivée des gaz et galeries de fumées. Valves et appareils de renversement. Armatures métalliques. Disposition générale des fours Martin aux aciéries.

Les aciers spéciaux. *Aciers au nickel. Aciers au manganèse. Aciers au silicium*, par Léon Guillet, docteur ès sciences, ingénieur des Arts et Manufactures, avec une préface de H. Le Chatelier, ingénieur en chef des Mines. In-4° 22 × 28 de 100 pages avec 28 figures..... 10 fr.

Micrographie des aciers au nickel. Microstructure des aciers bruts, trempés, recuits, écrouis, refroidis. Cémentation et décarburation. Essais de régénération des aciers au nickel transformés. *Propriétés mécaniques des aciers au nickel*. Essais sur barreaux bruts de forge, sur aciers trempés. *Nouvelles recherches sur les aciers au nickel. Micrographie des aciers au manganèse* : aciers bruts, recuits, trempés, refroidis, cémentés. *Propriétés mécaniques des aciers au manganèse. Nouvelles recherches. Micrographie des aciers au silicium*. Propriétés mécaniques. Conclusions.

Recherches sur les aciers au nickel à hautes teneurs, par L. Dumas, ing. des Arts et Manufactures, ing.-conseil, ancien chef du service métallurgique de la Société de Commentry-Fourchambault et Decazeville. In-8° 16 × 26 de 208 pages avec 13 figures..... 6 fr.

Propriétés physiques et mécaniques des aciers au nickel à hautes teneurs. Aciers au nickel proprement dits. Aciers au nickel carburés, chromés et manganésés. Conclusions relatives à la transformation irréversible. Aciers et alliages à très hautes teneurs en nickel, chrome et manganèse. Vues théoriques. Applications. Bibliographie.

Recherches physiques et physico-chimiques sur l'acier au carbone, par Carl Benedicks. In-8° 16 × 27 de 230 pages avec 41 figures et 13 planches de photogrammes..... 12 fr. 50

Aciers étudiés. Composition chimique. Micrographie. Densité. Étude chimique du carbone. Elasticité. Dureté. Résistance électrique. Propriétés magnétiques. Existence dans les aciers >0,5 de C d'un nouveau constituant structural (ferronite). Vue d'ensemble. Conclusions pratiques. Bibliographie.

Métallurgie de l'acier, par Bresson, ingénieur civil des Mines. In-8° 16 × 25 de 175 pages avec 34 figures..... 8 fr. 75

Constitution des aciers. Influence de la composition chimique de l'acier sur ses propriétés physiques et mécaniques. Influence de la chaleur et du magnétisme. Influence des opérations de la fabrication. Classification. *Modes divers de fabrication*. Acier Bessemer. Acier Martin. Acier au creuset. Cémentation. *Emploi des aciers*. Dégrossissage. Chemins de fer. Guerre et Marine. Industries diverses. Bibliographie.

Les plaques de blindage. Emploi des métaux, essais, par L. Baclé, ingénieur. In-4° 23 × 28 avec 200 figures et similis hors texte..... 10 fr.

Intérêt scientifique et aperçu historique de la question des cuirassements. Applications de divers types de métaux au blindage. Formules de perforation. Conditions de recette. Essais effectués avant et depuis 1891. Cuirassements pour forteresses. Conclusions. Tableaux résumant les résultats des essais.

Les alliages métalliques. Etude théorique, par L. Guillet, docteur ès sciences, ingénieur des Arts et Manufactures, lauréat de la Société des Ingénieurs civils de France. In-8° 16 × 26 de 240 pages, avec 117 fig... 7 fr. 50

Notions de chimie-physique. Loi des phases. Courbes et surfaces de fusibilité. Courbes de refroidissement. Métallographie microscopique. Résistance électrique. Thermoélectricité. Magnétisme. Dilatations. Propriétés mécaniques. Densités. Chaleurs spécifiques Force électromotrice de dissolution. Etude chimique des alliages. Chaleurs de formation. Applications de la loi des phases. Conclusions.

©BIU Santé

Géologie et minéralogie appliquées. Les minéraux utiles et leurs gisements, par H. CHARPENTIER, ingénieur civil des Mines. In-16 12 × 18 de 643 pages avec fig. Reliure souple..... 12 fr.

PRÉCIS DE GÉOLOGIE GÉNÉRALE AVEC ÉLÉMENTS DE MINÉRALOGIE ET DE PALÉONTOLOGIE : Phénomènes actuels. Formation de l'écorce terrestre. Chronologie géologique.

GÉOLOGIE APPLIQUÉE PROPREMENT DITE : Considérations générales. Étude d'un gisement. Matériaux de construction et roches employées dans les travaux publics. Minéraux employés dans la métallurgie. Le carbone et ses composés. Combustibles minéraux et hydrocarbures. Minéraux employés en agriculture. Minéraux employés dans les industries diverses. Métaux rares. Pierres précieuses, gemmes.

Exploitation des mines, par Félix COLOMER, ingénieur civil des Mines. In-16 12 × 18 de 344 pages avec 176 figures. Reliure souple..... 9 fr.

MISE EN EXPLOITATION : Exploitations faciles. Sondages. Aménagement du gite. Méthode d'exploitation. EXTRACTION DU MINERAI : Abatage. Roulage. Extraction.

SERVICES GÉNÉRAUX D'UNE EXPLOITATION : Epuisement des eaux. Aérage et éclairage. Installations extérieures. Prix de revient. AVANT-PROJET DE PUITS DE MINE.

Recherches minières. Guide pratique de prospection et de reconnaissance des gisements, à l'usage des ingénieurs et des propriétaires de Mines, suivi de notions abrégées sur l'emploi dans l'industrie des minéraux les plus usuels, par Félix COLOMER, ingénieur civil des Mines. In-8° 14 × 23 de VIII-268 pages, avec 116 figures..... 7 fr. 50

Étude de la surface. Géologie, minéralogie et chimie des minerais. Travaux de recherches à la surface. *Sondages de recherche.* Généralités. Sondages à la main. Sondages simples avec moteur. Sondages mécaniques avec tiges en fer. Sondages au trépan avec circulation d'eau. Sondages au diamant. Accidents et réparations. Données économiques sur le sondage. *Etude économique d'un gite.* Topographie. Evaluation d'un gisement. Définition et teneur industrielle des minéraux. Bases d'estimation d'une mine. *Tableaux* de mesures, de densités, de pentes et d'altitudes.

Traité général de l'emploi de l'électricité dans l'industrie minière. Sources d'énergie et production d'électricité. Distribution de force motrice et de lumière par courants triphasés. Application aux divers usages des mines. Organisation et règlements de service, par LAPOSTOLEST, ingénieur en chef des services du jour des mines de Carmaux, ancien ingénieur du service électrique de la Société alsacienne de constructions mécaniques. In-8° 16×26 de 306 pages avec 67 figures..... 7 fr. 50

Les diverses formes d'énergie utilisables. *Production :* Chutes d'eau et turbines. Chaudières et machines à vapeur. Gazogènes et moteurs à gaz. *Système électrique :* Nature, fréquence et tension du courant; installations. *Matériel générateur. Economie du système.* Avantages. Rendement et consommation des diverses sources. *Calcul des conducteurs. Etablissement des canalisations. Sous-stations. Applications :* Eclairage. Moteurs. Perforation. Havage. Tirage des mines. Roulage : treuils de plans inclinés et de traînage. Locomotives. Extraction : rôle des machines. Etude mécanique et dynamique. Aérage. Pompes. Transmission des ordres. Industries annexes. Outillage. *Organisation et règlements :* Personnel. Mesures générales d'ordre et de sécurité. Texte des documents officiels.

Dictionnaire des arts et manufactures et de l'agriculture, par Ch. LABOULAYE, et une réunion de savants, d'ingénieurs et d'industriels. 7e édit., revue, complétée et mise à jour.

Les livraisons peuvent être vendues séparément au prix de 2 fr. 50 l'une.

Prix de l'ouvrage complet en cinq gros vol. 18 × 28 avec 5.800 fig.. 120 fr.

Les scieries et les machines à bois, par P. RAZOUS, ingénieur, inspecteur du travail dans l'industrie. In-8° 17 × 25 de 475 p. avec 332 fig..... 15 fr.

Exploitations en forêts. Scieries fixes. Ateliers de menuiserie et d'ébénisterie. Tours et machines à copier. Fabrication mécanique des caisses d'emballage. Tonnellerie mécanique. Ap-

©BIU Santé

plications de l'électricité dans les ateliers de travail du bois. Mesures préventives contre les accidents des scies et des machines à bois. Responsabilité des patrons des scieries et autres établissements où l'on travaille mécaniquement le bois, en cas d'accidents de personnes.

La pratique des machines à bois, par PER SIDÈN, directeur d'usines. In-8° 16 × 25 de 333 pages avec figures..... 12 fr. 50

Transmissions. Renvois. Poulies. Courroies. Faux équilibre. Métal antifriction. Scies alternatives, circulaires, à ruban. Raboteuses. Moulurières. Façonnement des fers à moulurer. Machines diverses. Affûtage. Forge et atelier de réparation. Machines à vapeur et chaudières. L'électricité comme intermédiaire de transmission. Les machines à bois à l'Exposition de 1900.

Découpage, matriçage, poinçonnage et emboutissage, par J. WOODWORTH, ingénieur américain, traduit de l'anglais et augmenté d'une annexe par G. RICHARD, ingénieur civil des Mines. In-8° 16 × 25 de 350 pages, avec 685 figures. Broché, 15 fr.; cartonné..... 16 fr. 50

Matrices simples ou découpeuses. Matrices doubles ou poinçonneuses-découpeuses. Matriçage simple pour ateliers. Matrices et poinçons sériés. Production économique des pièces en métal mince. Matrices simples et complexes. Poinçonnages multiples. Presses à border, cercler et assembler. Emboutissage des bacs en métal mince. Presses à médailles et pour gros travaux. Avancement des bandes à la presse. Graissage des presses. Recuit et doucissage des outils de presses. Presses diverses et travaux spéciaux. Annexe décrivant les appareils nouvellement brevetés.

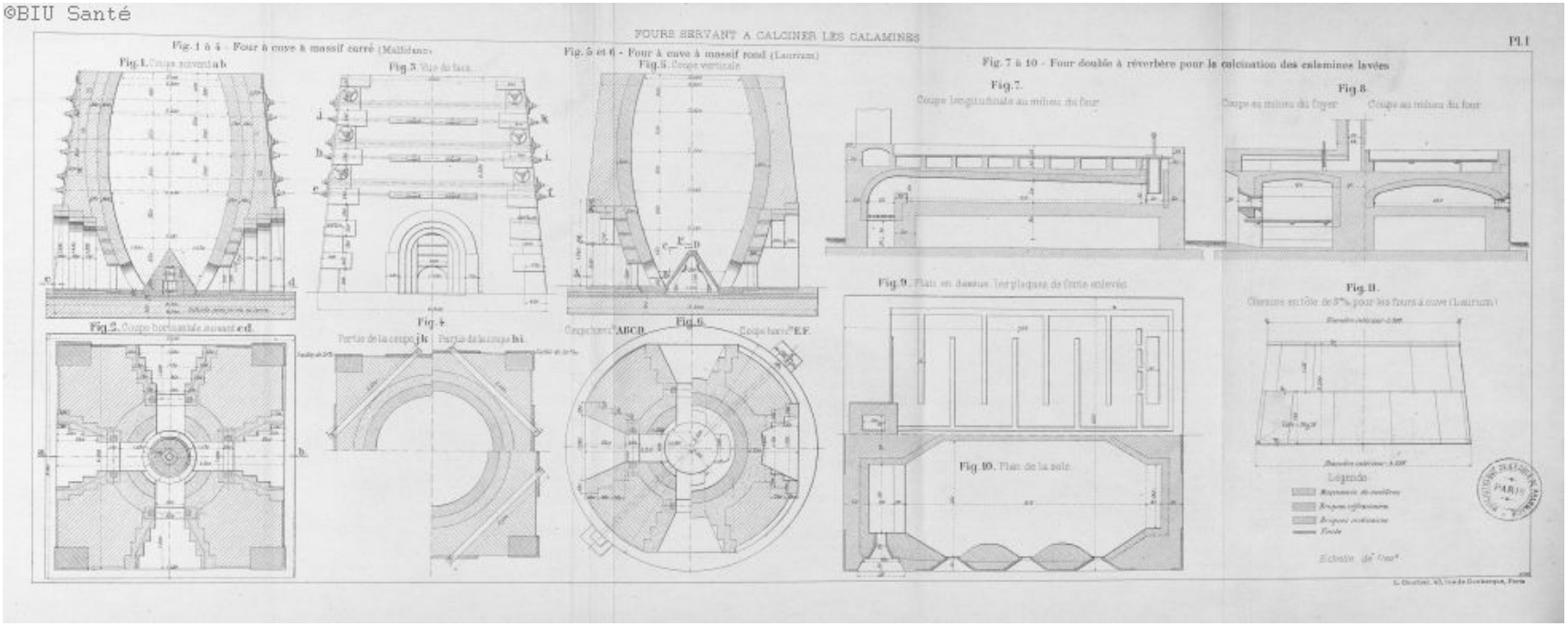
Expériences sur le travail des machines-outils pour les métaux, par C. CODRON, ing. civil, prof. du Cours des Arts mécaniques à l'Institut industriel du Nord. Ouvrage primé par la Société d'Encouragement pour l'industrie nationale. 1er fascicule. In-4° 23 × 28 de 270 pages avec 585 fig.. 12 fr. 50

PROCÉDÉS D'AJUSTAGE. Enlèvement du métal sous forme de particules ténues. Meulage : *d'acier fondu non trempé, d'acier trempé sec. Essai avec grosse meule taillée, avec meule d'émeri aggloméré.* Tranchage : *du plomb, du cuivre, du fer, du fer rond, du fer à chaud, de l'acier.* Emploi de deux tranches opposées : *Cisaille à molettes, trancheuse à chaud, coupe de tubes.* Cisaillage. Tranchage d'un seul coup : *d'une pièce de fer, à froid, à chaud, coupe d'acier. Cisaillage cornières de fer, d'acier fondu, d'outils, de cuivre.* Cisaillage progressif d'acier extra-doux. Cisaillage avec lames circulaires, avec lames obliques : *du plomb, du cuivre, du fer, du fer rond.* Cisaillage à vitesse variable. Poinçonnage : *du fer, du plomb, du caoutchouc souple.* Poinçonnage progressif : *d'acier très doux, de fer doux misé, de fer misé.* Essais de poinçonnage à des épaisseurs et à des vitesses variables : *du fer, de l'acier au nickel, du cuivre, de la fonte, de l'aluminium.* Poinçons alésoirs à tranchants multiples : *du fer, du cuivre.* Mandrinage du fer. Poinçonnage oblique. Poinçonnage du laiton.

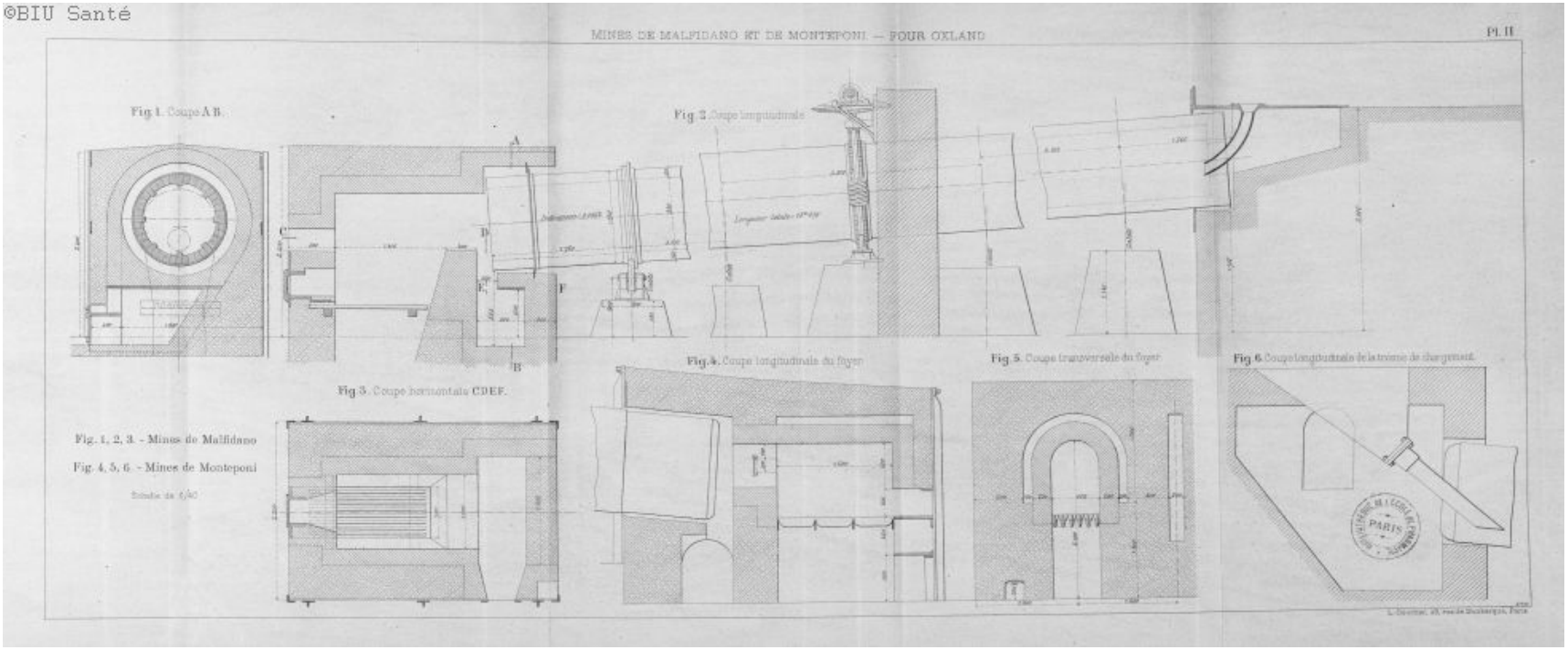
BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

TOURS. — IMPRIMERIE DESLIS FRÈRES, 6, RUE GAMBETTA.

©BIU Santé


FOURS SERVANT A CALCINER LES CALAMINES
Pl. I
Fig. 1 à 4 - Four à cuve à massif carré (Malfidano)
Fig. 5 et 6 - Four à cuve à massif rond (Laurium)
Fig. 7 à 10 - Four double à réverbère pour la calcination des calamines lavées
Fig. 1. Coupe suivant ab
Fig. 3. Vue de face
Fig. 5. Coupe verticale
Fig. 7.
Coupe longitudinale au milieu du four
Fig. 8
Coupe au milieu du foyer
Coupe au milieu du four
Fig. 2. Coupe horizontale suivant cd
Fig. 4
Partie de la coupe jk
Partie de la coupe hi
Fig. 6
Coupe horiz.le EF
Fig. 9. Plan en dessus, les plaques de fonte enlevées
Fig. 11.
Cheminée en tôle de 3 m/m pour les fours à cuve (Laurium)
Fig. 10. Plan de la sole
Légende
Échelle de 0m,01 par mètre

©BIU Santé

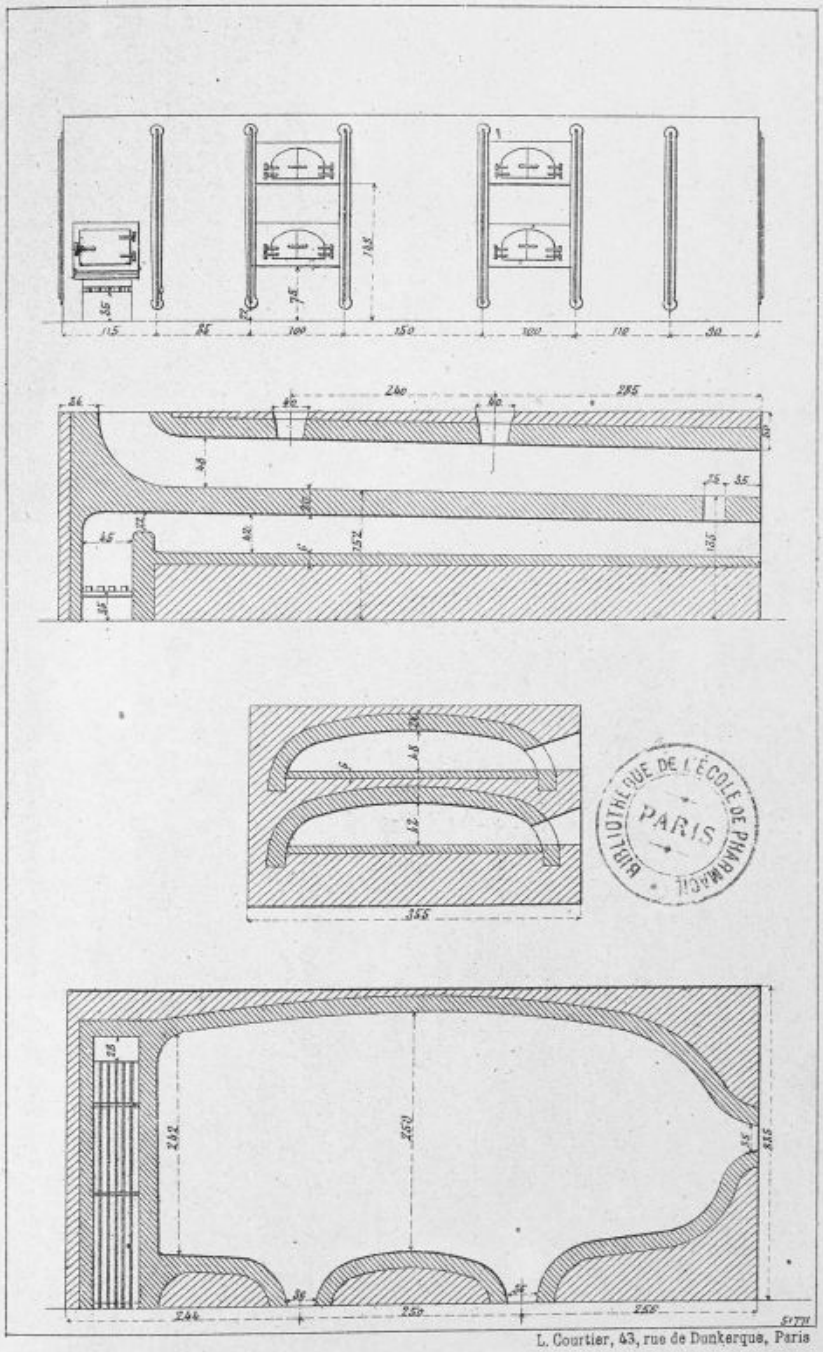

MINES DE MALFIDANO ET DE MONTEPONI. — FOUR OXLAND
PL. II
Fig 1. Coupe A B.
Fig 2. Coupe longitudinale
Fig 3. Coupe horizontale CDEF.
Fig. 4. Coupe longitudinale du foyer
Fig 5. Coupe transversale du foyer
Fig 6. Coupe longitudinale de la trémie de chargement.
Fig. 1, 2, 3. - Mines de Malfidano
Fig. 4, 5, 6. - Mines de Monteponi
Echelle de 1/40
PARIS

©BIU Santé

RÉVERBÈRE DE GRILLAGE POUR BLENDES

(Engis - 1874)

Pl. III



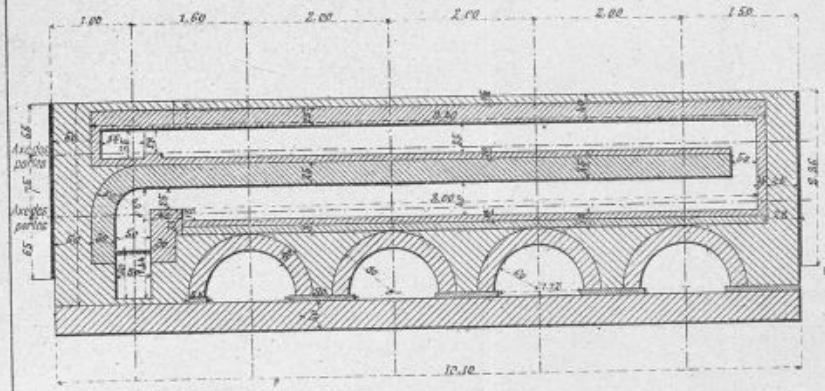
BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris

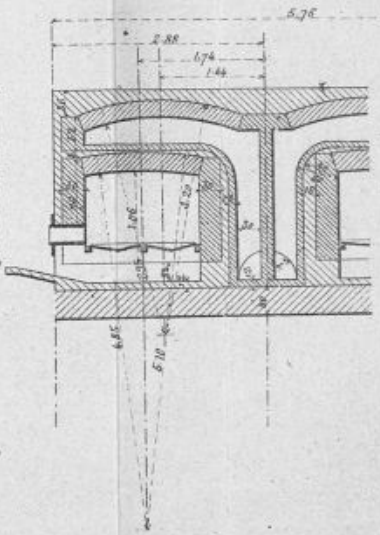
©BIU Santé

RÉVERBÈRE DE GRILLAGE POUR BLENDES. — BLEYBERG - 1884

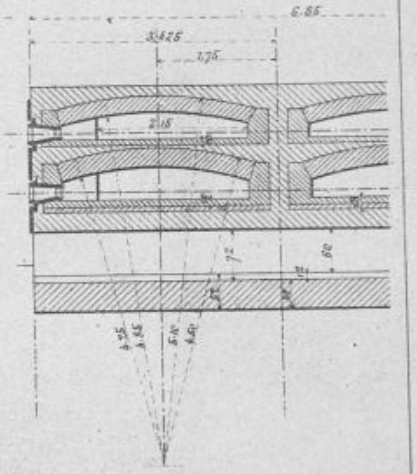
Coupe longitudinale



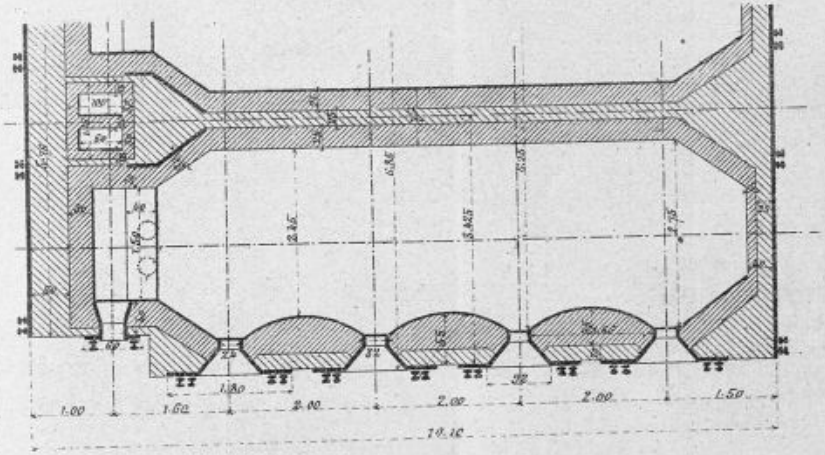
Coupe transversale
par l'axe du foyer.



Coupe transversale
par l'axe d'une porte de la sole.



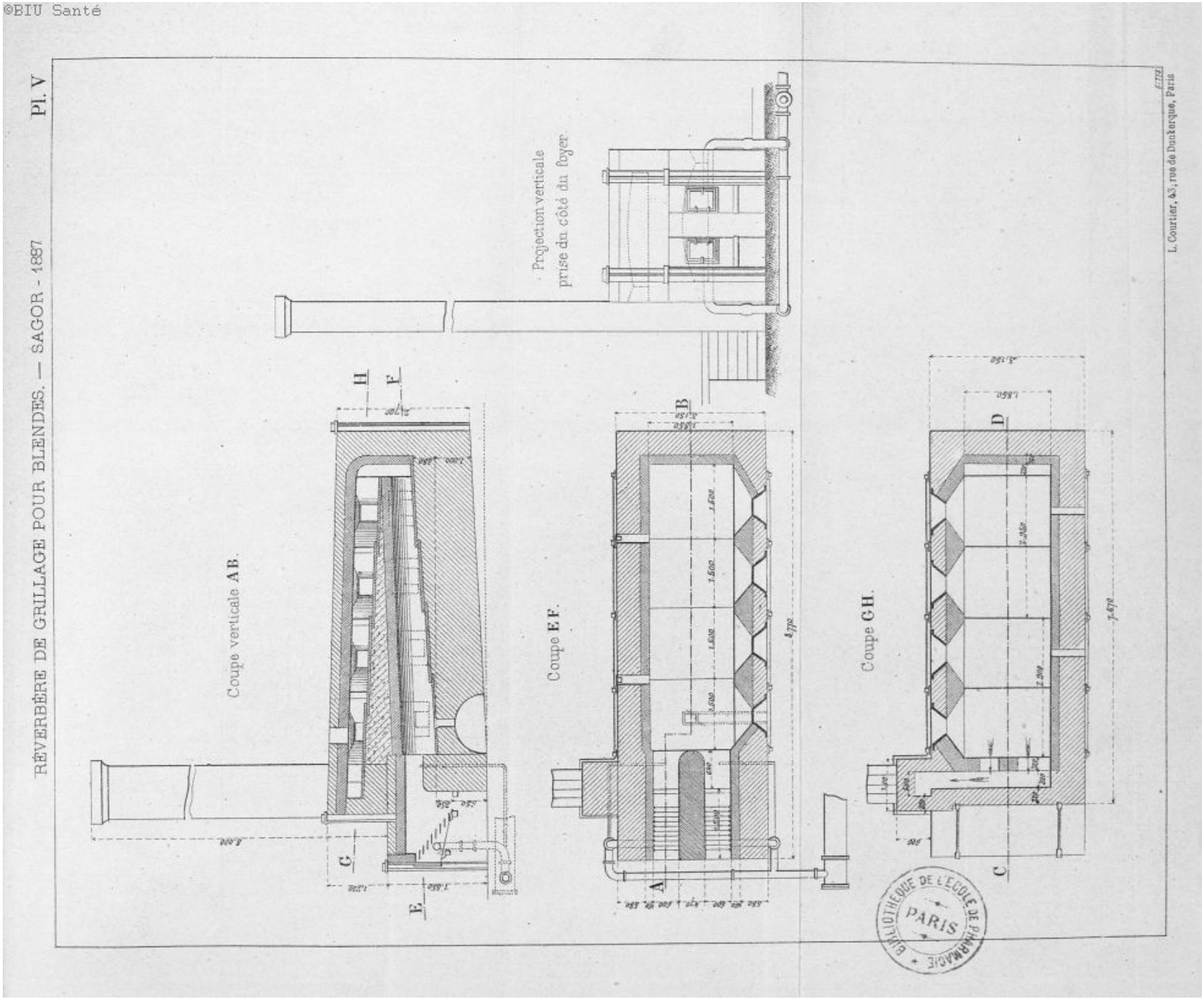
Coupe horizontale.



BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE
PARIS

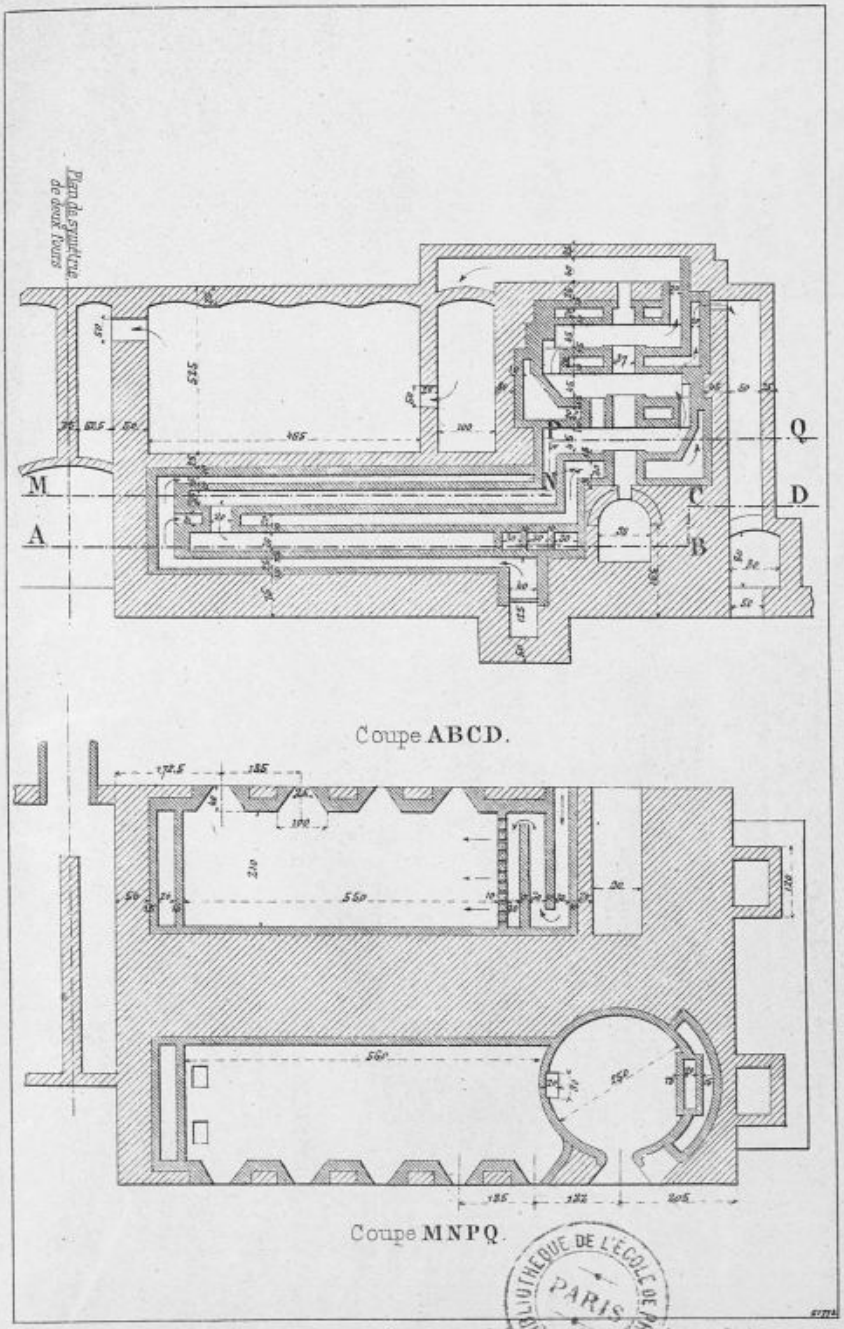
L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris

©BIU Santé


RÉVERBÈRE DE GRILLAGE POUR BLENDES. — SAGOR - 1887
Pl. V
Projection verticale prise du côté du foyer
Coupe verticale AB.
Coupe EF.
Coupe GH.
L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris
BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

©BIU Santé

FOUR HAAS MODIFIÉ — OBERHAUSEN - 1885 Pl. VI



Coupe ABCD.

Coupe MNPQ.

BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

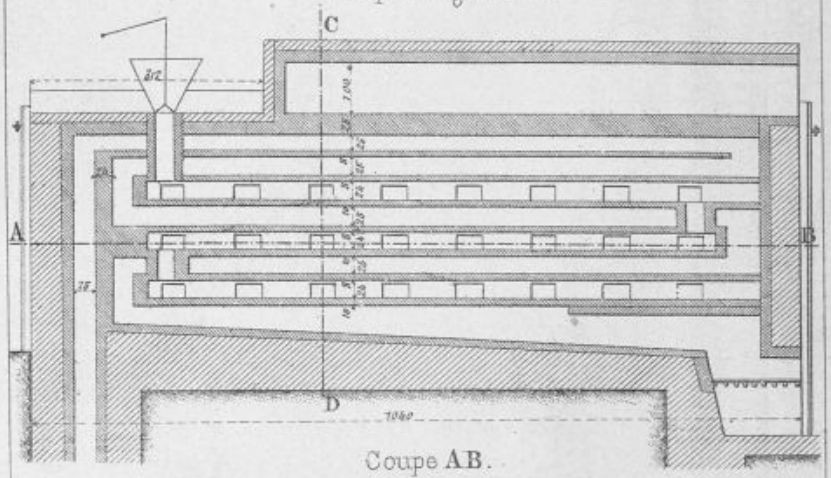
L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris

©BIU Santé

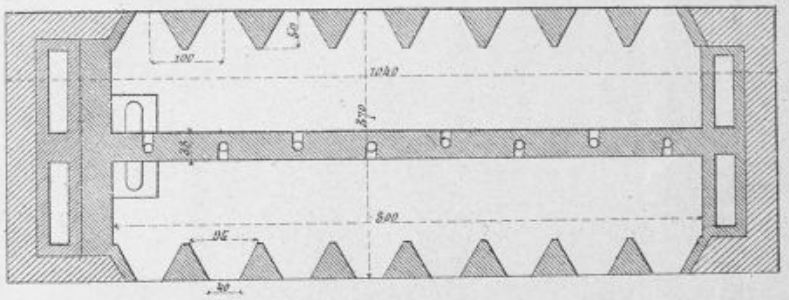
FOUR A MOUFLES POUR LE GRILLAGE DE LA BLENDE

(Rhenania Gesellachft. — Stolberg - 1885) Pl. VII

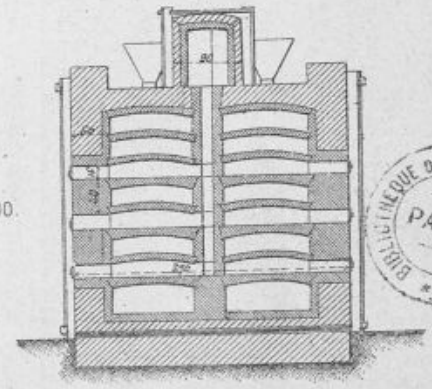
Coupe longitudinale



Coupe AB.



Coupe CD.



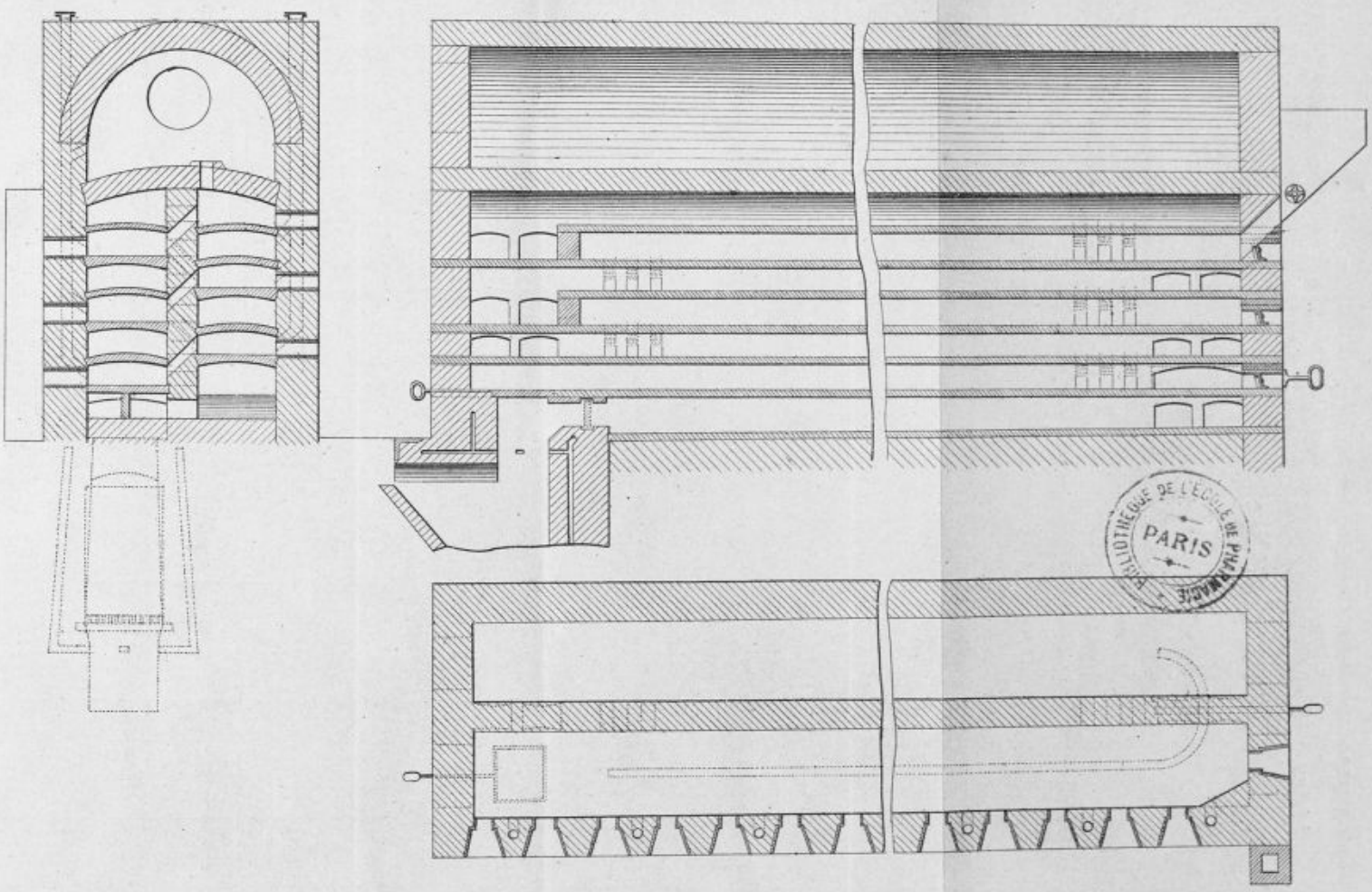
Echelle de 1/100.

BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris

©BIU Santé

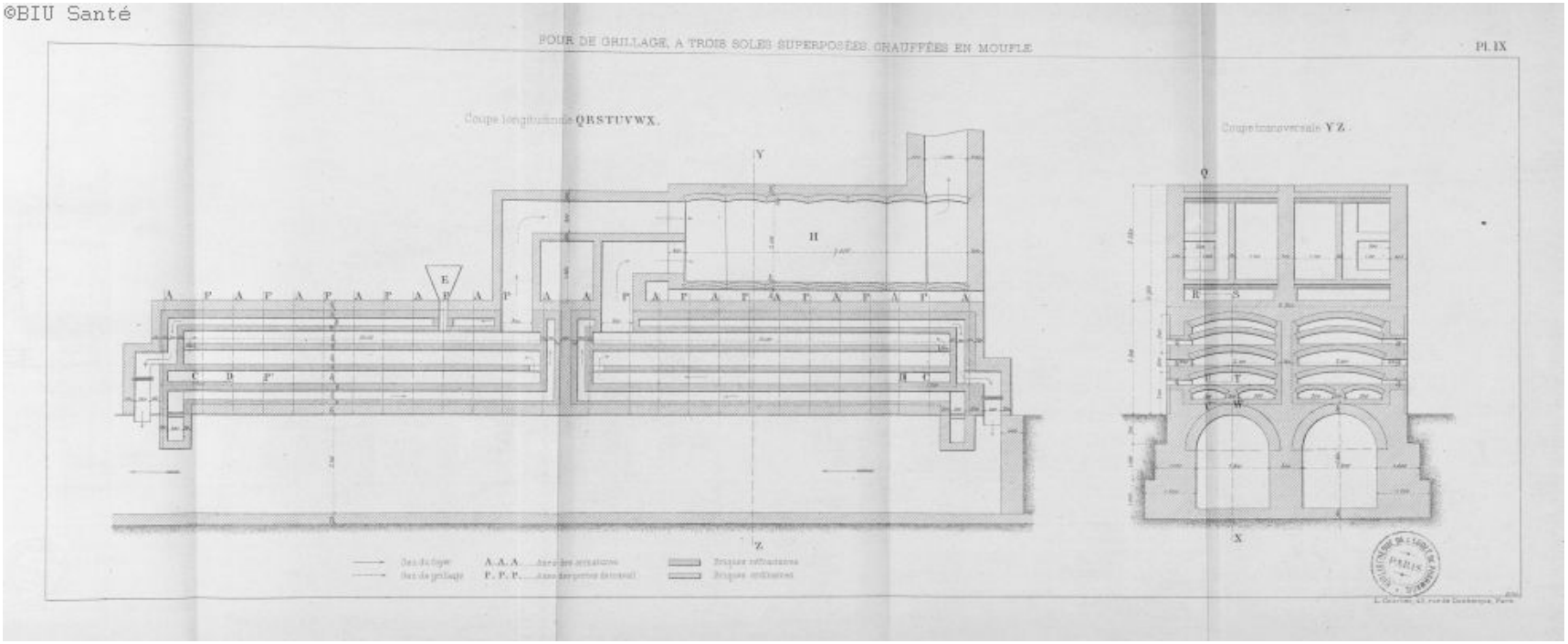
FOUR DE GRILLAGE A SOLES MULTIPLES. — BREVET GRILLO Pl. VIII



BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris

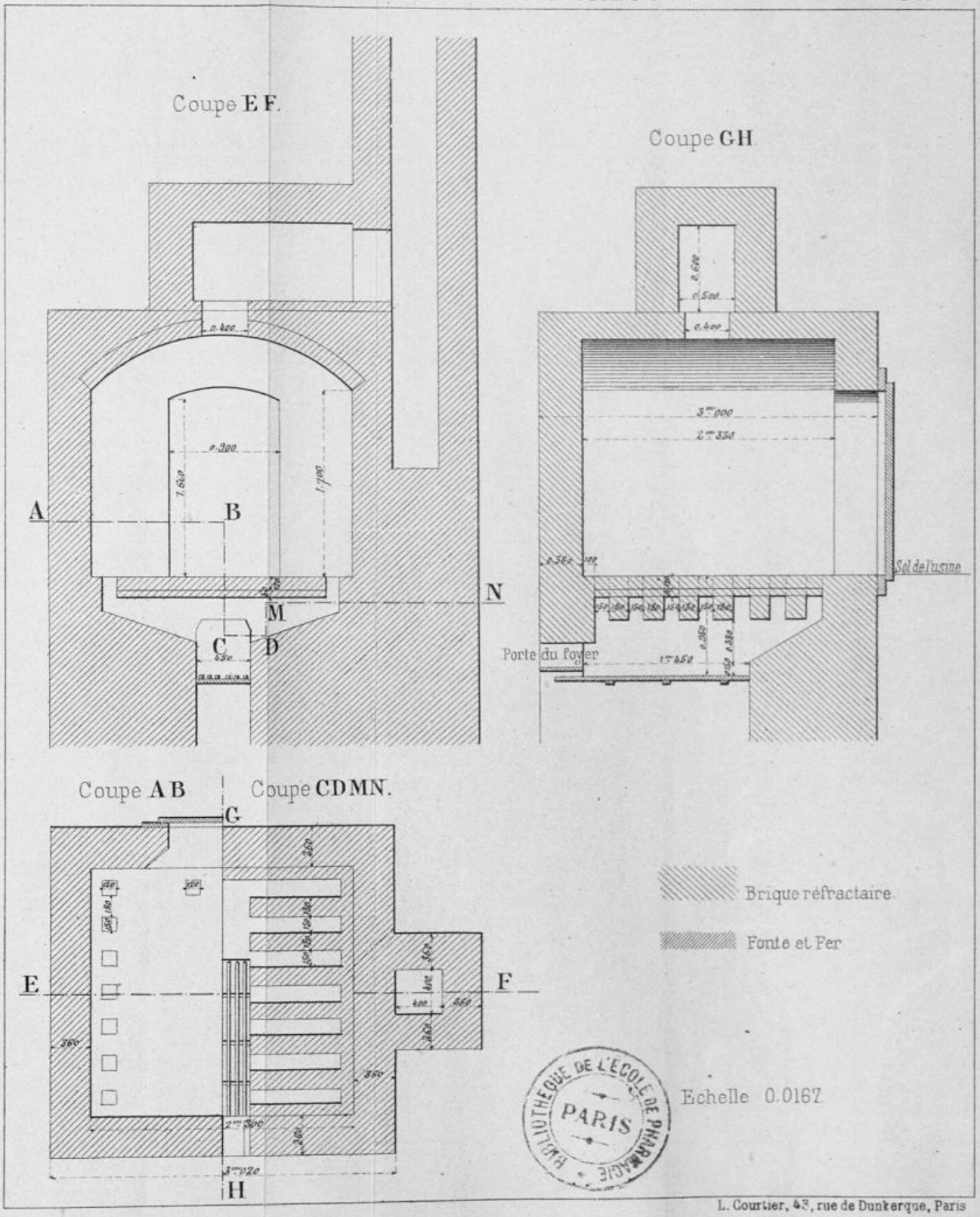
©BIU Santé


FOUR DE GRILLAGE, A TROIS SOLES SUPERPOSÉES, CHAUFFÉES EN MOUFLE
Pl. IX
Coupe longitudinale QRSTUVWX.
Coupe transversale YZ.
Q
R
S
T
U
V
W
X
Y
Z
H
E
A. A. A.
P. P. P.

©BIU Santé

FOUR A CUIRE LES CREUSETS

Pl. X

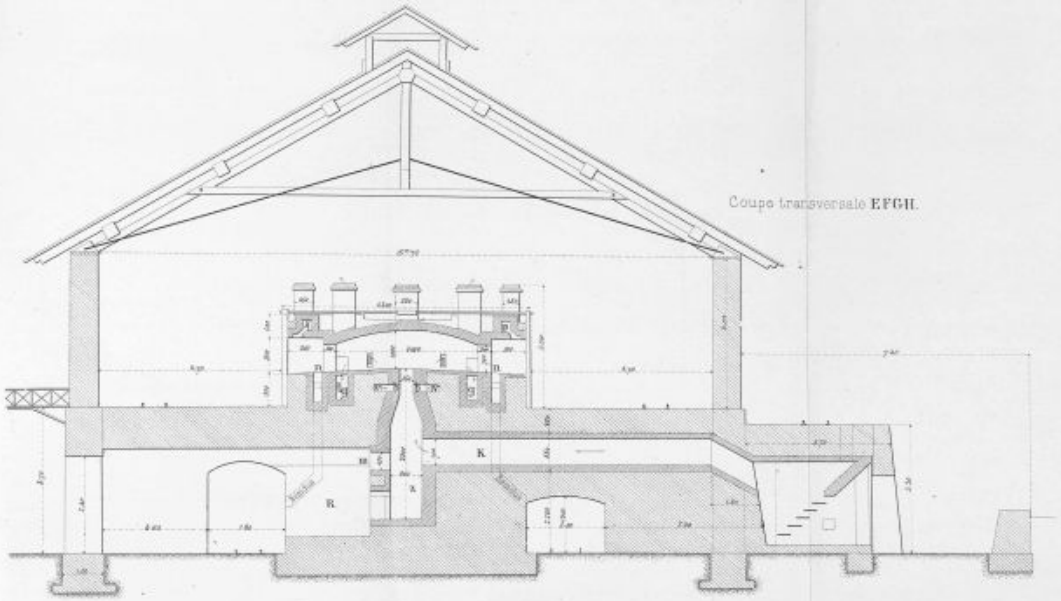


L. Courtier, 48, rue de Dunkerque, Paris

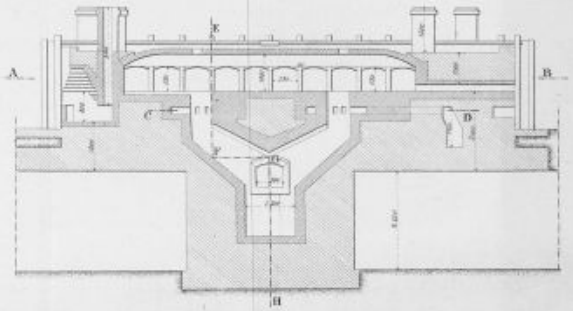
©BIU Santé

FOUR SILÉSIEN A GAZOGÈNES INDÉPENDANTS ET DOUBLE BRULEUR — USINE DE BENDZIN

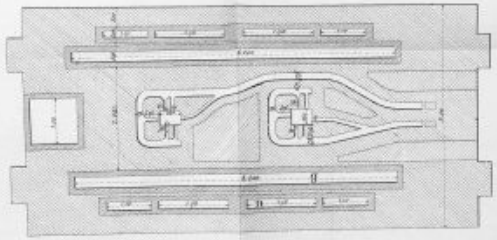
Pl. XI



Coupe transversale **EFGH**.

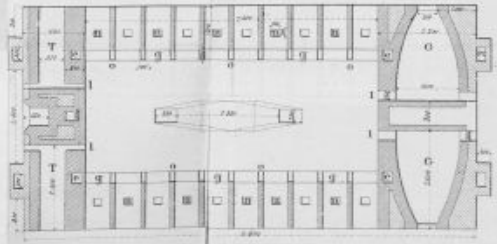


Coupe par l'axe longitudinal



Coupe par **CD**.

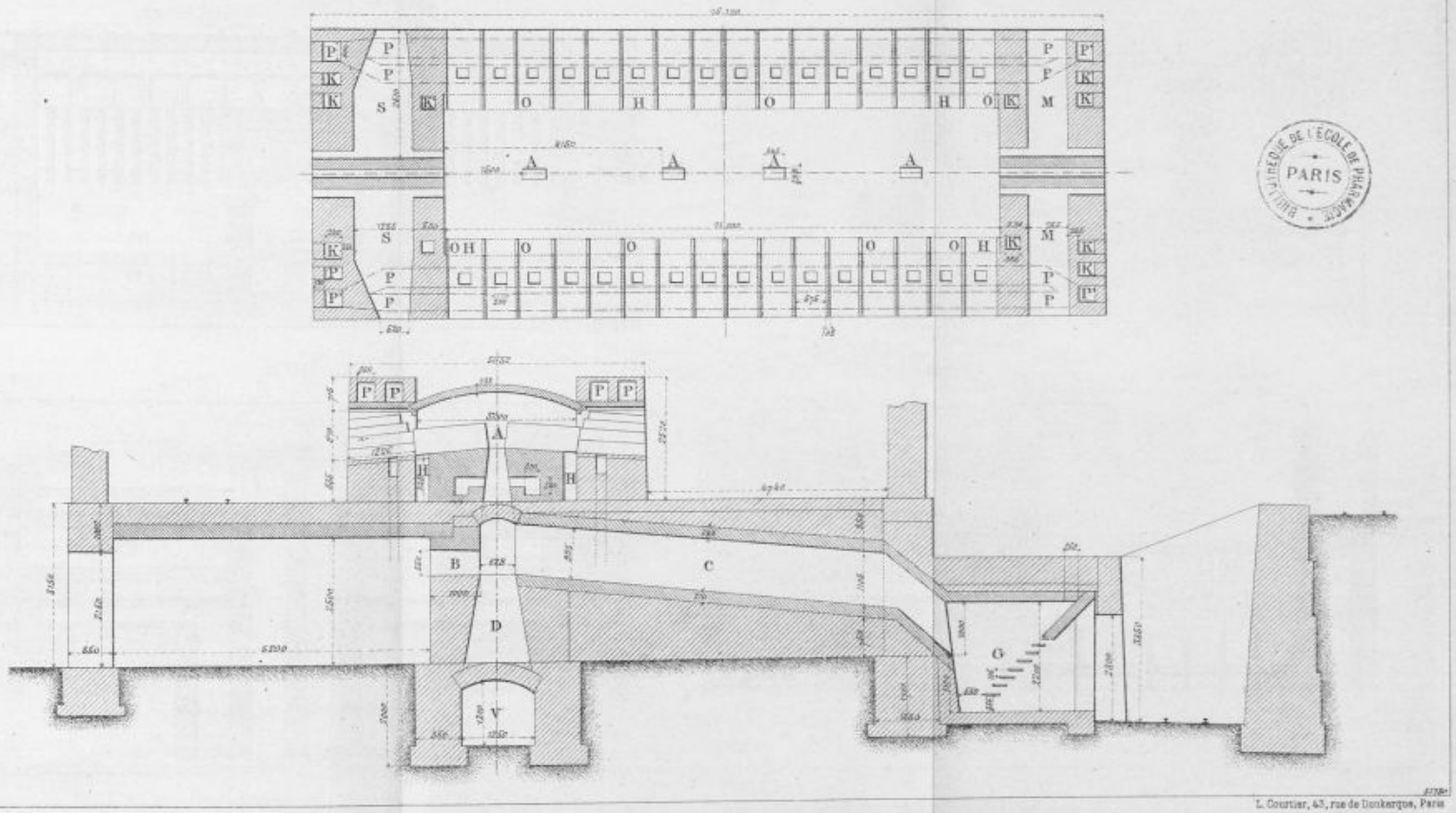
Échelle de 0.01



Coupe par **AB**.

©BIU Santé

FOUR SILÉSIEN A GAZOGÈNES INDÉPENDANTS (HOHENLOHEHÜTTE-1888) PI.XII



BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

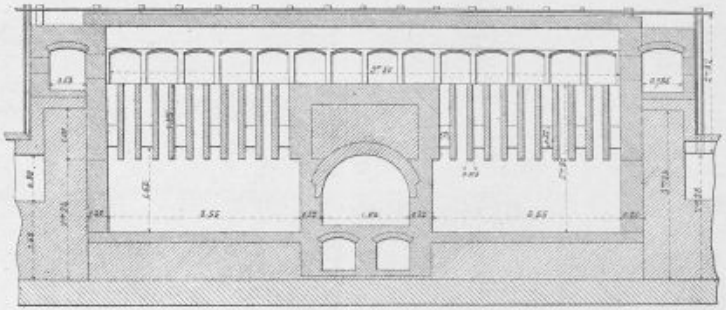
L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris

©BIU Santé

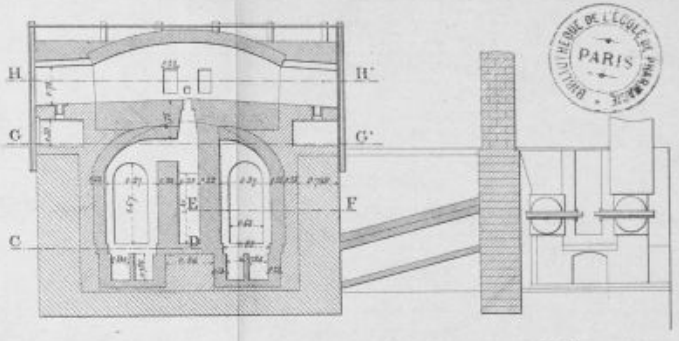
FOUR SILÉSIEN A RÉGÉNÉRATEURS SIEMENS

Pl. XIII

Coupe AB.

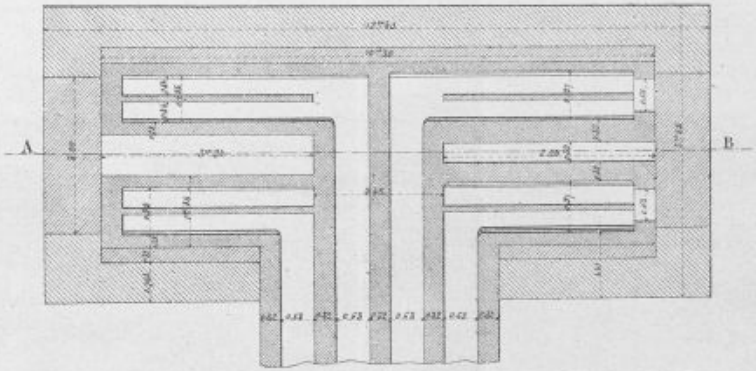


Coupe LM.



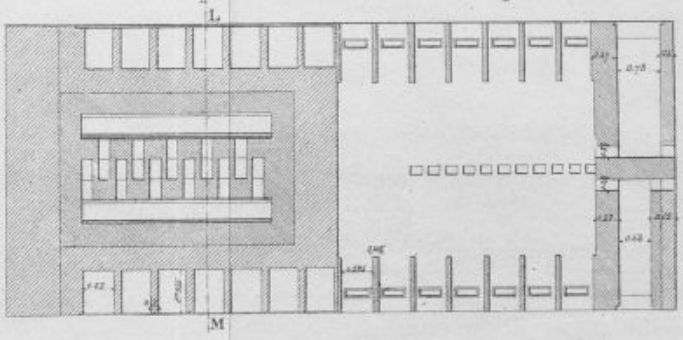
BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DES MINES PARIS

Coupe CD. EF.



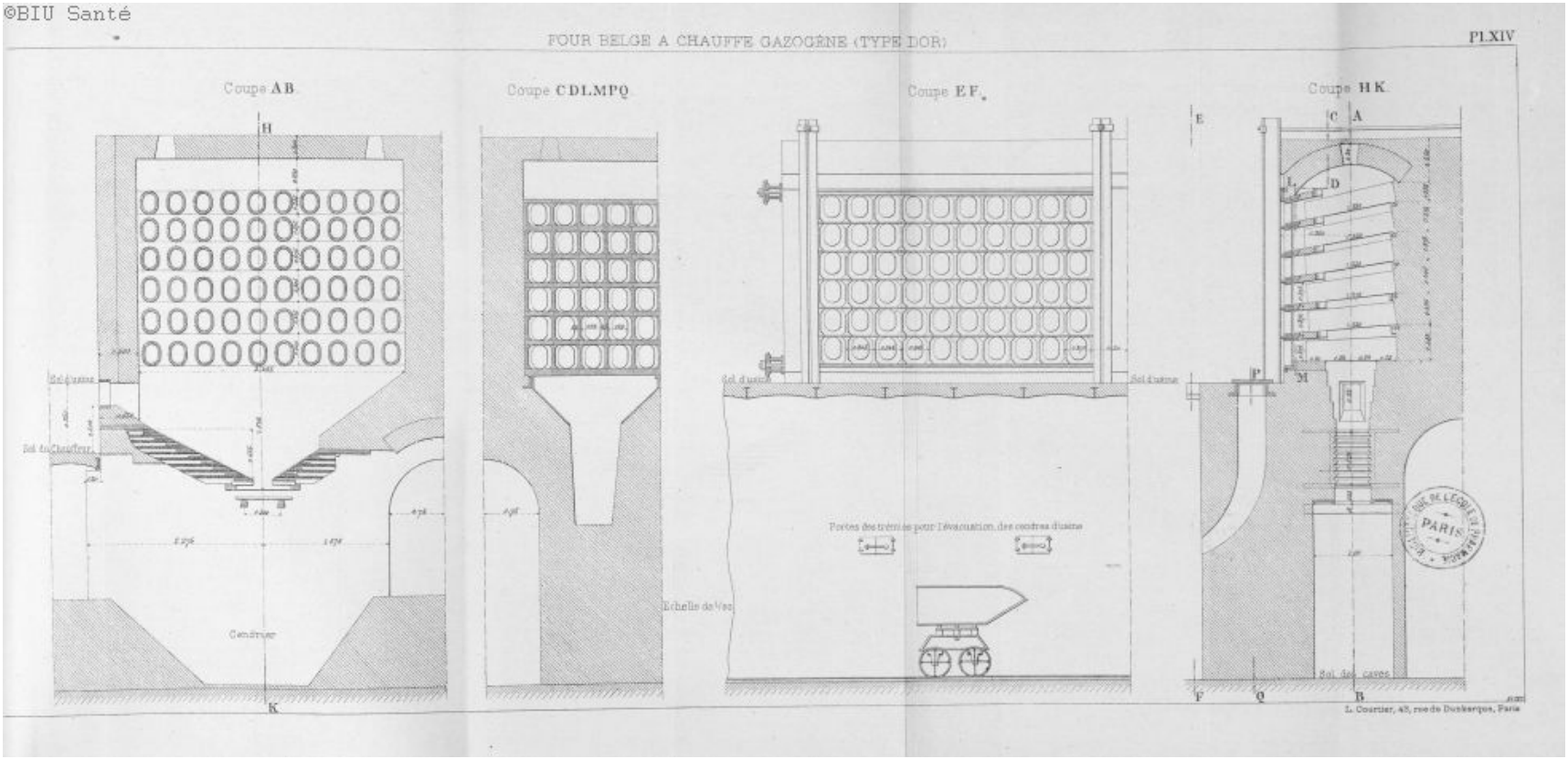
Coupe GG'

Coupe HH'.



L. Courtier, 49, rue de Dunkerque, Paris

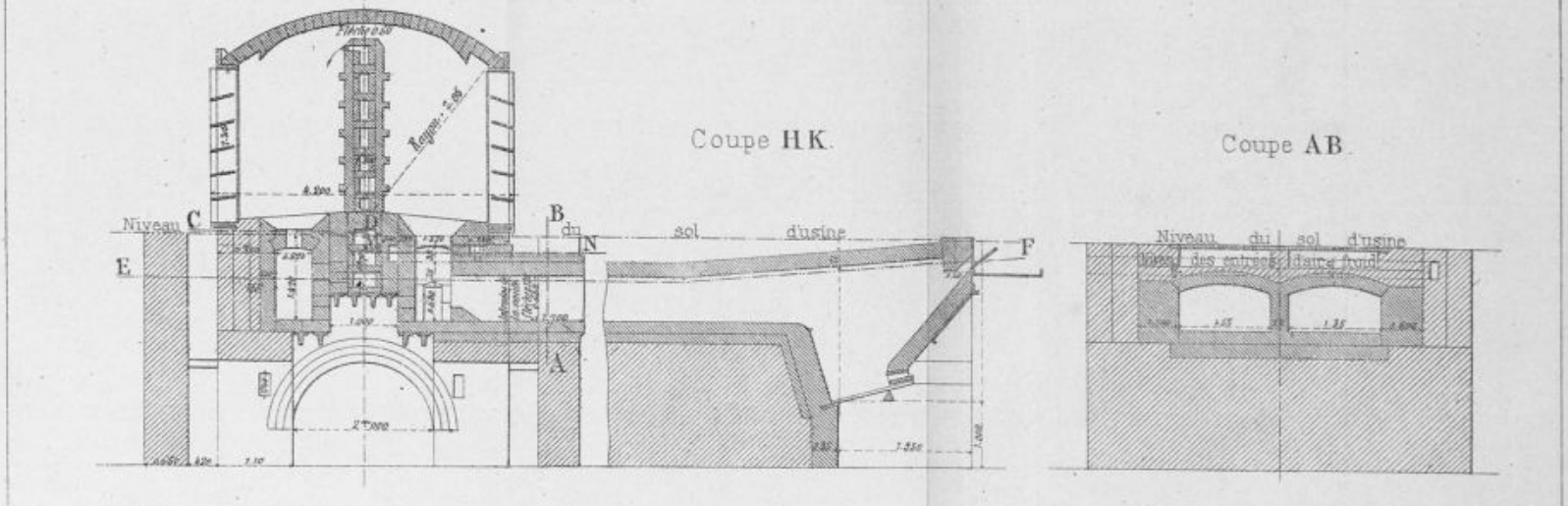
©BIU Santé

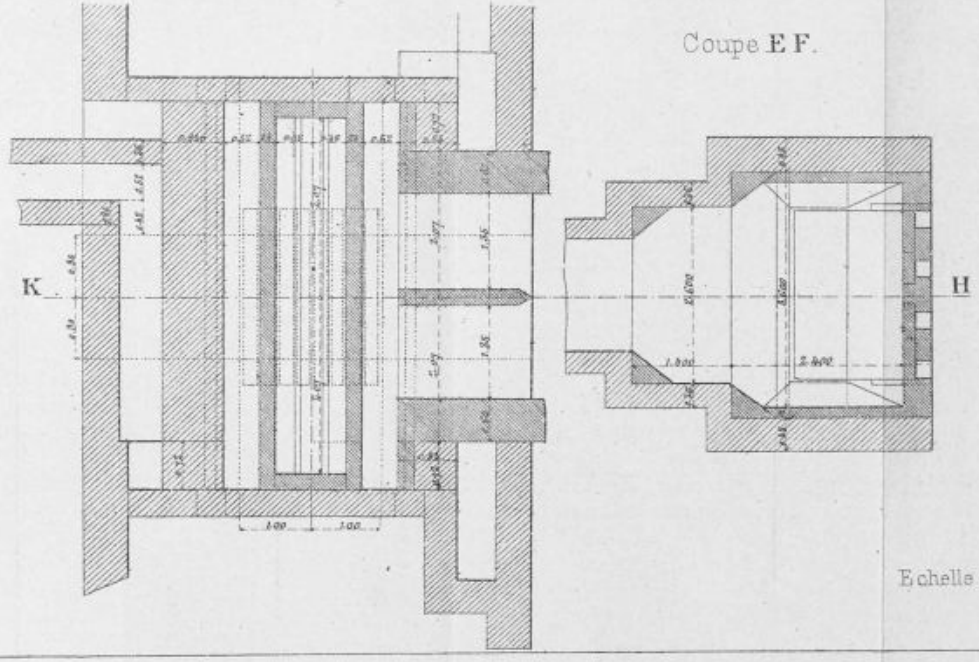

FOUR BELGE A CHAUFFE GAZOGÈNE (TYPE DOR)
PL XIV
Coupe AB
Coupe CDLMPQ
Coupe EF
Coupe HK
Portes des trémies pour l'évacuation des cendres d'usine
Échelle de 1/50
Sol des caves
L. Courtier, 45, rue de Dunkerque, Paris

©BIU Santé

FOUR BELGE A DOUBLE DEVANTURE (TYPE D'OUGRÉE)

Pl. XV





Echelle de 1/100.

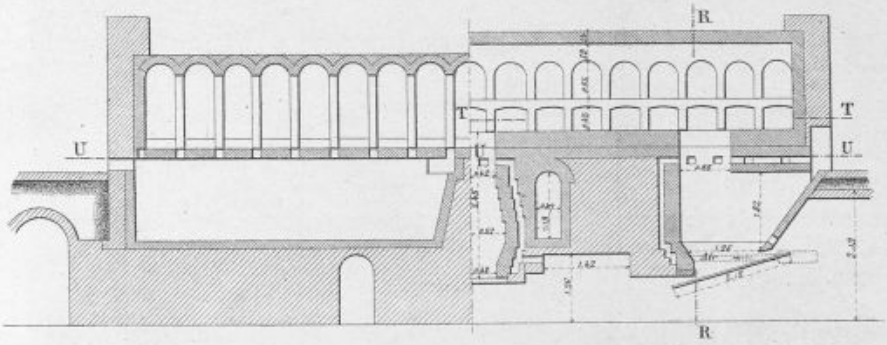
L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris

BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

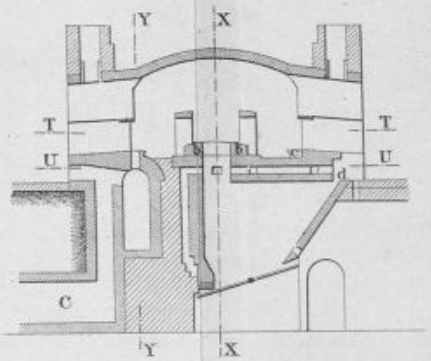
©BIU Santé

FOUR SILÉSIEN A DEUX RANGÉES DE MOUFLES. — BRIXLEGG - 1877 Pl.XVI

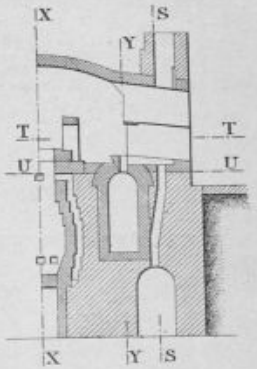
Coupe verticale YY.XX. Echelle de 0m01 par mètre (1/100)



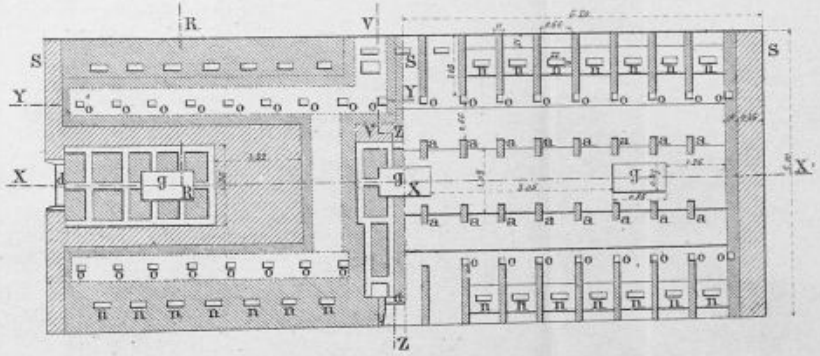
Coupe verticale VV.ZZ.



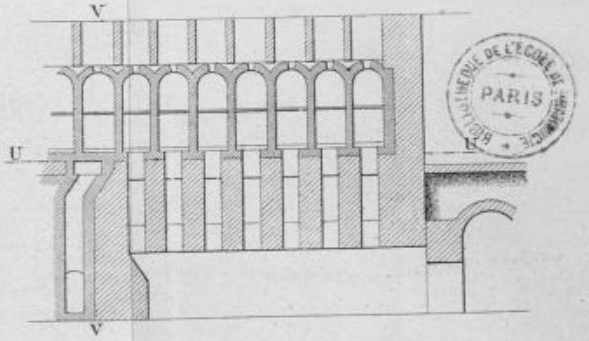
Coupe verticale RR.



Coupe horizontale UU.TT.



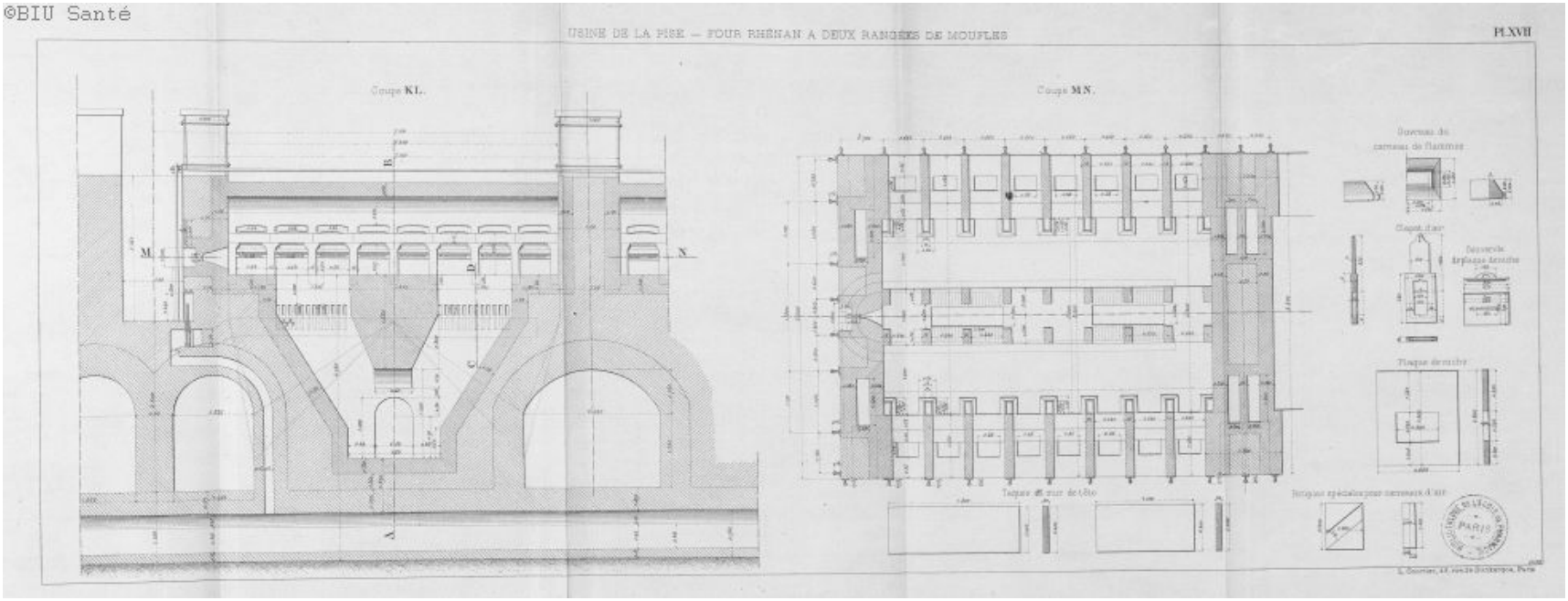
Coupe verticale SS.



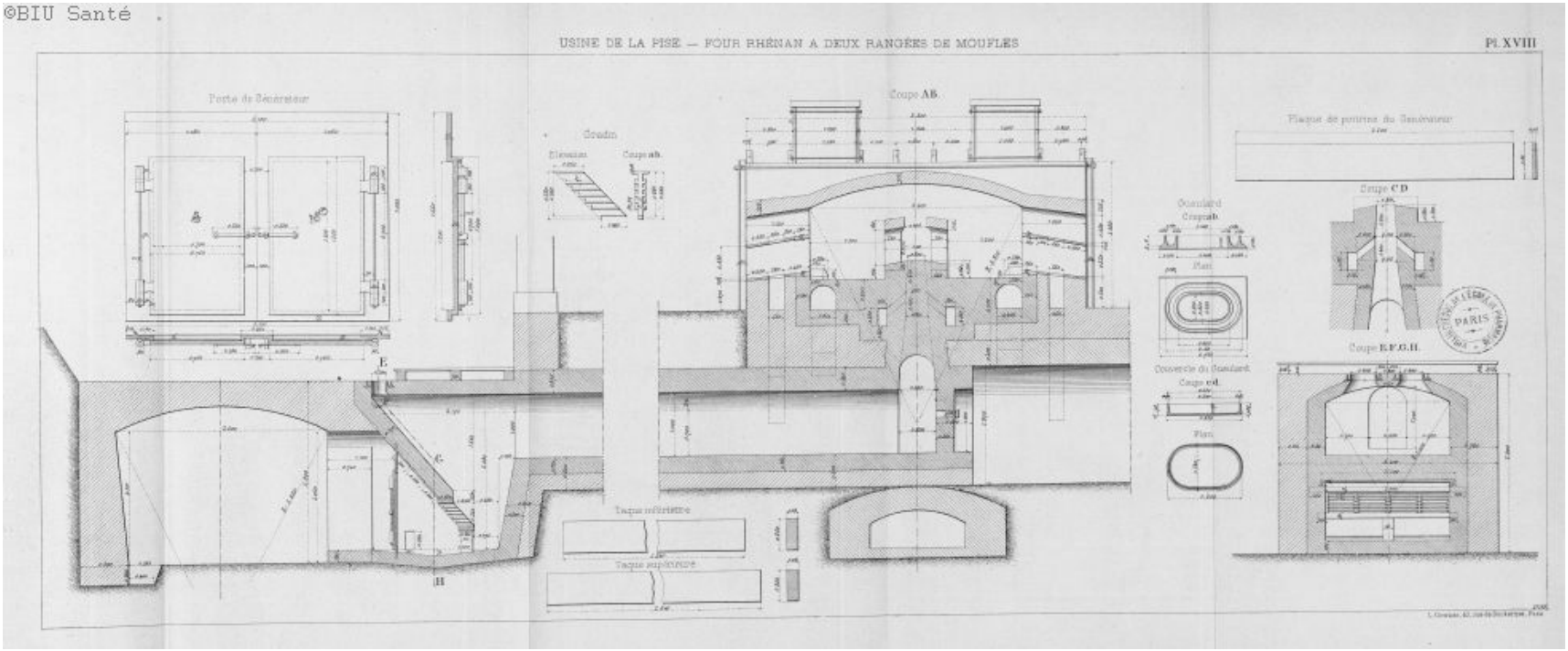
BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PARIS

L. Courtier, 43, rue de Dunkerque.

©BIU Santé


USINE DE LA PISE — FOUR RHÉNAN A DEUX RANGÉES DE MOUFLES
PLXVII
Coupe KL.
Coupe MN.
M
N
Tuyaux de carneau de flammes
Clapet d'air
Tampon de regard
Tuyaux spéciaux pour carneaux d'air

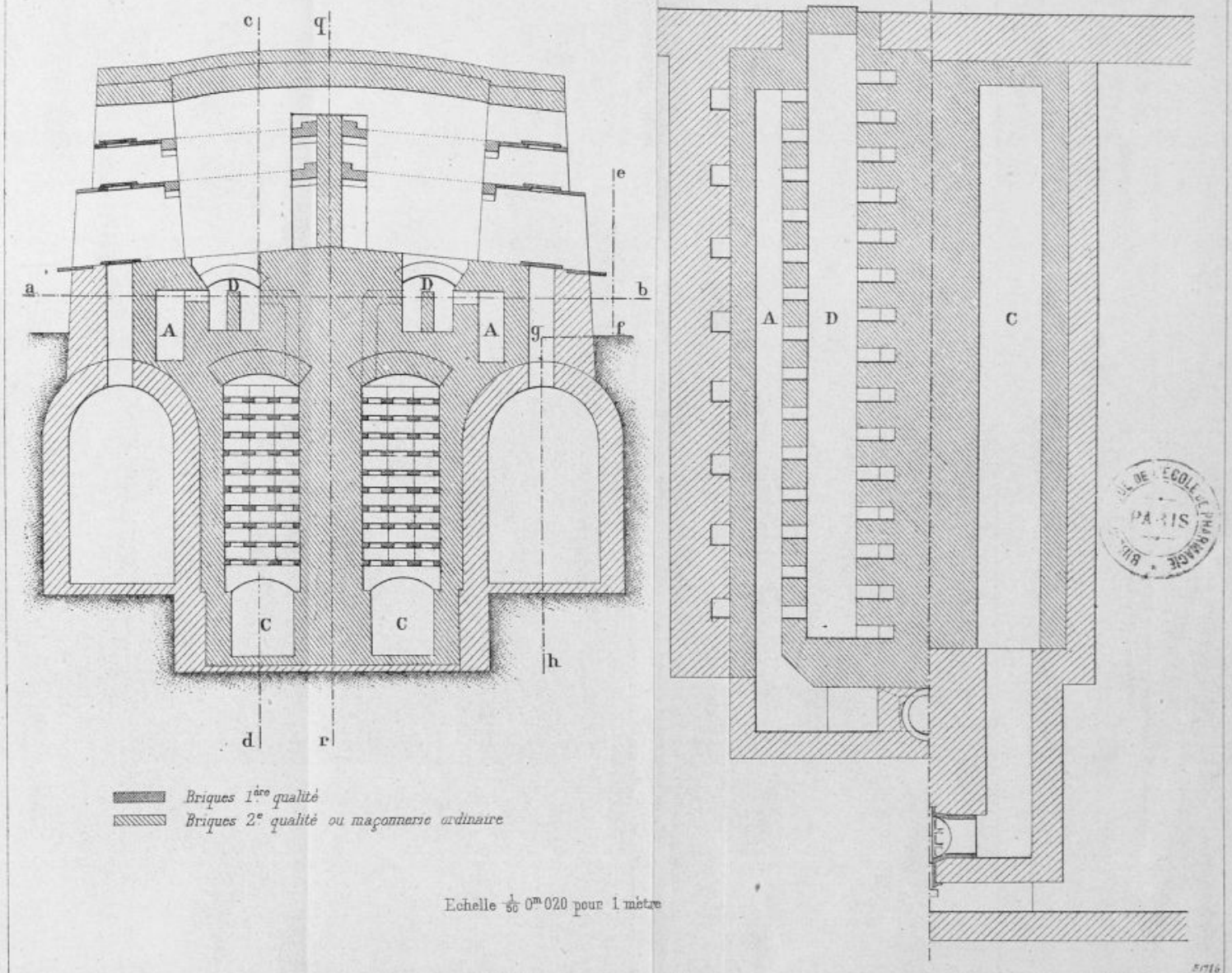
©BIU Santé .


USINE DE LA PISE — FOUR RHÉNAN A DEUX RANGÉES DE MOUFLES
Pl. XVIII
Porte du Générateur
Coupe AB.
Plaque de pourtour du Générateur
Coupe CD.
Coupe EFGH.
PARIS

©BIU Santé

ANCIEN FOUR DE VIVIEZ - TYPE SIEMENS

Pl. XIX

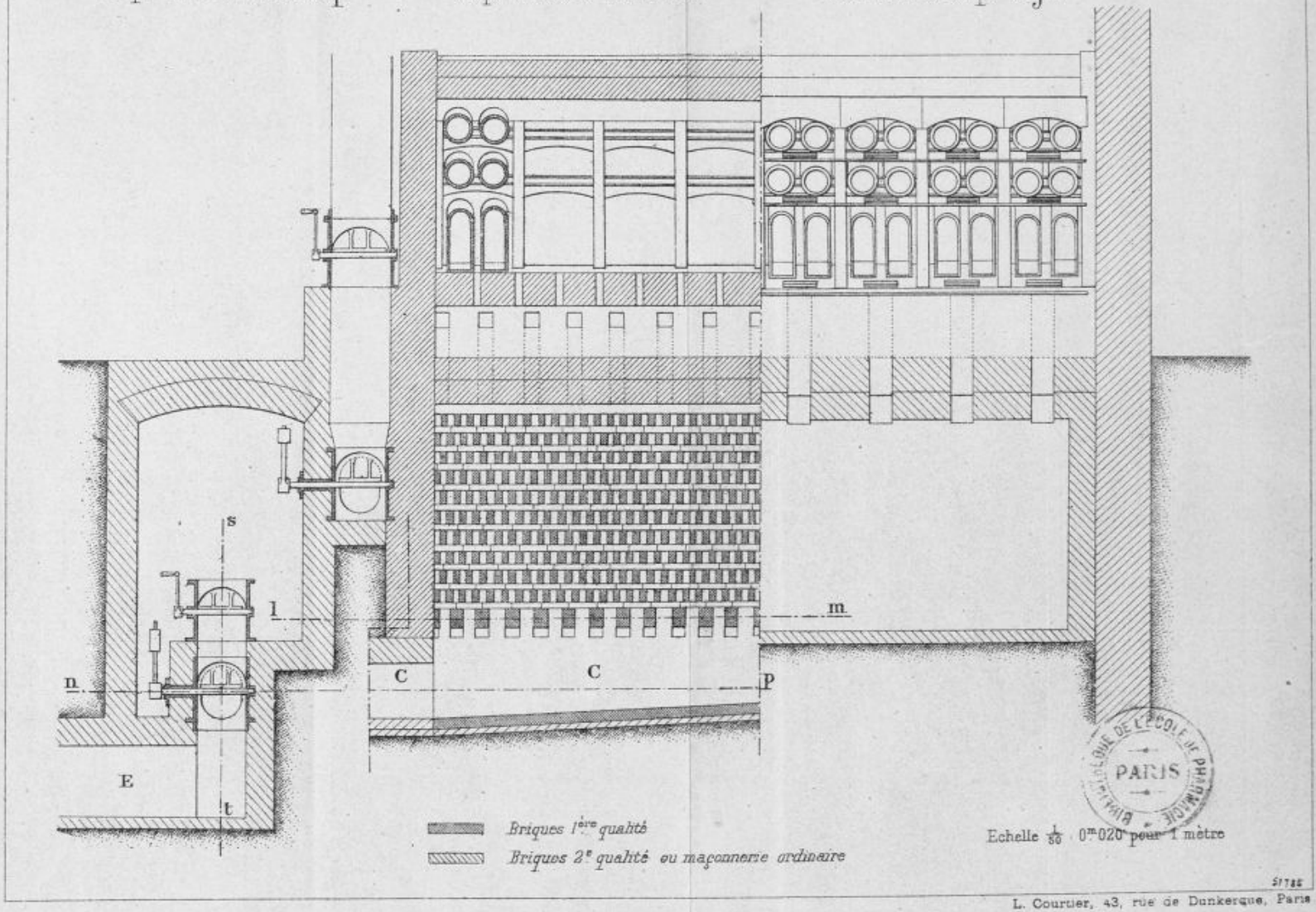


BIU DE L'ECOLE DE PHARMACIE PARIS

©BIU Santé

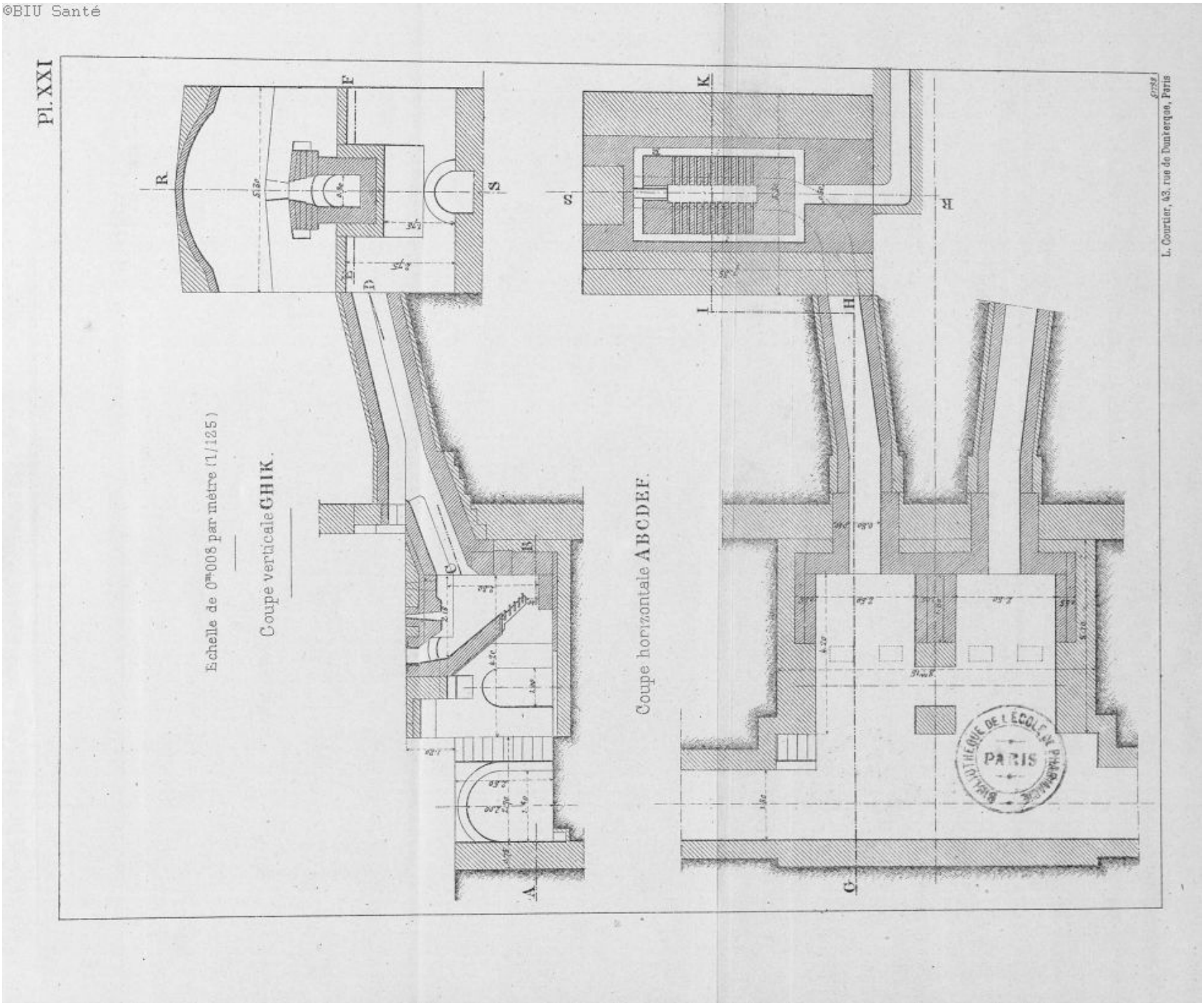
ANCIEN FOUR DE VIVIEZ - TYPE SIEMENS

Pl. XX

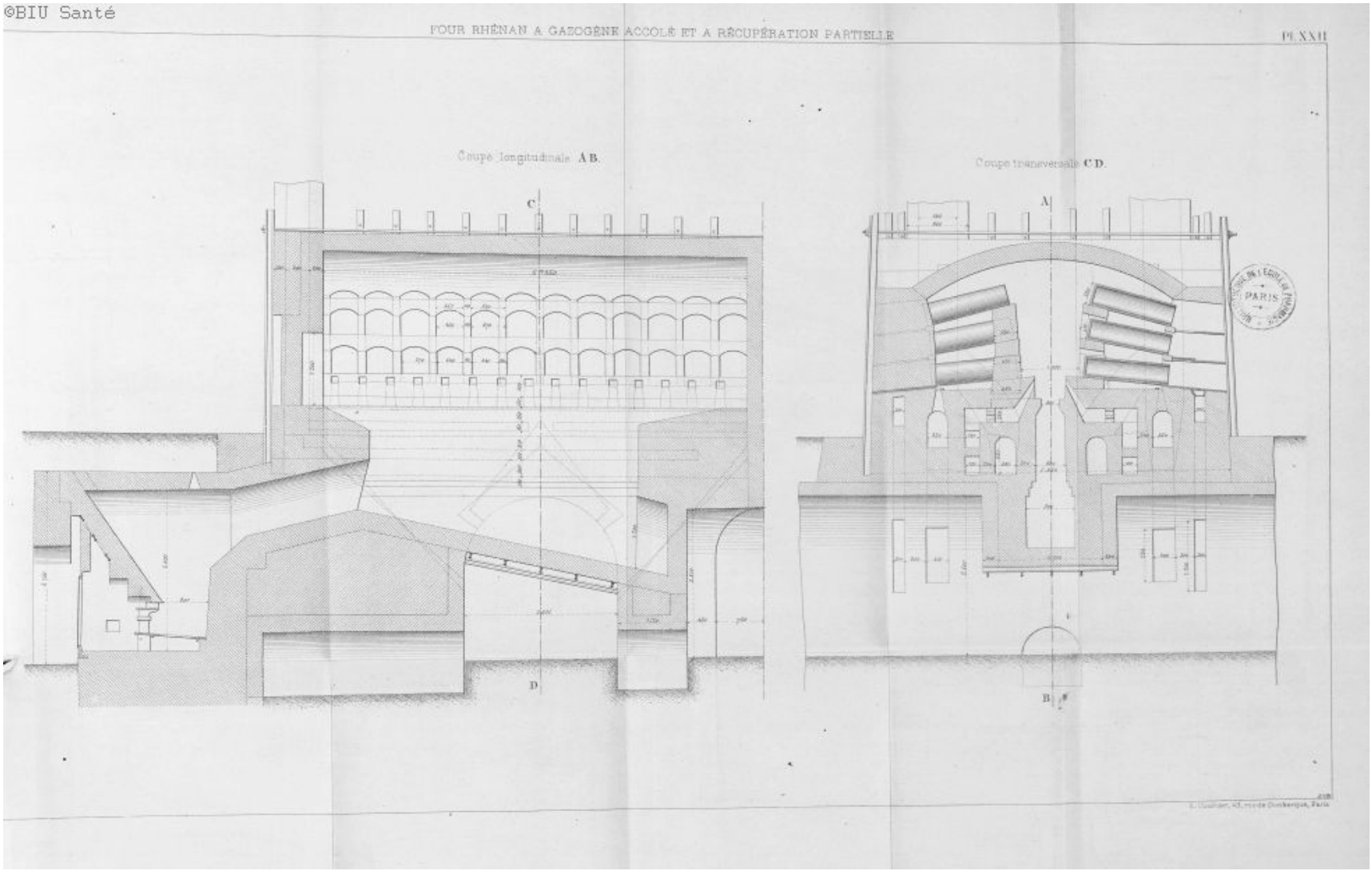


L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris

©BIU Santé


Pl. XXI
Coupe verticale GHIK.
Échelle de 0m008 par mètre (1/125)
Coupe horizontale ABCDEF.
L. Courtier, 63, rue de Dunkerque, Paris
BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE
PARIS

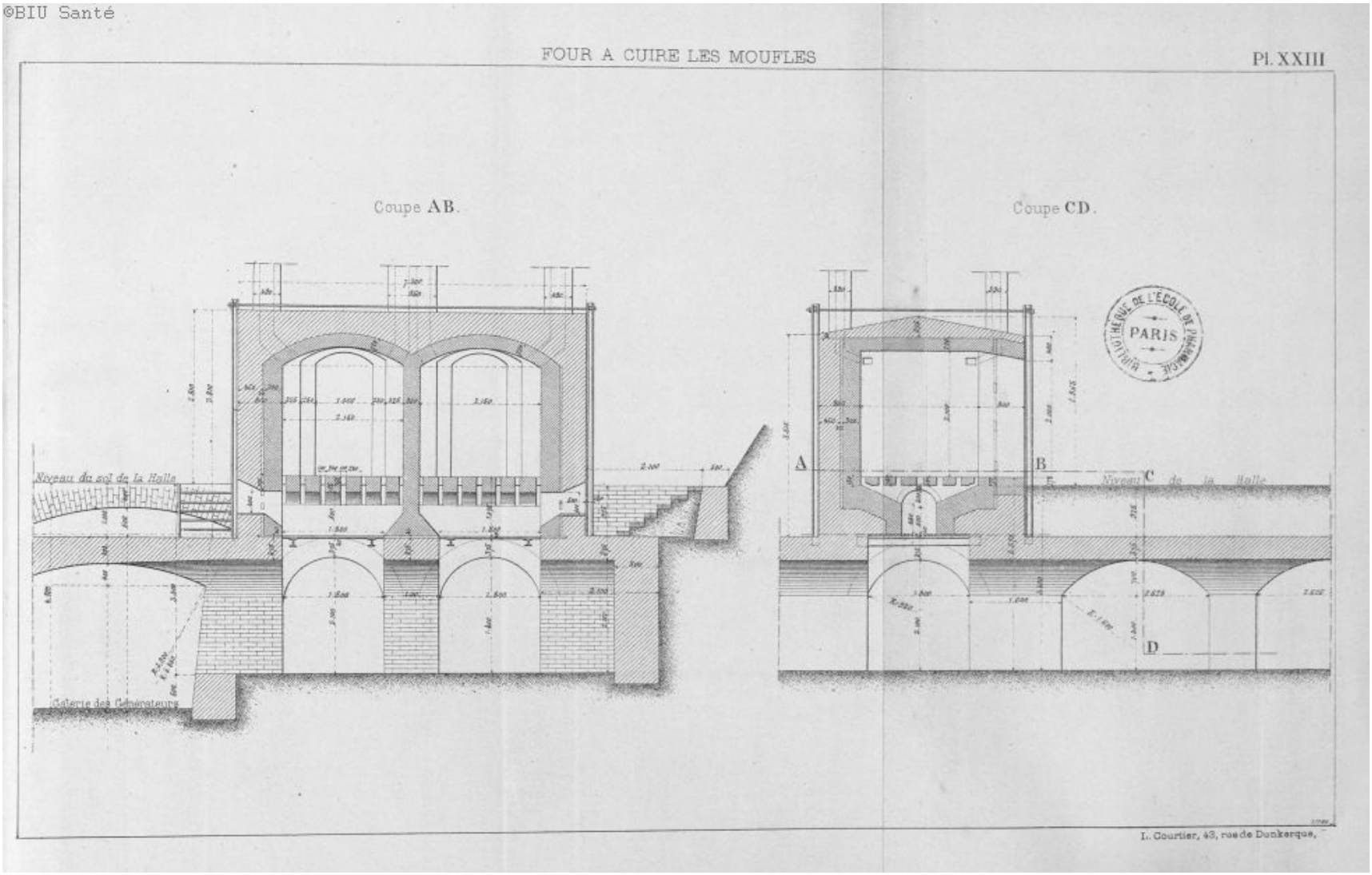
©BIU Santé


FOUR RHÉNAN A GAZOGÈNE ACCOLÉ ET A RÉCUPÉRATION PARTIELLE
Pl. XXII
Coupe longitudinale AB.
Coupe transversale CD.
C
D
A
B
PARIS

©BIU Santé

FOUR A CUIRE LES MOUFLES

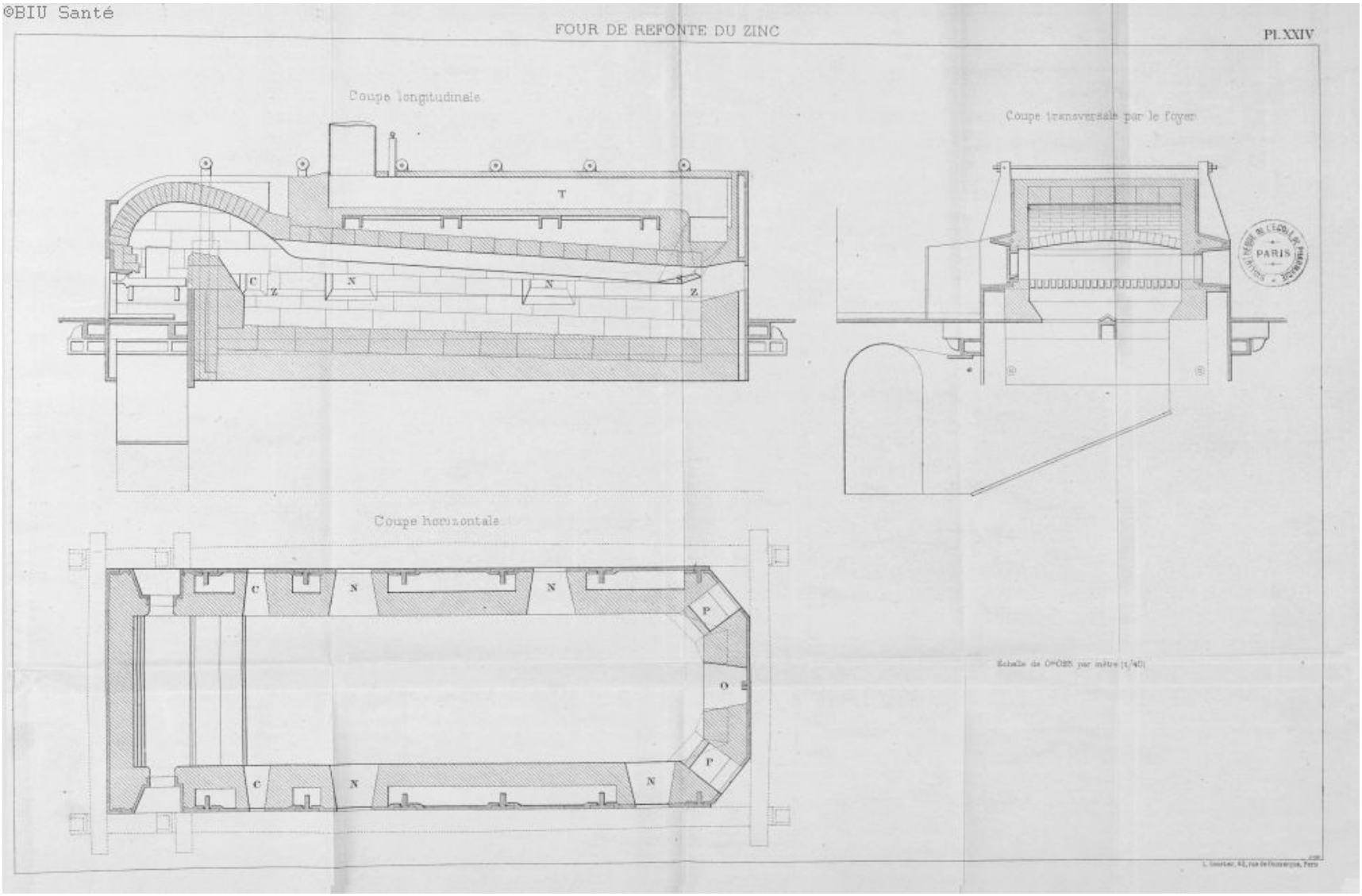
Pl. XXIII



BIBLIOTHÈQUE DE L'ÉCOLE DE PHARMACIE PARIS

L. Courtier, 43, rue de Dunkerque.

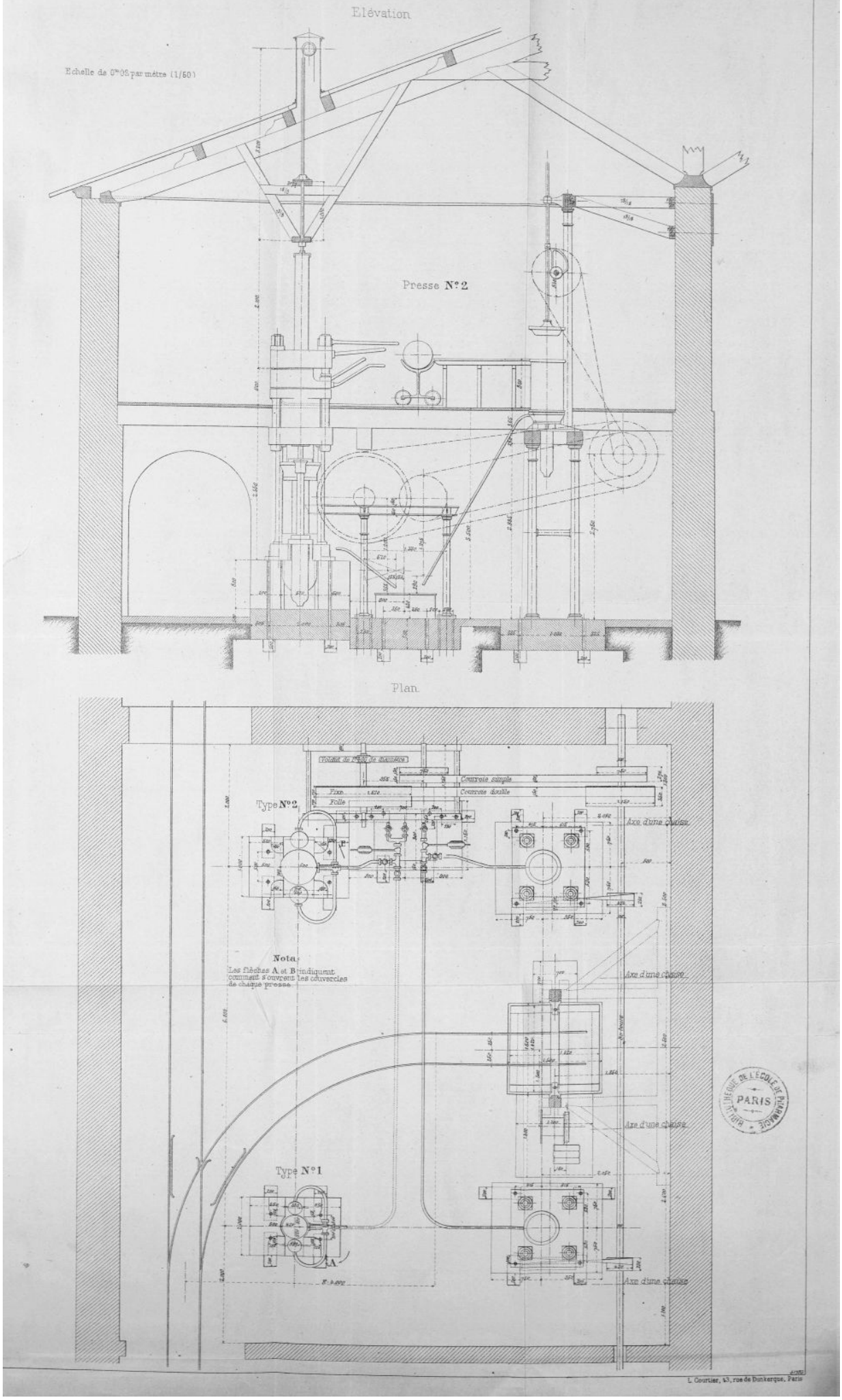
©BIU Santé


FOUR DE REFONTE DU ZINC
PL. XXIV
Coupe longitudinale
Coupe transversale par le foyer
Coupe horizontale
T
C
Z
N
P
O
PARIS

©BIU Santé

PRESSE DOR — PLAN D'INSTALLATION DE DEUX APPAREILS

Pl. XXV



L. Courtier, 43, rue de Dunkerque, Paris