

sont connectés aux interrupteurs généraux à basse tension comme nous l'avons dit plus haut. A part cette légère différence chacun de ces deux réseaux se compose de câbles de section de 20 mm² à 30 mm² suivant la région de la ville, allant d'un transformateur à l'autre, et sur lesquels sont branchées les dérives des rues. De la sorte chaque poste est relié à tous ses voisins et même parfois à quelques-uns d'entre eux par plusieurs circuits différents. Cette disposition a permis d'admettre des intervalles assez grands entre les postes et de diminuer cependant les chutes totales de tension tout en conservant des densités de courant assez élevées dans les câbles.

Tel est l'état actuel de l'avancement des travaux de cette remarquable installation. Nous suivons attentivement les solutions qui vont être données aux nombreuses questions de détail encore pendantes et nous en ferons part à nos lecteurs en temps utile. Mais un résultat saute, dès maintenant, aux yeux : c'est qu'une fois achevé le réseau d'énergie de Grenoble sera un des plus parfaits exemples de ce que peuvent actuellement produire les forces hydro-électriques et fera le plus grand honneur à ses promoteurs, comme à ceux qui l'auront exécuté, au plus grand profit de la capitale de la houille blanche.

Commandant AUDEBRAND,
Ingénieur,
Ancien élève de l'École Polytechnique.

DE L'INTERVENTION DE L'ÉLECTROCHIMIE DANS LA MÉTALLURGIE DU PLOMB

(Ancienne méthode d'exploitation de Pontgibaud) (Suite)

Nous avons, dans les nos de septembre et octobre 1903 de cette Revue, décrit successivement, avec dessins à l'appui, les dispositions générales de l'usine de Pontgibaud, le grillage et la réduction des minerais. Dans ce qui va suivre, nous allons examiner la fabrication du plomb marchand et de l'argent raffiné. Un dernier et prochain article contiendra les bénéfices bruts de la Société de Pontgibaud.

Mais, avant de reprendre la suite de cette étude, nous tenons à nouveau à faire observer que les chiffres produits ici sont surtout destinés à servir de point de direction aux électrométallurgistes. Comme nous l'avons longuement fait remarquer au début de ce travail, rien de satisfaisant n'a encore été fait dans l'électrométallurgie du plomb qu'il est pourtant si désirable de voir entrer dans une voie pratique. Elle seule nous paraît en mesure de tirer parti de minerais trop pauvres pour être traités par les méthodes usuelles employant la voie sèche. Il y a donc un certain intérêt à présenter en détail ces méthodes aux électrométallurgistes pour les inciter à nous affranchir de leur complication et à nous donner des procédés plus rapides, moins coûteux, avec obtention de produits plus purs.

Les opérations que nous avons décrites jusqu'à présent ont pu paraître déjà longues et complexes, mais, comme on va le voir, elles ne constituent encore qu'une partie de toutes celles qui doivent nous conduire au résultat final.

Nous répèterons que les chiffres que nous donnons sont authentiques et inédits.

V. — DÉSARGENTATION PAR LA VAPEUR D'EAU

Le procédé de désargentation et de l'enrichissement du plomb d'œuvre raffiné par la vapeur d'eau ne s'emploie plus, actuellement, dans les usines métallurgiques ; il est remplacé

presque partout, et avec avantage, par la méthode du zingage. Cette circonstance nous permettra de ne pas nous étendre sur ces opérations ; mais, nous serons obligés de faire une exposition plus détaillée de la désargentation par l'emploi du zinc.

Exposition du principe. — Le *Patinsonnage* du plomb d'œuvre est basé sur une observation due à Patinson, métallurgiste anglais ; elle indiquait que lorsque l'on faisait fondre du plomb argentifère à une certaine température, donnée par l'expérience, et que l'on refroidissait plus ou moins brusquement ce plomb, la masse du métal se séparait en deux parties. La première représentait environ les deux tiers du poids de plomb mis en œuvre et qui cristallisait ; ce plomb pouvait donc être facilement enlevé avec des écumeurs ou par tout autre moyen convenable ; le tiers restant de cette masse était à l'état de fusion, et ce poids de métal contenait une partie de l'argent abandonné par les deux tiers du plomb enlevé. Donc, sur un poids déterminé de plomb, deux tiers cristallisent et leur teneur en argent diminue ; l'autre tiers reste fondu et sa teneur en argent augmente. Voilà le fait capital à retenir.

On comprend que, si l'on répète l'opération sur le plomb non cristallisé, on obtiendra chaque fois un tiers de cette masse plus riche en argent que les deux tiers qui restent. Le nombre de cristallisations à faire est assez grand. On opérerait successivement sur 12 ou 15 chaudières représentant autant de teneurs élevées et basses en argent. Il y a une limite à l'enrichissement du plomb seul ; lorsqu'elle est atteinte, la séparation du plomb cristallisé et du plomb liquide ne se fait plus. En général, cette limite est plus éloignée lorsque le plomb est très pur, auquel cas elle est de 2,5 pour 100 ; lorsque le plomb contient encore de petites quantités de métaux ou de métalloïdes combinés au plomb, ladite limite est plus basse. A Pontgibaud, on ne pouvait dépasser 1,6 pour 100.

Avant le refroidissement et l'enlèvement du plomb cristallisé, toute la masse doit être énergiquement brassée.

Dans les usines dont nous nous occupons, le série des chaudières de cristallisation était remplacée, d'après une variante du procédé due à MM. Luce et Rozan, de Marseille, par deux chaudières dont une de fusion et l'autre de cristallisation ; dans cette dernière, le plomb d'œuvre était brassé avant la cristallisation par une injection de vapeur d'eau à 4 kgs. de pression par centimètre carré.

Dans l'opération de la désargentation, les teneurs en argent des plombs pauvres ou riches ne suivent pas une loi physique rigoureuse ; ce sont les essais du laboratoire, avant et après chaque cristallisation, qui indiquent ces teneurs. Si, pour une cause inconnue, une teneur constatée est jugée anormale, il faut procéder à une nouvelle cristallisation de tout ce poids de plomb, mais sans que l'on puisse savoir si l'opération donnera le résultat attendu. Autrement dit, avec un plomb d'œuvre à teneur déterminée en argent, on ne peut dire à l'avance combien il faudra de fusions et de cristallisations pour obtenir d'un côté un plomb riche à teneur donnée, et de l'autre un plomb pauvre avec une teneur également donnée. Cette opération constitue bien, comme nous l'avons entendu dire nous-même par GRÜNER, l'illustré, Inspecteur général des Mines... « la métallurgie du Tâtonnement ! »

A l'appui de ce qui vient d'être dit, nous donnons deux tableaux contenant la moyenne des teneurs prises par le laboratoire de Pontgibaud sur de nombreuses cristallisa-

tions pour le plomb riche de coupelle et pour le plomb marchand.

Tableau des essais de Plomb riche

Poids de plomb cristallisé	Teneurs en Argent	Poids de plomb résultant	Teneurs en Argent	Poids de plomb résultant	Teneurs en Argent
kil.		kil.		kil.	
12 000	2 ^k 827	8 000	1 ^k 413	4 000	5 ^k 654
12 000	5 654	8 000	2 827	4 000	11 300
12 000	11 309	8 000	8 864	4 000	16 000

Les teneurs en argent expriment le poids de ce métal par tonne de plomb d'œuvre raffiné; la dernière teneur de 16^k d'argent par tonne de plomb était celle du plomb riche de coupelle: elle ne pouvait être dépassée.

Tableau des essais de Plomb marchand

Poids de plomb cristallisé	Teneurs en Argent	Poids de plomb résultant	Teneurs en Argent	Poids de Plomb résultant	Teneurs en Argent
kil		kil.		kil.	
12 000	2 ^k 827	8 000	1 ^k 413	4 000	5 ^k 654
12 000	1 413	8 000	0 706	4 000	2 827
12 000	0 706	8 000	0 353	4 000	1 413
12 000	0 353	8 000	0 176	4 000	0 706
12 000	0 176	8 000	0 088	4 000	0 353
12 000	0 088	8 000	0 044	4 000	0 176
12 000	0 044	8 000	0 022	4 000	0 088
12 000	0 022	8 000	0 011	4 000	0 044
12 000	0 011	8 000	0 005	4 000	0 022
12 000	0 005	8 000	0 002	4 000	0 011

La teneur en argent de 0^k,002 par tonne était celle du plomb marchand: il n'y avait plus intérêt à opérer de nouvelles cristallisations pour l'abaisser.

Ces tableaux suffisent pour montrer les variations des teneurs en argent pour les deux sortes de plomb obtenues, plomb riche de coupelle et plomb marchand pour la vente.

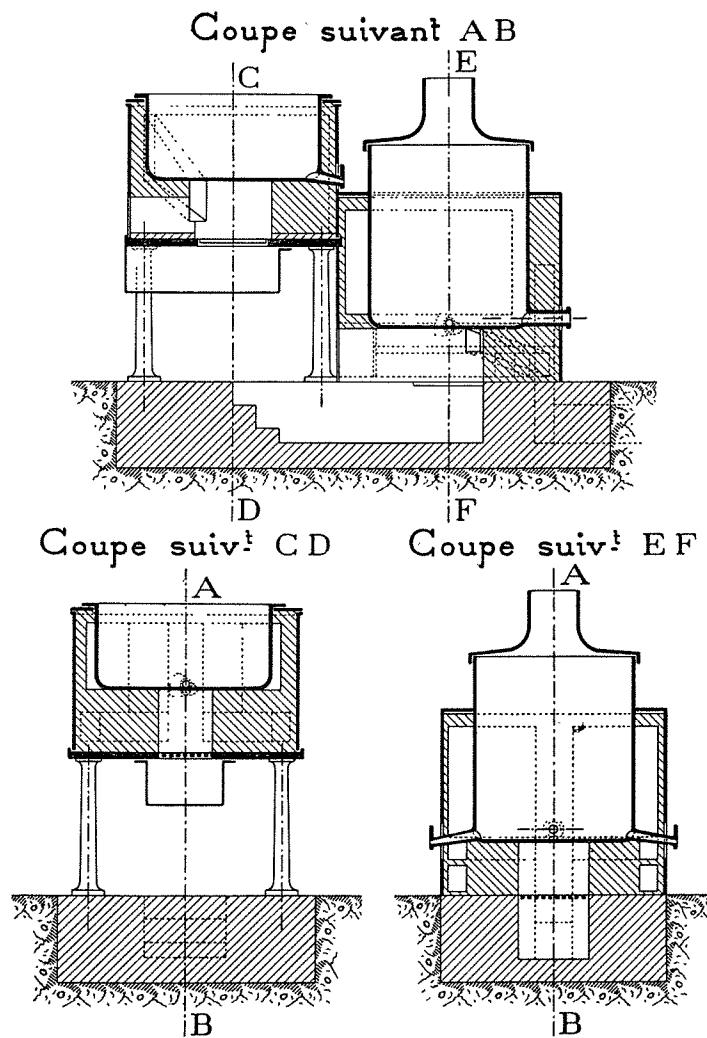
Nous décrivons brièvement un appareil de cristallisation et nous donnons les résultats obtenus par ces opérations sans nous arrêter à leur marche, le procédé étant abandonné.

Description d'un appareil. — Ci-joint le dessin d'un appareil de désargentation, système Luce et Rozan.

Cet appareil est représenté en trois coupes en projections verticales: 1° Une coupe longitudinale en projection verticale faite par un plan passant par les axes A-B des deux projections verticales transversales; elle montre la chaudière de fusion du plomb, la chaudière de cristallisation, les foyers et les grilles de ces deux chaudières et une partie des carnaux d'évacuation des fumées; 2° Une coupe transversale en projection verticale faite par un plan passant par l'axe C-D de la chaudière de fusion du plomb sur la coupe en projection verticale longitudinale; elle montre la chaudière de fusion avec sa grille, son foyer, le cendrier et deux colonnes supportant le massif; 3° Une autre coupe transversale en projection verticale faite par un plan passant par l'axe E-F de la coupe longitudinale en projection verticale de la chaudière de cristallisation; elle montre la chaudière de cristallisation, son couvercle, sa grille, son foyer et les deux tubulures de l'écoulement du plomb.

L'appareil comprenait deux chaudières en fonte placées à

la suite et au-dessus l'une de l'autre; il y avait donc une chaudière dite de fusion et une chaudière dite de cristallisation. La première était élevée d'une demi-hauteur d'homme par rapport à la seconde; le fond de la chaudière de cristallisation était à environ 25-30 centimètres au-dessus du sol de l'usine. Elle avait un tube spécial d'abduction de vapeur placé près du fond et se prolongeant jusqu'au centre, et deux tubulures dont la direction était perpendiculaire à celle de ce tube et se prolongeant à l'extérieur du massif des chaudières. Ces tubulures étaient inclinées par rapport au plan horizontal pour faciliter l'écoulement du plomb; chacune était munie d'un levier à rotation, fixé aux plaques verticales (visibles sur le dessin) de ces tubulures, et obturant leurs orifices d'écoulement. Deux lingotières tronconiques non représentées, étaient placées dans le sol, au-dessous des tubulures; ces lingotières donnaient chacune un lingot de plomb de 2000^k environ.



Les deux chaudières étaient cylindriques; celle de fusion recevait une charge de 12 tonnes de plomb; celle de cristallisation recevait le plomb fondu de la première, elle était plus haute avec un couvercle muni de six portes de travail non représentées, lesquelles se fermaient dans le plan horizontal, et décrivait un arc de cercle dans le plan vertical lorsqu'elles s'ouvraient. Ces portes étaient destinées au passage des ringards de fer dont on se servait pour faire tomber le plomb cristallisé au fond. Il y avait au centre du couvercle un gros tuyau, servant de cheminée, laquelle communiquait avec grandes chambres de condensation en tôle et placées à 4 ou 5 mètres au-dessus du sol de l'usine; elles arrêtaient les oxydes de plomb entraînés par la vapeur

d'eau en condensant ces matières. La chaudière de cristallisation avait encore un petit tuyau traversant le couvercle, pour l'admission d'eau froide de réfrigération du plomb à cristalliser. Une galerie en forte tôle, non représentée, entourait le massif des deux chaudières et servait au travail s'effectuant à la partie supérieure de l'appareil. Une grue à vapeur de 3 ou 4 chevaux desservait ce système.

Travail pour plomb riche de coupelle. — A Pontgibaud, la fabrication de l'argent brut, dit *argent éclair*, exigeait comme matière première de 32 à 33 tonnes environ de plomb riche à la teneur de 16^k d'argent par tonne de plomb. Pour atteindre ce but on employait 318 tonnes environ de plomb raffiné à la teneur de 2^k827 d'argent par tonne. Pendant les opérations il se formait environ 2,1 pour 100 d'oxyde de plomb, ce qui donnait 6 552^k environ en plomb et en oxyde Pb de 7 056^k environ; on opérait en réalité sur 312 tonnes de plomb raffiné.

Ces opérations demandaient pour la production du plomb raffiné avant et pendant les cristallisations, 150 heures environ, en plus 49 cristallisations de deux heures soit, 98 heures, avec deux appareils de 12 tonnes marchant à la fois; en tout 248 heures (soit 10 jours, 8 heures).

Le résultat de ces opérations était de 32 tonnes de plomb riche à la teneur de 16^k d'argent par tonne employé à la coupelle; un résidu de plomb de 24 tonnes à la teneur moyenne de 5^k920 d'argent par tonne, employé à nouveau pour préparation de plomb riche; un autre résidu de 256 tonnes à une teneur moyenne inférieure à 2^k827 d'argent par tonne et employé pour plomb pauvre à préparer le plomb marchand.

Le prix de la tonne se déduit des éléments suivants :

Amortissement des appareils (chaudières de cristallisation et condenseurs)	1 fr. 11
Intérêts à 5 pour 100 du capital des précédents appareils.....	0 38
Combustible et main-d'œuvre de ces opérations.....	7 52
Frais généraux relatifs aux mêmes opérations.....	6 10
Total des éléments du prix de la tonne....	15 fr. 11

Et les frais de fabrication se composent alors comme suit :

Plomb raffiné, 312 tonnes à.....	50 fr. 25 = 15.578 fr. 00
Frais de fabrication, 49 cristallisations à.....	15 11 = 740 53
Total.....	16.418 fr. 53

$$\text{Prix de la tonne de plomb riche} = \frac{16.418,53}{312.000^k} = 52 \text{ fr. } 62.$$

Travail pour plomb marchand. — On fabriquait le plomb marchand avec deux appareils opérant sur 24 tonnes à la fois de plomb à cristalliser; l'opération du plomb riche pour coupellation avait produit 256 tonnes à diverses teneurs; après la transformation de ces résidus on avait : 16 tonnes à la teneur de 2^k827 d'argent par t.; 48 tonnes à la teneur de 1^k413 d'argent par t.; 192 tonnes à la teneur de 0^k705 d'argent par t. Il y avait avantage à augmenter le poids de plomb à cette dernière teneur parce qu'elle était plus basse; on cristallisait alors 48 tonnes à 1^k413 d'argent par t.; on obtenait 32 tonnes à 0^k705 d'argent par t. et 16 tonnes à la teneur de 2^k827 d'argent par t. Le total du poids des résidus du plomb riche dont la teneur était de 0^k705 d'argent par t. était donc porté à 224 tonnes; il restait donc 32 tonnes à la teneur de 2^k419 d'argent par t.; teneur du plomb raffiné auquel ce poids devant ultérieurement servir était joint. D'un autre côté, comme 224 n'est pas un multiple de 24 on retranchait à ce poids 8 tonnes à la teneur de 0^k705 d'argent par t. et devant être employées plus tard; il restait donc 216 tonnes à la teneur de 0^k705 d'argent par t. à transformer en plomb marchand.

Pour obtenir cette transformation, on devait compléter par un tiers les deux tiers du plomb cristallisé chaque fois par du plomb à la même teneur en argent; or, le plomb marchand représentait les deux tiers du poids du plomb à transformer, c'est-à-dire 144 tonnes. Il fallait ajouter à l'opération produisant le plomb marchand, un tiers du poids total, soit 72 tonnes à une teneur immédiatement supérieure à la sienne. On devait donc faire passer 48 tonnes de plomb de la teneur de 0^k353 d'argent par t. à celle de 0^k011 d'argent par t.; ce poids de plomb se retrouvait en entier pendant l'opération, mais à des teneurs en argent différentes; en plus, on devait faire passer 72 tonnes à la teneur de 0^k005 d'argent par t. aux résidus du plomb marchand; en tout 120 tonnes de plomb de réserve à diverses teneurs en argent. Pour obtenir ce poids de plomb de réserve, on opérait sur 480 tonnes de plomb raffiné à la teneur de 2^k827 d'argent par t. en faisant 150 cristallisations de 2 heures, c'est-à-dire durant 300 heures; et comme les cristallisations consommaient dans l'unité de temps, plus de plomb que le raffinage n'en produisait, il fallait ajouter encore le temps d'attente, soit 133 heures, et en tout 433 heures.

Observons que pour le prix de la tonne du plomb de réserve, les frais de fabrication ne changent pas; le nombre seul des cristallisations produit les variations.

Eléments du prix de la tonne du plomb de réserve.

Plomb raffiné, 480 tonnes à.....	50 fr. 25 = 34.120 fr. 00
Frais de fabrication, 150 cristallisations à.....	15 11 = 2.265 95
Total.....	36.386 fr. 95

$$\text{Prix de la tonne du plomb de réserve} = \frac{36.386,95}{480.000^k} = 75 \text{ fr. } 80$$

Avec le poids de plomb de réserve fabriqué, du moment où l'on possédait toutes les teneurs en argent nécessaires, il n'y avait plus à tenir compte de l'opération du raffinage. On transformait 344 tonnes de plomb à diverses teneurs en argent par t. On obtenait 144 tonnes de plomb marchand à la teneur de 0^k002 d'argent par tonne en 75 cristallisations de 2 heures ou 150 heures. Pour arriver à ce résultat, on employait 216 tonnes de plomb à transformer à la teneur de 0^k705 d'argent par t.; on lui ajoutait 128 tonnes de plomb de réserve à diverses teneurs, soit 344 tonnes en tout. On obtenait 144 tonnes de plomb marchand et 200 tonnes de résidus de plomb à diverses teneurs, soit encore 344 tonnes.

Eléments du prix de la tonne.

Résidus de plomb riche à transformer, 216 tonnes à.....	52 fr. 25 = 11.365 fr. 96
Plomb de réserve, 128 tonnes à.....	75 80 = 9.702 40
Frais de fabrication, 75 cristallisations à.....	12 113 = 1.133 47
Total.....	2.220 fr. 83

$$\text{Prix de la tonne du plomb marchand} = \frac{2.220,83}{344.000^k} = 64 \text{ fr. } 83$$

Temps de production du plomb.

Plomb riche de coupelle....	32 tonnes..	248 heures..	10 jours. 8 heures.
Plomb marchand.....	144 tonnes..	583 heures..	24 jours. 7 heures.

Nous avons considéré le cas le plus défavorable. On obtenait généralement le plomb de transformation du plomb marchand à des teneurs en argent plus basses; le nombre de cristallisations était moindre, de sorte que les 144 tonnes se fabriquaient en 20 jours au lieu de 24; la production moyenne était alors de 32 tonnes de plomb riche et de 144 tonnes de plomb marchand en 30 jours.

V (bis). — DESARGENTATION PAR L'EMPLOI DU ZINC

Cette désargentation donne, comme la précédente, deux produits, savoir : le plomb marchand et le plomb riche de coupelle.

Le zinc joue le rôle de corps intermédiaire, dont les propriétés chimiques et physiques sont appliquées à enlever autant que possible, l'argent du plomb d'œuvre et à le concentrer dans un poids de plomb moindre ; les impuretés du plomb se combinent généralement avec le zinc, mais on cherche à les enlever du plomb d'œuvre avant l'emploi du zinc, sans cela leur élimination devient très difficile ou même impossible. Le zinc doit être aussi pur que possible. Les déchets de zinc ne s'emploient pas, ils empêcheraient toute opération.

Si le plomb raffiné est assez pur, on peut produire les deux sortes de plomb : l'un pauvre en argent pour la vente ou plomb marchand, l'autre riche en argent pour la coupelle ou plomb de coupellation en ne faisant que trois opérations : le zingage, le dézingage et la séparation du plomb riche de son zinc. Les deux premières opérations produisent le plomb marchand ; la dernière, le plomb de coupellation. Si, au contraire, le plomb raffiné était encore trop impur après le zingage, il faudrait lui faire subir une ou deux purifications avant de l'utiliser.

On peut appliquer ce procédé au plomb raffiné de Pontgibaud, ne contenant presque pas de corps étrangers, après le raffinage, qui aient pu être la cause de mauvais résultats.

La teneur en argent de la tonne était de 2^k827. Dans ces conditions, en ajoutant 0,6 pour 100 de zinc purifié au plomb raffiné, il y aura une combinaison entre les deux corps, et ce zinc sera sans action sur l'argent devant être enlevé ; il faudra encore ajouter 1,295 pour 100 environ de zinc au poids du plomb à désargenter pour enlever presque tout l'argent contenu ; 2,73 pour 100 de zinc se combineront au plomb, pour former un alliage binaire, et en même temps 99 pour 100 du poids de l'argent se combineront au plomb pour former un alliage ternaire qui sera retiré ; il restera donc du plomb désargenté combiné à du zinc et ensuite du plomb seul, et un alliage zinc-argent.

Opération du zingage. — En opérant sur le plomb de Pontgibaud par ce procédé, on emploierait deux chaudières en fonte demi-sphériques contenant 12 tonnes de métal par chaudière et pesant 2 377^k environ. Le plomb raffiné ayant la teneur de 2^k827 d'argent par t., on a pour 24 tonnes 67^k858 d'argent et 23 932^k environ de plomb ; le zinc se combinant au plomb dans la proportion de 0,6 pour 100 du poids du plomb, on ajoutera 144^k de zinc pur qui formera un alliage binaire avec le plomb. Pour retirer l'argent il faudra encore 1,295 pour 100 du poids total de plomb, soit 310^k de zinc, mais ce zinc se combinerà d'abord à 2,73 pour 100 de son poids au plomb pour former un alliage binaire. Le poids de plomb combiné au zinc sera de 8^k463 environ ; le poids de l'alliage zinc-plomb de 318^k463 environ ; il se combinerà à l'argent restant, soit à 67^k738 car 0^k120 d'argent environ resteront définitivement combinés au plomb ; l'argent restant représente 21,27 pour 100 environ du poids de cet alliage, qui donnera un alliage ternaire zinc-plomb-argent du poids de 386^k190. Le poids final du plomb marchand sera de 23 923^k799 environ ; car l'alliage ternaire a enlevé au poids primitif du plomb 8^k463.

Dans le zingage du plomb, le poids de zinc indiqué ci-dessus n'est pas ajouté en une seule fois ; on chauffera les deux chaudières de 12 tonnes de plomb raffiné ; on y

placera d'abord 121^k de zinc, dont 79^k se combineront au plomb et 42^k se combineront à 1^k151 de plomb pour former 43^k151 d'alliage binaire zinc-plomb, lequel se combinerà à 9^k179 d'argent formant 52^k330 d'alliage ternaire zinc-plomb-argent, désigné sous le nom d'*écumes riches*. Ce poids d'alliage sera retiré des chaudières et mis à part ; on ajoutera une seconde fois 158^k de zinc, dont 42^k se combineront à la masse de plomb ; 115^k se combineront à 3^k111 de plomb formant encore un alliage binaire zinc-plomb de 118^k113 ; cet alliage se combinerà à son tour à 25^k113 d'argent formant l'alliage ternaire zinc-plomb-argent du poids de 143^k224 ou écumes riches retirées du bain.

Enfin, on ajoutera encore au plomb restant dans les deux chaudières 175^k de zinc dont 32^k se combineront au plomb et 153^k à 4^k201 de plomb formant l'alliage binaire zinc-plomb du poids de 157^k201 qui se combinerà à 33^k436 d'argent formant 190^k636 d'écumes riches zinc-plomb-argent retirées et mises à part.

L'opération terminée, il restera dans les chaudières 23 923^k799 de plomb, 144^k de zinc donnant un alliage binaire de 24 067^k799 ; les matières retirées des chaudières auront un poids de 386^k190 d'écumes riches d'alliage ternaire zinc-plomb-argent. D'une manière générale, le poids de plomb pour 100 de zinc qui se combine pour former l'alliage binaire à enlever est pour la première dose de zinc de 13,54 pour 100, pour la deuxième de 36,77 pour 100, pour la troisième de 49,69 pour 100, — sans donner un caractère absolu à des poids variants, d'un plomb raffiné à un autre, suivant la proportion d'impuretés que ces plombs contiennent.

Observons qu'une fois les 0,6 pour 100 de zinc combinés au plomb, l'alliage ternaire qui se produit en plus monte presque de suite à la surface du bain métallique sous forme d'oxyde de zinc et de plomb avec l'argent et peut être facilement enlevé.

Temps employé par l'opération. — Le temps pendant lequel se fait la combinaison des divers métaux, pour former les alliages dont on a parlé, se divise de plusieurs manières dans les usines employant le zinc pour la désargentation. En prenant la moyenne générale de cette division, on ne ferait pas de grandes erreurs, rectifiables du reste pendant la suite des opérations :

Division du temps du zingage.

Fusion du plomb d'œuvre raffiné et fusion du zinc.....	6 h.
Combinaison du premier poids de zinc... 79 ^k + 42 ^k = 121 ^k ...	0 h. 30 m.
Refroidissement du plomb et enlèvement du premier poids d'écumes	2 h. 30 m.
Chauffage du plomb et fusion du zinc.....	3 h.
Combinaison du second poids de zinc... 43 ^k + 115 ^k = 158 ^k ...	0 h. 30 m.
Refroidissement du plomb et enlèvement du second poids d'écumes	3 h.
Chauffage du plomb et fusion du zinc.....	2 h.
Combinaison du troisième poids de zinc... 22 ^k + 153 ^k = 175 ^k ...	0 h. 30 m.
Refroidissement du plomb et enlèvement du troisième poids d'écumes	3 h. 30 m.
Total du temps du zingage.....	21 h. 30 m.

Coût de la main-d'œuvre par heure.

Un contremaître, 6 fr. par jour de 12 heures....	0 fr.07143
Deux fondeurs, 6 fr. par jour.....	0 60000
Deux chauffeurs, 5 fr. par jour.....	0 41647
Total.....	1 fr.08790

Le temps du contre-maitre est compté par heure et par appareil.

Poids et prix des matières premières employées.

Plomb argentifère raffiné.....	24000 ^k à 50 fr. 25 la tonne..	1206 fr.00
Houille à 8 pour 100 de cendres..	960 ^k à 25 fr. 00 la tonne..	24 00
Total.....		1230 fr.00

Eléments du prix de la tonne.

Amortissement du matériel (appareils de zingage).....	5fr.836
Intérêts à 5 pour 100 de ces appareils.....	0 741
Main-d'œuvre de l'opération (21 h. 30 × 1 fr. 0879).....	23 389
Matières premières ci-dessus indiquées.....	1230 000
Frais généraux 0,5 pour 100 du matériel, main-d'œuvre, etc....	6 396
Total.....	1266fr.362

Effets de l'Opération du Zingage. — Les effets de cette opération peuvent se résumer de la manière suivante: le poids de plomb employé est de 24 000^k; ce plomb est argentifère et contient encore un peu d'antimoine; sa teneur est de 2^k827 d'argent par t., il contient donc 67^k858 d'argent en tout. Le poids du plomb seul est de 23 932^k 141, il retient 0^k005 par tonne ou 0^k120 d'argent; le poids d'argent restant sera de 67^k738; le zinc ajouté sera alors: premier poids = 78^k; deuxième poids = 43^k; troisième poids = 22^k; en tout, 144^k qui se combineront définitivement au plomb. Le poids des métaux des écumes riches formées sera de :

Nombres des mises	Zinc	Plomb	Argent	Alliage binaire	Alliage ternaire
1	42 ^k	1 ^k 151	9 ^k 179	43 ^k 151	52 ^k 330
2	115	3 111	25 113	118 111	143 224
3	153	4 201	33 436	157 201	190 637
Totaux...	310 ^k	8 ^k 463	67 ^k 738	318 ^k 463	386 ^k 190

Les écumes étant enlevées pendant le zingage, le poids de plomb restant sera: 23 932^k 141 — 8^k 463 = 23 924^k 678. Le poids de plomb et d'argent retenus sera de 23 924^k 678 + 0^k 120 = 23 924^k 798. Le poids d'alliage binaire à dézinguer sera de 23 924^k 798 + 144 = 24 068^k 798.

Le poids d'écumes donné par l'opération sera en oxydes et métaux :

Oxyde de zinc.....	385 ^k 725	Zinc.....	310 ^k 000
Oxyde de plomb.....	9,114	Plomb.....	8,463
Argent.....	67,738	Argent.....	67,738
Total.....	462,577	Total.....	386,201

Opération du Dézingage. — Cette opération se fait souvent par le procédé Cordurier, qui permet de retrouver le zinc sous forme d'oxyde, dont on peut alors faire la réduction qui redonne une partie du métal.

On emploie généralement une grande chaudière de 24 tonnes recevant le plomb des deux chaudières précédentes de 12 tonnes; en prenant encore, comme matière première, le plomb raffiné de Pontgibaud, contenant environ 0,5 pour 100 d'antimoine, on doit faire, dans ce cas, l'opération en deux phases; la première consiste dans l'enlèvement complet des 0,6 pour 100 de zinc et on la pousse à ses dernières limites; dans la seconde, on enlève l'antimoine avec un peu de plomb à l'état d'oxyde, et l'antimoine à l'état d'antimoniate d'oxyde d'antimoine.

L'appareil consiste en une chaudière de 24 tonnes demi-sphérique, et en acier Martin de premier choix, montée dans un massif de maçonnerie muni d'un foyer, d'une grille, et d'un tube d'abduction de vapeur d'eau allant au fond de la chaudière. Celle-ci peut être couverte, à joint étanche, par un chapiteau composé d'un cylindre surmonté d'un tronc de cône que termine un gros tuyau faisant office de cheminée et se prolongeant horizontalement sur une grande distance pour effectuer la condensation des vapeurs et des oxydes entraînés mécaniquement. Tout ce système est en forte tôle d'acier; il est mobile, pouvant couvrir ou décou-

vrir la chaudière par la manœuvre d'une grue mue à bras d'hommes.

Vu l'énergie du tirage, la cheminée horizontale reçoit des jets de vapeur empêchant les oxydes de se déposer, et forçant les gaz produits à s'évacuer rapidement. Le tuyau horizontal se raccorde avec la cheminée verticale du chapiteau au moyen de joints hydrauliques fermant toute issue à la rentrée de l'air, mais laissant les gaz s'échapper en cas d'explosion.

La marche de l'opération est la suivante: la chaudière étant chauffée au rouge cerise, on y fait couler le plomb des deux chaudières du zingage et l'on continue, pendant 4 heures, un chauffage énergique à la température de 5 à 600° qui ne doit pas être dépassée. Le chapiteau est placé sur la chaudière, et toutes précautions prises pour que le joint soit étanche; on injecte de la vapeur d'abord dans la cheminée, pour faire le vide, et ensuite dans le fond de la chaudière, pendant 2 heures 30 minutes d'abord et 3 heures en tout, les 30 minutes en plus devant assurer la réaction.

Le zinc décompose la vapeur d'eau au rouge et monte à la surface du bain sous forme d'oxyde, et l'hydrogène est mis en liberté; il ne doit pas y avoir de rentrée d'air.

On enlève ensuite le chapiteau; l'oxyde de zinc formé est enlevé avec 0,5 pour 100 d'oxyde de plomb du poids de plomb primitif. Le plomb raffiné contient encore 0,5 pour 100 de son poids d'antimoine; on l'enlève en remettant le chapiteau en place, mais en laissant toutes les portes ouvertes; on chauffe toujours et injecte de la vapeur d'eau pendant 3 heures; on obtient généralement 0,5 pour 100 d'oxyde de plomb du poids total de plomb et de l'antimoniate d'oxyde d'antimoine; on laisse refroidir la masse pendant 1 heure 30 minutes, il ne se forme plus de combinaisons noires d'antimoine à la surface du bain, le plomb est coulé en saumons pour plomb marchand.

Il va sans dire que des essais de laboratoire doivent être faits pendant la durée des opérations du zingage et du dézingage, ainsi et surtout que des analyses de toutes les matières solides, liquides, gazeuses.

Temps employé par l'Opération du dézingage.

Chauffage du bain de plomb.....	4 heures
Chauffage et injection de vapeur pour oxyde de zinc.....	3 »
Chauffage et injection de vapeur pour oxyde d'antimoine.....	3 »
Refroidissement et enlèvement du plomb dézingué.....	1 »
Total.....	11 heures

Main-d'œuvre pour 12 heures et par heure.

Un contre maître (par appareil)...	0fr.857 par jour et par heure...	0fr.0714
Un fondeur.....	3 » » »	0 1250
Un chauffeur.....	2 500 » »	0 1042
Un aide.....	1 250 » »	0 0520
Total.....		0fr.3526

Prix et poids des matières premières employées.

Houille de la production de vapeur	576 ^k à 22 fr. la tonne.....	11fr.672
Houille de fusion du plomb.....	920 ^k à 25 fr. la tonne.....	23 »
Total.....		34fr.672

Eléments partiels du prix de la tonne.

Amortissement du matériel (appareils de dézingage).....	19fr.421
Intérêts à 0,5 pour 100 du capital de ce matériel.....	13 823
Main-d'œuvre ci-dessus indiquée (11 h. × 0 fr. 352).....	3 878
Combustible (poids total de houille).....	34 672
Frais généraux 0,5 pour 100, matériel etc.....	6 235
Total.....	78fr.029

Effets de l'opération du dézingage. — L'opération du dézingage a, comme dernier effet, la production d'écumes zincifères contenant un certain poids de zinc et de plomb combinés, et ensuite d'écumes antimonifères, contenant encore du plomb et de l'antimoine qui restait dans le plomb raffiné avant la désargentation ; et en dernier lieu, la production du plomb marchand contenant très peu d'argent. Nous donnons le détail des phénomènes produits pendant les phases de cette opération.

1^{re} phase du dézingage. — Alliage binaire : Zinc-plomb.

Oxyde de zinc.....	0,767	o/o	179k140	Zinc.....	0,60	o/o	144k000
Oxyde de plomb.....	0,5	o/o	119k623	Plomb...	0,46	o/o	110k054
			Total ...				298k763
							Total ...
							254k054

2^{me} phase du dézingage. — Alliage binaire : Plomb-antimoine.

Oxyde de plomb.....	0,5	o/o	119k623	Plomb...	0,46	o/o	110k054
Antimoniate d'oxyde d'antimoine	2,27	o/o	541k110	Antimoine	0,50	o/o	119k626
			Total ...				660k733
							Total ...
							229k680

Les écumes zincifères sont ajoutées à celles du zingage, elles passent ensemble à la distillation pour plomb riche. Les écumes antimonifères de la deuxième phase sont envoyées à la réduction. Le plomb marchand est coulé en saumons pour la vente.

Si, du plomb servant au dézingage, on retire le poids du plomb des écumes enlevées pendant l'opération, on obtient le plomb marchand produit :

$$23\ 924k798 - (110k54 \times 2 + 111k626) = 23\ 585k064$$

Eléments du prix de la tonne.

Le prix de la tonne de plomb marchand comprend les frais faits sur tout le poids de plomb raffiné sauf sur le zinc dont le prix est augmenté de ces frais et sera compté ultérieurement.

Eléments des frais de l'opération du zingage.....	1	266fr.362
Eléments des frais de l'opération du dézingage.....		78 029
		<hr/>
Total.....	1	344 391

$$\text{Prix de la tonne de plomb marchand} = \frac{1\ 344\ \text{fr.}\ 391}{24\ 000k} = 56\ \text{fr.}\ 016$$

Transformation de l'alliage ternaire en plomb riche en argent. — La transformation de l'alliage ternaire en plomb riche en argent a lieu par l'élimination du zinc qu'il renferme; cette élimination peut être obtenue :

1^o Par la distillation du zinc de l'écume riche ; 2^o par fusion de l'écume riche en four à cuve avec de l'oxyde de fer ; 3^o par séparation du zinc par coupellation ; 4^o par fusion de l'écume de zinc avec des chlorures alcalins ; 5^o par oxydation du zinc par la vapeur d'eau et séparation par lixiviation de l'oxyde de zinc du mélange obtenu d'oxyde de zinc, d'oxyde de plomb et de plomb argentifère.

Dans le premier cas on obtient du zinc à l'état métallique ; dans le 5^o on l'obtient à l'état de carbonate basique, d'oxyde ou de sulfate ; dans toutes les autres méthodes le zinc est perdu.

Distillation des écumes pour plomb riche. — Dans le cas particulier de Pontgibaud, il aurait été avantageux de récupérer le zinc des opérations ; et entre la distillation et l'oxydation par la vapeur d'eau et lixiviation des produits on peut choisir ; la première méthode comporte moins d'appareils et ne donne pas lieu à des liquides acides

devant être neutralisés pour éviter les réclamations dues à leur écoulement. Nous supposons donc les écumes riches traitées par distillation.

La séparation de l'alliage ternaire exige souvent, mais non pas nécessairement, deux opérations ayant lieu avant la distillation. La première opération consiste à mélanger, en chaudière, les écumes riches à du plomb raffiné dont le poids est donné par celui des impuretés contenues dans l'alliage ternaire. La seconde opération, est de produire le *resuage* dans un four à reverbère spécial, du mélange d'écumes riches et du plomb raffiné ; la séparation des écumes purifiées en est la conséquence, on obtient un poids de plomb moindre combiné à l'argent. Mais l'emploi de ces opérations supplémentaires dépend aussi et surtout de la pureté du plomb raffiné employé avant le zingage ; si ce plomb ne contient que très peu de matières étrangères, les écumes de l'alliage ternaire peuvent être directement distillées sans être mélangées et ressuées. La pratique et les analyses des matières mises en œuvre, indiqueront si l'on peut se passer de ces opérations ; en ce qui concerne Pontgibaud, dont le plomb raffiné était reconnu comme pur par les analyses du Service des Mines (Laboratoire de l'Ecole des Mines de Paris) nous sommes en droit de supposer que l'on pouvait distiller de suite après l'opération du dézingage.

Description des appareils. — Nous ne pouvons donner un dessin des appareils servant à la distillation des écumes de l'alliage ternaire : nous en indiquerons seulement les dimensions.

FOUR A GAZ. — Le mode de distillation le plus convenable est d'employer de grandes cornues cylindriques en graphite, préparées par le procédé du brevet Morgan. Il faut les chauffer au rouge blanc pour réduire l'oxyde de zinc ; on emploie un four à gaz dont le moindre contient trois cornues ; c'est encore l'appareil le plus économique ; avec un four plus petit, la consommation est considérable et le fonctionnement est très mauvais.

Ce four a la forme d'un massif de maçonnerie rectangulaire dans lequel sont disposées les chambres des cornues, celles des condenseurs et une étuve servant à chauffer les cornues avant de les placer pour le travail. Le gazogène est généralement disposé en dehors du massif principal du four. Les dimensions de tout ce système sont les suivantes :

Gazogène : longueur extérieure 3^m15 ; largeur extérieure 3^m25 ; hauteur du massif au-dessus du sol 2^m10 ; longueur extérieure du massif de maçonnerie de tout le four 12^m90 ; longueur extérieure du laboratoire à trois cornues 5^m50 ; largeur extérieure du laboratoire 3^m30 ; longueur extérieure de la chambre des condenseurs 5^m50 ; largeur extérieure de la chambre des condenseurs 1^m05 ; longueur intérieure du laboratoire et de la chambre des condenseurs 4^m55, ce qui donne 0^m475 comme épaisseur des murs de têtes. Largeur extérieure de l'étuve 2^m55 ; longueur extérieure 3^m30 ; longueur extérieure du laboratoire de la chambre des condenseurs et de l'étuve 7^m35 ; hauteur extérieure du massif au-dessus du sol 2^m70 ; distance extérieure entre le four et la base de la cheminée 0^m60 ; largeur extérieure de cette distance 3^m15 ; côté du carré de la base de la cheminée 1^m95 ; hauteur de cette base 3^m00 ; côté du carré de la cheminée 1^m05 ; hauteur de la cheminée au-dessus de sa base 12^m00 ; hauteur totale de la cheminée 15^m00 ; volume du massif du four et de la cheminée 142^m3220 ; volume des vides du four 44^m3395 ; volume de la maçonnerie 97^m3825.

CORNUES. — Longueur extérieure d'une cornue cylindrique

2^m70; diamètre extérieur 0^m675; longueur intérieure 2^m05; diamètre intérieur 0^m560; épaisseur du graphite 0^m056.

CONDENSEURS. — Longueur extérieure d'un tube de condensation 1^m35; diamètre extérieur 0^m375; longueur intérieure 1^m33; diamètre intérieur 0^m335; épaisseur du fer 0^m020.

Marche de l'opération. — Les écumes produites par le zingage et le dézingage sont distillées pour en retirer le zinc et le plomb riche argentifère. Cette opération se fait souvent en trois phases.

Dans la première, on opère sur un certain poids d'écumes riches mélangées à un grand excès de charbon de bois en poudre; après un certain temps de chauffe, le charbon réagit sur les oxydes de zinc et de plomb en produisant la réduction et en donnant en même temps de l'oxyde de carbone, du zinc et du plomb argentifère. Le zinc est condensé dans des récipients dont la température ne doit pas être inférieure à 415°, ni supérieure à 550°; elle doit être comprise entre ces deux limites et le condenseur doit toujours se trouver dans un courant d'oxyde de carbone s'échappant à l'extérieur du four, sans qu'une rentrée d'air soit possible; le plomb est percé et coulé. On obtient un résidu de matières dites crasses, mélange d'oxyde de plomb riche en argent avec de l'oxyde de zinc et du charbon en excès; ce résidu reste dans la cornue.

Dans la seconde phase, on opère une deuxième charge avec un poids de charbon moindre que dans la première; cette charge est ajoutée aux résidus de la cornue de la première phase. On obtient encore du zinc, du plomb riche; il reste dans la cornue, les crasses des deux opérations précédentes. Après ces deux phases, on n'obtient plus de zinc; l'oxyde restant encore dans la cornue doit être considéré comme perdu.

Dans la troisième phase, on ajoute du plomb raffiné sans charbon aux résidus de la cornue et l'on chauffe pendant moins longtemps; le plomb est encore percé; il reste de l'oxyde de zinc non réduit et du plomb argentifère avec du charbon. Le plomb a été percé après le chauffage. Les matières qui restent sont traitées pour plomb riche à une réduction, par de la chaux, de l'oxyde de fer et des scories d'affinage de fer.

Nous donnons les matières produites par les opérations du zingage et du dézingage; car ce sont les matières premières de la distillation.

Matières produites par le zingage et le dézingage.

Oxyde de zinc.. 74.18 o/o 564 ^k 865	Zinc..... 70.90 o/o 454 ^k 000
Oxyde de plomb 16.90 o/o 128 737	Plomb..... 18.51 o/o 118 517
Argent..... 8.92 o/o 67 738	Argent..... 10.59 o/o 67 738
Total..... 761 ^k 340	Total..... 640 ^k 255

Les poids partiels sont exprimés en centièmes du poids total.

Temps employé par l'opération par trois cornues.

Première phase, 12 heures + deuxième phase, 12 heures + troisième phase 1 heure = total 25 heures.

Opération de la distillation par trois cornues. — On commence la première phase de l'opération avec une charge d'oxydes ou d'écumes de 250^k par cornue et 66 o/o de charbon de bois en poudre. Pour la seconde phase, on charge 150^k d'écumes par cornue et 60 o/o de charbon de bois en poudre. Pour la troisième, on ajoute au poids de crasses restant dans les cornues 25^k par cornue de plomb argentifère raffiné, sans ajouter de charbon de bois.

Première phase.

Poids d'écumes, 750^k + charbon de bois, 66 pour 100 = 495^k.

Oxyde de zinc.. 74.06 o/o 555 ^k 45	Zinc..... 72.06 o/o 446 ^k 80
Oxyde de plomb. 16.09 o/o 126 75	Plomb..... 18.62 o/o 107 69
Argent..... 9.04 o/o 67 80	Argent..... 9.32 o/o 67 80
Charbon..... 66.00 o/o 495 00	Charbon..... 78.57 o/o 495 00
Total... 1 245 ^k 00	Total.... 1 117 ^k 29

Résultats de la première phase.

Métal condensé ou percé.	Métal restant dans les crasses.	Métal perdu dans le four.
Zinc..... 70 o/o 312 ^k 48	89 ^k 28 20 o/o	44 ^k 64 10 o/o
Plomb..... 60 o/o 70 59	41 19 35 o/o	5 88 5 o/o
Argent..... 75 o/o 50 85	13 56 20 o/o	3 42 5 o/o
Charbon..... » » » »	439 68 88.80 o/o	55 32 55.32 o/o
Totaux... 433 ^k 92	583 ^k 71	109 ^k 26

Deuxième phase.

Poids d'écumes 450^k + charbon de bois 60 pour 100 = 270^k.

Oxyde de zinc.. 74.06 o/o 333 ^k 27	Zinc..... 70.78 o/o 267 ^k 87
Oxyde de plomb. 16.09 o/o 76 05	Plomb..... 18.45 o/o 69 54
Argent..... 9.04 o/o 40 68	Argent..... 10.77 o/o 40 68
Charbon..... 60.00 o/o 270 00	Charbon..... 71.43 o/o 270 09
Total.... 730 ^k 00	Total ... 648 ^k 09

Résultats de la deuxième phase.

Métal condensé ou percé.	Métal restant dans les crasses.	Métal perdu dans le four.
Zinc..... 70 o/o 187 ^k 54	53 ^k 55 20 o/o	26 ^k 76 10 o/o
Plomb..... 60 o/o 41 76	24 33 35 o/o	3 45 5 o/o
Argent..... 75 o/o 30 54	8 13 20 o/o	2 01 5 o/o
Charbon..... » » » »	233 25 86.38 o/o	36 75 13.62 o/o
Totaux... 259 ^k 84	319 ^k 26	68 ^k 97

Troisième phase.

Dans cette phase, on opère sur le métal des crasses des deux phases précédentes, ce qui donne : zinc 144^k83, plomb 65^k52, argent 21^k09, charbon 672^k93, soit un poids total de 902^k98 de crasses auquel on ajoute 25^k de plomb argentifère raffiné par cornue, soit 75^k contenant 74^k787 de plomb et 0^k212 d'argent, le plomb raffiné contenant 2^k827 d'argent par tonne.

Résultats de la troisième phase.

Métal condensé ou percé.	Métal retenu dans les crasses.	Métal perdu dans le four.
Zinc..... » » » »	142 ^k 83	» » »
Plomb..... 88 o/o 57 ^k 65	4 58 7 o/o	3 ^k 27 5 o/o
Plomb ajouté. 88 o/o 65 80	5 23 7 o/o	3 73 5 o/o
Argent..... 90 o/o 19 52	1 51 7 o/o	6 48 6.6 o/o
Argent ajouté. 90 o/o 0 189	0 014 7 o/o	0 0063 0.28 o/o
Charbon..... » » » »	669 66	3 27
Totaux... 143 ^k 159	823 ^k 824	16 ^k 7563

Matière employée par les cornues pour l'opération.

Oxyde de zinc..... 888 ^k 72	Zinc..... 714 ^k 27
Oxyde de plomb..... 202 80	Plomb..... 187 23
Plomb ajouté..... 74 76	Plomb ajouté..... 74 76
Argent..... 108 48	Argent..... 108 48
Argent ajouté..... 0 2121	Argent ajouté..... 0 2121
Charbon..... 765 0000	Charbon..... 765 0000
Total.. 2.039 ^k 9721	Total... 1.849 ^k 9521

Matière produite par les cornues pour l'opération.

Métaux produits	Métaux retenus dans les crasses.	Métaux perdus dans le four.
Zinc	142 ^k 83	71 ^k 40
Plomb	9 81	16 32
Argent	1 542	6 036
Charbon	669 660	95 340
Total...	837 ^k 012	823 ^k 842
		Total.. 189 ^k 096

Pertes dues à l'opération. — La charge des cornues était de 714^k27 de zinc, 261^k99 de plomb, en comptant le plomb ajouté, et de 108^k692 d'argent avec celui qui était ajouté.

ZINC. — Le zinc qui restait dans les crasses avait un poids de 142^k83 et celui qui était perdu dans le four pesait 71^k30, soit un poids total de 214^k23. Le métal des crasses est perdu, car ces dernières passent à la réduction, le zinc y est volatilisé; cette perte rapportée au poids du métal employé est de 30 pour 100; on retrouve 500^k04, c'est-à-dire 70 pour 100.

PLOMB. — L'opération produit 235^k83 de plomb; il reste dans les crasses 9^k81 et la perte dans le four est de 16^k32, mais les crasses passent encore à la réduction produisant du plomb d'œuvre et ensuite du plomb raffiné. Donc la perte due à la réduction sera de 5 pour 100 environ; celle due au raffinage de 4,76 pour 100 environ; les pertes totalisées donneront 9,76 pour 100 sur le poids de plomb des crasses, soit 9^k81; on aura 0^k955. Le poids de plomb restant sera donc de 9^k81 — 0^k955 = 8^k855, de sorte que le poids de plomb produit sera de 235^k83 + 8^k855 = 244^k685. En ce qui concerne le poids de plomb employé de 261^k99, la perte est 261^k99 — 244^k685 = 17^k31 égal à la somme de la première 9,81 et de celle du four 7,70 environ.

ARGENT. — Le poids d'argent produit par la distillation est de 101^k118; les crasses retiennent 1^k542 et la perte due au four est de 6^k036; ce métal passant aussi à la réduction et au raffinage, on peut prévoir une perte de 5 pour 100 pour ces deux opérations, c'est-à-dire de 0^k077; il restera 1^k542 — 0^k077 = 1^k464. Le poids d'argent obtenu sera de 101^k118 + 1^k464 = 102^k582; la différence entre le poids d'argent employé et le poids d'argent produit est de 108^k692 — 102^k582 = 6^k21, ce qui donne 5,589 pour 100 de perte environ sur le poids primitif; la somme de tous ces poids représente le poids de matière obtenu: 500^k04 + 244^k685 + 102^k582 = 847^k321.

Main-d'œuvre de l'opération par heure.

Un contre maître (par appareil) par jour de 12 heures	0 ^f 8572	et par heure	0 ^f 0714
Un distillateur par jour	3 50	»	0 2910
Un chauffeur par jour	2 50	»	0 2080
Total			0 ^f 5704

Poids et Prix des matières premières employées.

Zinc	714 ^k 27	à 566 ^f 016	la tonne	404 ^f 28
Plomb	187 23	à 56 016	la tonne	10 48
Argent	108 48	à 56 016	la tonne	6 07
Plomb raffiné ajouté	74 76	à 50 25	la tonne	3 75
Argent ajouté	0 2121	à 50 25	la tonne	0 01
Charbon de bois	765 0000	à 28 00	la tonne	20 76
Houille à 8 pour 100 de cendres.	840 0000	à 25 00	la tonne	21 00
Total				466 ^f 37

Eléments du prix de la tonne.

Amortissement du matériel (appareils de l'opération)	51 ^f 70
Intérêts à 5 pour 100 du capital de ce matériel	4 27
Main-d'œuvre ci dessus indiquée	14 26
Matières premières indiquées précédemment	466 37
Frais généraux, 0,5 pour 100, matériel, main-d'œuvre, etc	2 82
Total	539 ^f 44

Prix de la tonne de plomb riche. — Les produits de la distillation donnent 500^k04 de zinc; le poids total du zinc employé étant de 714^k27, on retrouve en tout 847^k32 de matières dont les frais de fabrication ont été de 539^f44. Le zinc employé, représente 84,28 pour 100 du poids de matières, et le zinc produit représente 59,15 pour 100 de ce poids; si le poids total du zinc eût été perdu, les frais de fabrication seraient restés ce qu'ils sont, soit 539^f44; mais on retrouve 59,15 pour 100 du poids de zinc, on retrouve donc :

$$\frac{539,441 \times 59,15}{100} = 319 \text{ fr. } 08.$$
 Le prix de fabrication devient alors 532^f441 — 319^f08 = 220^f36. Dans le poids de 847^k32 de matières produites, on a 500^k04 de zinc et 347^k28 de plomb riche qui vaut 220^f36; la tonne du plomb riche de coupelle vaut donc :

$$\frac{220,36 \times 1000}{347^k28} = 158 \text{ fr. } 06.$$

Production d'argent raffiné exigée par mois. — Le poids d'argent qui doit être produit par mois est de 500 kil., mais il faut admettre les pertes dues aux deux opérations de la coupellation et du raffinage au creuset. La première perte est en moyenne de 2,9 pour 100, la seconde de 1,8, de sorte que les deux pertes réunies donnent 4,7 pour 100 et sur 500^k d'argent on a 23^k5; on doit donc avoir du plomb riche fournissant au moins 523^k5 d'argent par mois.

Production du plomb riche contenant 523^k5 d'argent. — Si nous cherchons à établir approximativement la production du plomb riche de coupelle, nous observerons que la charge des trois cornues du four avec le poids d'écumes exigé et le charbon réducteur, est de 2039^k98 environ dans lequel on a en centièmes: oxyde de zinc 888^k72 (43,5 pour 100); oxyde de plomb 202^k80 (9,9 pour 100); plomb argentifère raffiné ajouté à la fin de l'opération 74^k76 (3,6 pour 100); argent provenant des écumes 108^k48 (5,3 pour 100); argent venant du plomb raffiné ajouté 0^k2121 (0,001 pour 100); charbon de bois réducteur 765^k (37,7 pour 100). Cette charge donnant un poids total, non plus en oxydes mais en métal de 1849^k95, on a aussi en centièmes de ce poids: zinc 714^k27 (38,6 pour 100); plomb des écumes 187^k23 (10,1 pour 100); plomb argentifère ajouté à la fin de l'opération (74,76 pour 100); plomb totalisé 261^k99 (14,1 pour 100); argent des écumes 108^k480 (5,8 pour 100); argent venant du plomb raffiné 0^k212 (0,012 pour 100); argent totalisé 108^k693 (5,812 pour 100); charbon réducteur 765^k (44,5 pour 100).

Lorsque l'opération est terminée, on obtient du zinc métallique, du plomb et de l'argent; d'un autre côté, il reste des résidus contenant une partie du zinc à l'état d'oxyde, lequel est radicalement perdu, du plomb en général non oxydé, de l'argent et du charbon de bois réducteur encore en excès, enfin les pertes des métaux qui se trouvaient dans la charge. Maintenant nous avons pour les métaux obtenus les résidus et les pertes, les nombres suivants exprimant en centièmes de la charge leurs divers poids :

Métaux obtenus. — Zinc 500^k04 (70 pour 100); plomb des écumes et plomb ajouté 235^k83 (90 pour 100); argent des écumes et argent ajouté 101^k118 (93 pour 100).

Métaux se trouvant dans les crasses. — Oxyde de zinc 178^k33 (20 pour 100); en zinc métallique 142^k83 (20,8 pour 100); plomb 9^k81 (3,8 pour 100 du plomb des écumes et du plomb raffiné); argent 1^k542 (1,2 pour 100 de l'argent des écumes et de celui ajouté); charbon 669^k66 (87,5 pour 100 du charbon employé).

Pertes dans le four. — Zinc 71^k4 (9,2 pour 100); plomb 16^k32 (6,2 pour 100); argent 6^k036 (5,8 pour 100); charbon 95^k34 (12,5 pour 100).

Matières premières venant du zingage et du dézingage. — Les opérations du zingage et du dézingage qui durent 32,5 heures fournissent le plomb marchand et les écumes pour plomb riche; pour une opération, le poids d'écumes riches est de 761^k34, contenant en centièmes de ce poids :

Oxyde de zinc 564^k86 (74,18 pour 100); oxyde de plomb 128^k73 (16,90 pour 100); argent 67^k738 (8,92 pour 100). Le poids métallique est de 640^k25, contenant en centièmes de ce poids : zinc 454^k (70,9 pour 100); plomb 118^k51 (18,51 pour 100); argent 67^k738 (10,59 pour 100).

L'opération étant faite en vue de fournir un certain poids de plomb riche à la coupellation et au raffinage de l'argent, il faudra compter très largement les pertes. On a vu que 523^k5 d'argent produisaient après la coupellation et le raffinage, 500^k; mais avant de distiller, il est préférable de prévoir 525^k; ce poids servira de base pour les poids d'écumes des charges des cornues.

Evaluation du poids de la charge des cornues. — Le poids de production de métal des trois cornues sans les résidus et les pertes est de 836^k98; mais on a vu que le poids d'argent en centièmes de celui-ci est de 101^k118 (12,08 pour 100); en se basant sur les 525^k d'argent à obtenir, le poids métallique de la charge sera $\frac{525 \times 839,98}{101,11} = 4\,345,60$. Les poids partiels métalliques seront en centièmes : zinc (59,86 pour 100) 2 608^k968; plomb (28,16 pour 100) 1213^k69; argent (12,08 pour 100) 525^k.

Il ne s'agit ici que de la production des cornues; mais comme il est nécessaire de remonter à l'origine de cette production, il en résulte que ces poids doivent être rapportés en centièmes au poids producteur. Dans la charge des cornues, le zinc produit est les 70 centièmes du zinc producteur; le plomb les 90 centièmes, et l'argent les 93 centièmes, en comptant pour ces deux derniers poids, ceux du plomb et de l'argent ajoutés. Dans ces conditions, les poids des métaux seront : zinc 3 726^k20; plomb 1 348^k54; argent 564^k51 dont la somme donne 5 637^k25.

La charge des cornues est composée d'oxydes dont les poids seront : oxyde de zinc 4 636^k40; oxyde de plomb 1 452^k25; argent 564^k51; le poids des écumes est alors 6 653^k16. De plus, le plomb raffiné compte pour 6,13 pour 100 de celui des écumes, ce qui donne 407^k83; l'argent dû à ce plomb comptant pour 0^k0176 pour 100, on a 1^k170; le charbon de bois réducteur comptant pour 63,75 pour 100, donne 4 241^k38, de sorte que la charge entière est de 11 303^k54.

Temps employé par les opérations. — Le poids d'écumes qui doit être distillé pour produire 525^k d'argent est de 6 653^k16, mais le zingage et le dézingage produisent 761^k34 de ces matières premières, d'où il suit que le nombre d'opérations à faire sera de $\frac{6\,653,16}{761,34} = 8,73$; ces deux opérations étant terminées en 32,5 heures, le nombre d'heures sera de $8,73 \times 32,5 = 284,99$, soit 285 heures. Pour la distillation, le poids métallique à produire est de 4 345^k603; mais les cornues du four donnent 836^k988 par opération; il en résulte que le nombre d'opérations sera de $\frac{4\,345,603}{839,988} = 5,19$; or, une distillation demande 25 heures, le temps employé sera donc $5,19 \times 25 = 129,7$ heures.

Production de la désargentation par le zinc. — Les opérations du zingage et du dézingage ont eu lieu pendant 285 heures en fournissant les écumes à distiller; la distillation a marché ensuite pendant 129,7 heures. Mais les deux opérations précédentes n'ont pas eu d'arrêt, leur fonctionnement a eu lieu pendant 414,7 heures. Le zingage et le dézingage produisent 23 485^k de plomb marchand, 761^k34 d'écumes riches et 660^k73 d'écumes antimonifères passées ultérieurement à la réduction en 32,5 heures; il suit de là que le nombre des opérations est $\frac{414,7}{32,5} = 12,76$ et la production totale pourra s'évaluer comme suit :

Plomb marchand	23 485 ^k	×	12 ^k 76	=	299 668 ^k
Ecumes riches	761 ^k 34	×	12,76	=	9 714 ^k 69
Ecumes antimonifères... ..	660 ^k 73	×	12,76	=	8 430 ^k 91

Sur le poids d'écumes riches de ces opérations, la distillation prélève 6 653^k16; il reste 3 061^k53. Ces opérations ne peuvent pas fournir deux charges en $\frac{285}{24} = 11$ jours, 21 heures.

L'opération de la distillation a produit les poids ci-dessous en 5,19 opérations de 25 heures :

Zinc métallique	2 606 ^k 96	Plomb des résidus... ..	50 ^k 92
Plomb... ..	1 213 ^k 69	Argent des résidus... ..	8 ^k 00
Argent... ..	525 ^k 00	Charbon des résidus... ..	3 476 ^k 87

OBSERVATION. — Ces opérations ne sont pas parfaites, mais c'est encore une des méthodes les plus employées. Au point de vue électrochimique, il n'y a que cette observation à faire : c'est le raffinage du plomb d'œuvre qui, par voie électrochimique, doit pouvoir donner l'argent et éviter, non seulement la désargentation, mais encore la coupellation, de façon à n'avoir à faire qu'un raffinage de l'argent.

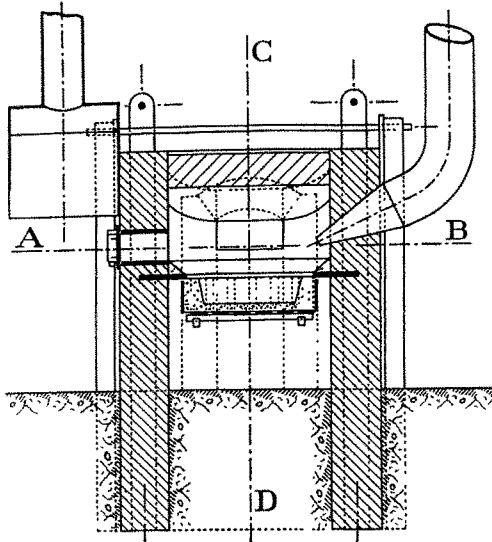
La lecture de ce qui précède montre suffisamment la complexité des procédés actuels et l'importance des simplifications que doivent apporter les traitements électrochimiques.

VI. — OPÉRATION DE LA COUPELLATION

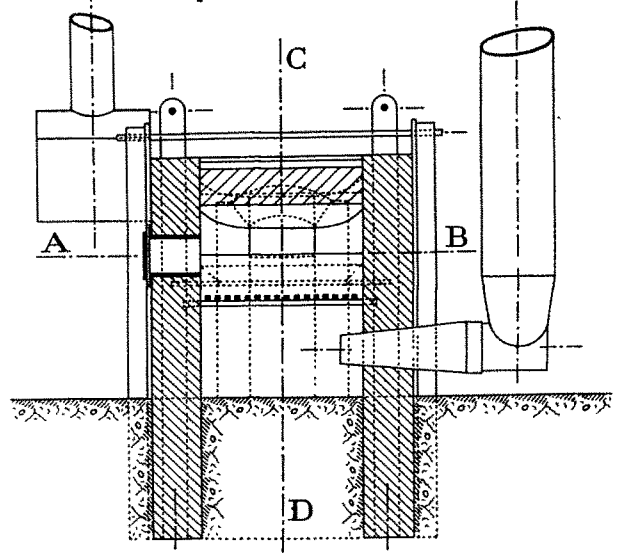
Le principe de la coupellation est une oxydation dont l'application repose sur ce fait que dans un alliage de deux métaux, la séparation des deux corps s'opérera en transformant à l'état d'oxyde celui des deux dont l'affinité pour l'oxygène est la plus grande.

Description de l'appareil. — L'appareil dont on se sert pour cette opération est un four à reverbère spécial; il peut avoir deux formes différentes. Dans le premier cas, c'est un gros cylindre avec un couvercle en forme de calotte sphérique qui peut être enlevé et mobilisé au moyen d'un mécanisme convenable; le foyer se trouve à la circonférence de ce cylindre, et le laboratoire est formé par le volume de la calotte sphérique intérieure du couvercle, et par celui de la sole, qui est nécessairement une autre calotte sphérique. Dans le second cas, c'est un four à reverbère ordinaire de petites dimensions, mais avec cette distinction, que sa sole est mobile; la chauffe est latérale comme dans tous les fours de ce type. Le premier système de ces appareils est allemand, le second est anglais. Le four de coupellation de Pontgibaud était du second système; nous donnons ci-joint le dessin d'un four et, à plus grande échelle, celui de la coupelle avec son garnissage basique.

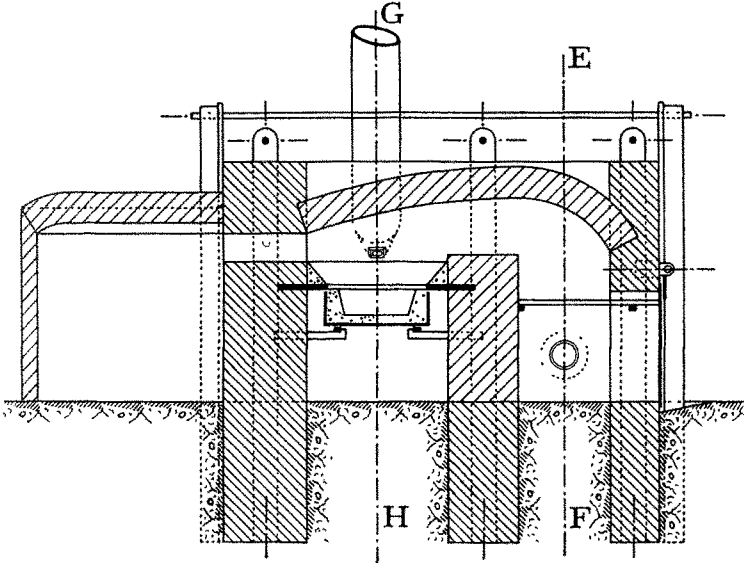
Coupe suivant GH



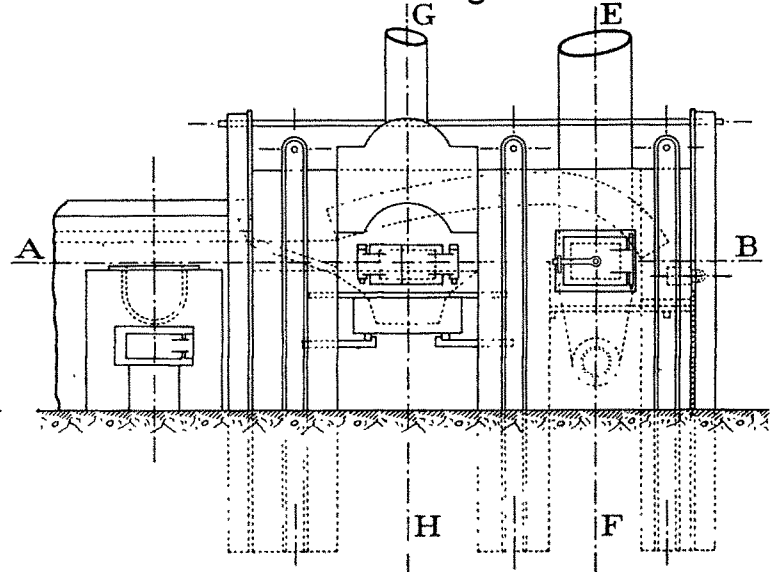
Coupe suivant EF



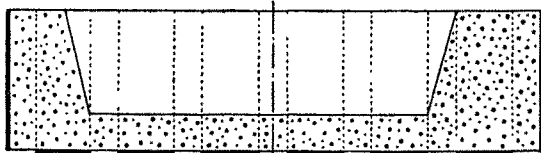
Coupe suivant CD



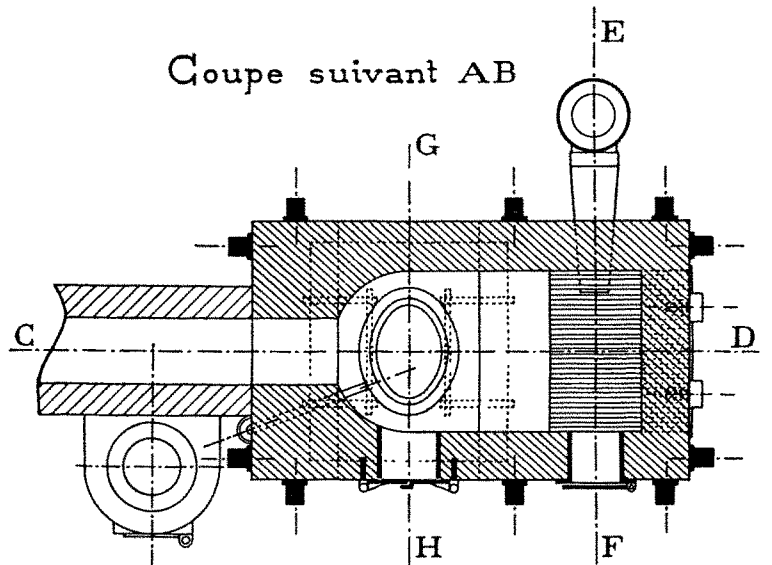
Élévation longitudinale



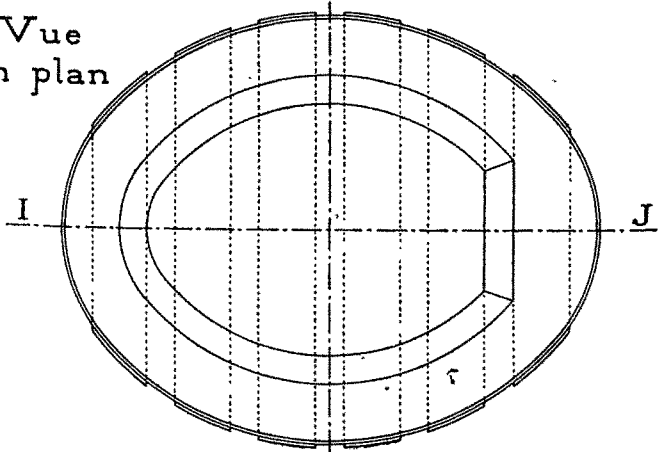
Coupe suivant IJ



Coupe suivant AB



Vue en plan



Ce dessin est établi en quatre projections (verticales et une horizontale). Il représente : 1° Une vue en projection verticale longitudinale ; elle montre le four dans sa longueur, la porte du cendrier fermée, la porte du foyer avec

son cadre, la capote en tôle avec sa cheminée pour l'évacuation des gaz délétères, la porte de travail, la coupelle avec son cadre mise en place, les armatures, leurs tirants, une buse d'injection de vent et son tuyau, le

fourneau et la chaudière de fusion de plomb riche, la cheminée du four et ses fondations ; 2° Une coupe longitudinale en projection horizontale faite par un plan passant par les axes A-B de la vue longitudinale et de la coupe de cette vue en projections verticales ; elle montre toutes les parties du four visibles au-dessous de cet axe dans les deux projections ; 3° Une coupe longitudinale en projection verticale faite par un plan passant par l'axe C-D de la coupe longitudinale en projection horizontale et des coupes transversales en projections verticales ; elle montre le foyer, la grille, le cendrier, sa porte, le pont de chauffe, la voûte recouvrant tout le four, la buse d'injection de vent de la coupelle, la coupelle, le rampant et la cheminée, les fondations, les armatures et leurs tirants ; 4° Une coupe transversale en projection verticale, faite par un plan passant par l'axe E-F des deux projections verticales longitudinales et de la coupe en projection horizontale ; elle montre le foyer, sa porte de chargement, le pont de chauffe, la voûte du four, la capote d'évacuation des gaz et sa cheminée, les armatures, les tirants et les fondations ; 5° Une coupe transversale en projection verticale faite par un plan passant par l'axe G-H des deux projections longitudinales verticales et de la coupe longitudinale en projection horizontale ; elle montre la coupelle mise en place avec son cadre, la porte de travail, la capote d'évacuation des gaz avec sa cheminée, la voûte du four, le rampant, les armatures, leurs tirants et les fondations ; 6° Une coupe en projection verticale de la coupelle elliptique, faite par un plan passant par le grand axe I-J de l'ellipse sur la vue en projection horizontale ; elle montre le cadre de coupelle et son garnissage basique ; 7° Une vue en projection horizontale de la coupelle et de son cadre.

Le four représentait un massif de maçonnerie en lave de pierres appareillées, sauf pour la voûte et le pont de chauffe qui étaient en briques réfractaires siliceuses ; il avait la forme d'un parallépipède rectangulaire dont les dimensions étaient : longueur 3^m00, largeur 1^m85, hauteur 1^m71. Il était divisé en trois parties : 1° le foyer ; 2° le laboratoire ; 3° le rampant et la cheminée. Le foyer était situé entre le mur de tête du four et le pont de chauffe ; ses dimensions intérieures étaient : pour la longueur de grille 1^m15 et la largeur 0^m65 ; la grille avait 16 barreaux de 0^m35 × 0^m35 ; l'aire totale de la grille sans les barreaux était de 0^m27507 et lorsque ceux-ci étaient mis en place, cette aire devenait 0^m65 × 0^m59 = 0^m23867 ; il y avait entre le dessus des barreaux de grille et le bas de la porte de chargement une distance de 0^m20 ; cette dernière avait comme dimensions intérieures 0^m35 × 0^m25. Le foyer était couvert par un segment de voûte se raccordant avec la voûte du laboratoire ; la naissance de la voûte du segment se trouvait à 0^m36 au-dessus de la grille, son rayon étant 0^m75. Deux segments cylindriques dont les génératrices étaient perpendiculaires au grand axe du four en composaient la voûte qui n'avait pas de courbure suivant ses génératrices.

Au-dessous de la grille, on trouvait le cendrier qui avait en largeur entre le pont de chauffe et le mur de tête du four 0^m65. L'appareil était soufflé et le cendrier fermé par une porte en forte tôle se rabattant de haut en bas suivant un arc de cercle ; les armatures ne permettaient pas, faute de place, d'avoir une porte avec doubles vantaux. On avait placé la porte entre les armatures du mur de tête avec ses charnières fixées dans la maçonnerie un peu au-dessus de l'ouverture du cendrier ; cette porte avait 1^m19 de longueur,

c'est-à-dire quatre centimètres de plus que la largeur (1^m15) intérieure du four ; la hauteur était de 0^m82 au lieu de 0^m78, hauteur du sol au-dessus du cendrier. Le tuyau qui amenait le vent dans ce cendrier avait un diamètre de 0^m50, il était terminé par une buse de 0^m91 de long ayant 0^m18 au petit diamètre, avec une épaisseur de tôle de 0^m005.

La longueur du laboratoire comprenait le pont de chauffe et le vide existant entre celui-ci et le mur de tête du rampant, c'est-à-dire la galerie de coupelle. L'épaisseur du pont de chauffe étant de 0^m50 et la largeur de la galerie de coupelle de 1^m00, la longueur horizontale du laboratoire était de 1^m50. Ce four présentait cette particularité que la sole était mobile et de plus constituée par la coupelle, dans laquelle s'effectuait le travail. Cette coupelle avait un cadre en fer d'une certaine épaisseur (0^m005 environ), présentant une projection horizontale elliptique ; il était donc nécessaire d'avoir un organe spécial, pour appliquer la sole dans le four. Cet organe est le cadre de coupelle ou *compassering* des Anglais ; il est constitué par une plaque en fonte de 0^m020 d'épaisseur environ, encastrée dans la maçonnerie, et dont la longueur est un peu moins grande que la largeur du four avec une largeur de 0^m40 en plus de celle de la galerie de coupelle, c'est-à-dire 1^m40 au lieu de 1^m00 ; le milieu de cette plaque avait un évidement de même forme que la coupelle, mais de dimensions un peu moindres. Le grand axe de l'ellipse de coupelle étant de 0^m95 et le petit axe de 0^m75 sans l'épaisseur du cadre métallique, le grand axe de l'ellipse du cadre de coupelle avait 0^m91 et le petit axe 0^m71.

La forme du laboratoire en projection horizontale était celle d'un rectangle jusqu'au grand axe de coupelle, et à partir de là, les côtés du rectangle se raccordaient au mur du rampant par des arcs de cercle, donnant à peu près la surface d'une demi-circonférence. Les génératrices de ce cylindre donnaient lieu à une intersection avec la surface de la voûte, de telle sorte que si cette dernière n'avait point eu d'inclinaison du pont de chauffe au rampant, on aurait eu une fraction d'un véritable cylindre droit. Cette disposition avait pour but de forcer les gaz de la combustion à parcourir l'espace compris entre les extrémités de la coupelle et le rampant pour égaliser les températures entre ces deux points ; il nous semblerait préférable d'établir deux ou trois rampants sur une grande partie de la largeur du four, au lieu de compliquer la construction par des surfaces courbes dont on ne voit pas l'efficacité. Ce qu'il y avait de certain, c'est que dans cet endroit la maçonnerie était vite détériorée, les pieds droits de voûte, courbes, ne résistaient guère plus d'une ou deux coupellations, soit en moyenne 15 jours.

La voûte du laboratoire prenait sa naissance vers le mur du pont de chauffe et au droit du côté le plus près de la grille à 0^m40 au-dessus de ce pont ; son profil était déterminé par un rayon de 4^m70 ayant son centre sur le prolongement du milieu de la façade la plus rapprochée de la grille du pont de chauffe ; ce profil aboutissait au-dessus du rampant. Il y avait une différence de hauteur de 0^m245 entre ces deux points ; leur distance horizontale était de 1^m50, d'où une pente de 0^m163 environ par mètre. De plus ce segment cylindrique avait ses génératrices perpendiculaires au grand axe du four ; ses directrices lui étaient donc parallèles, d'où il résulte que dans ce sens la voûte était droite et sans double courbure. Il en résultait que la chaleur des gaz de la combustion était rayonnée presque uni-

formément sur la sole. Mais, autre conséquence, les efforts occasionnés par la poussée de la voûte sur ses murs de tête, c'est-à-dire aux endroits de moindre résistance de l'appareil, étaient énormes, d'où il résultait inévitablement une prompte détérioration et de fréquentes réparations malgré les armatures et leurs tirants.

Il va sans dire que le cadre de coupelle aurait fondu si le métal avait été laissé à nu, aussi on raccordait cette surface aux murs du laboratoire, avec un garnissage de terre réfractaire. La hauteur de la voûte au-dessus du rampant était de 0^m20 environ; ce dernier avait pour dimensions : longueur 0^m47; hauteur 0^m20, section 0^m2 09 67, ce qui donnait un quart à peu près de la surface de la grille.

La porte de travail se trouvait sur le mur du four dans l'axe de la plus grande longueur de la coupelle; elle se trouvait à 0^m13 environ au-dessus du cadre de coupelle; sa largeur était de 0^m40 et sa hauteur de 0^m20. Des crochets scellés dans les murs de la galerie de coupelle recevaient deux barres de fer carrées sur lesquelles se plaçait la coupelle; le serrage contre le cadre se faisait avec des coins. La distance du cadre de coupelle au sol était de 0^m80; le pont de chauffe en briques réfractaires mesurait : longueur 1^m15, hauteur au-dessus du sol 1^m05, épaisseur 0^m50, le mur de tête au rampant avait une épaisseur de 0^m60.

Le volume approximatif du foyer était de 0^m3 309, celui du laboratoire de 0^m3 730 et leur rapport de 2,36.

Nous avons fait connaître presque complètement la coupelle sans en donner toutes les dimensions. Elle était constituée par un cadre en fer plat de 0^m005 d'épaisseur et de 0^m23 de hauteur; intérieurement le grand axe de l'ellipse avait 0^m95 et le petit axe 0^m75; six fers plats de 0^m10 \times 0^m005 reliaient ce cadre et laissaient entre eux un espace de 0^m05. La coupelle était remplie de matière basique et évidée ensuite sur une hauteur de 0^m186; le volume vide, c'est-à-dire celui qui contenait le métal, était de 0^m3 051 334. Le vent était donné sur la sole par un tuyau de 0^m17 de diamètre intérieur, terminé par une buse de 0^m60 de longueur, ayant dans le four une section rectangulaire dont les côtés étaient de 0^m105 \times 0^m025. Le vent servait à oxyder le plomb riche.

La coupellation était délétère, car les gaz entraînaient, surtout par la porte de travail, des vapeurs antimoniales et arsénicales venant de la séparation à haute température de ces métalloïdes d'avec le plomb. Pour éviter toute intoxication, il y avait au-dessus de la porte de travail une capote en tôle surmontée d'une cheminée dépassant de plusieurs mètres le toit de l'atelier. Cette capote de forme rectangulaire mesurant : longueur 1^m, largeur 0^m80, hauteur 0^m60, était surmontée d'un secteur de circonférence ayant une flèche de 0^m20, une corde de 0^m60 et un rayon de 0^m32. La cheminée avait un diamètre intérieur de 0^m30 et une hauteur de 16 à 17^m; l'aération s'effectuait énergiquement grâce aux gaz chauds émis sous la capote qui y aspiraient l'air avec une grande vitesse.

La coupellation faisait la concentration du plomb riche dans le même four que l'argent éclair. Ce plomb était fondu dans un petit fourneau demi-circulaire, ayant ses axes distants de 1^m80 de celui de la coupelle. Ce fourneau en briques réfractaires avait un diamètre extérieur de 0^m96 et une hauteur de 1^m; il était muni d'une grille, et recevait une petite chaudière en fonte; ses carnaux allaient dans la cheminée du four, communiquant elle-même avec la cheminée de condensation de l'atelier de transformation du plomb d'œuvre. La chaudière de fusion était un cylindre

terminé par une demi-sphère et muni d'un large rebord plat supportant ce système sur la maçonnerie du fourneau. Cette chaudière mesurait : diamètre intérieur 0^m40, hauteur 0^m225, rayon de la sphère 0^m20, diamètre extérieur du rebord 0^m64, épaisseur 0^m015, volume intérieur 0^m3 078 415.

Préparation des coupelles. — On préparait plusieurs coupelles avant l'opération. Le coupelleur se servait de cendre d'os mélangée à de la potasse en solution, de manière à ce que ce mélange fut à l'état de poudre humide; les os étaient calcinés dans l'un des fours de la réduction des litharges et broyés ensuite en poudre fine. On plaçait le cadre de coupelle à terre sur une aire bien plane; l'ouvrier y jetait à la pelle la cendre d'os de façon à remplir le cadre jusqu'à la moitié de sa hauteur environ, et pilonnait fortement cette poudre humide au moyen d'un petit pilon en fer à long manche. Lorsque la poudre était serrée, il l'égalisait avec des outils spéciaux, dits outils de coupelleur; consistant en pelles tranchantes de forme ordinaire, petites pelles un peu courbées en acier, truelles, râcloirs, crochets pointus très divers, spatules courbes en fer de lance avec long manche en fer. Bref, il y avait deux jeux de 30 à 35 outils différents. Le coupelleur continuait ce travail en mettant des couches de plus en plus minces de matière, et pilonnait jusqu'à ce que le cadre en fer fut plein; à ce moment, il égalisait la surface à la règle et il s'agissait de creuser la coupelle pour faire le récipient. L'homme traçait à la ficelle une ellipse intérieure laissant une épaisseur de matière de 0^m10 sur les bords du cadre en fer; le grand axe de cette ellipse était alors de 0^m75 et le petit axe de 0^m55; avec sa pelle d'acier, il creusait l'intérieur du cadre jusqu'à une profondeur de 0^m186 et comme la hauteur totale était de 0^m25, il restait une épaisseur de matière constituant le fond de 0^m064; mais la hauteur des bords de ce cylindre elliptique n'était pas verticale, la distance de l'ellipse du fond à l'ellipse supérieure était de 0^m05 environ, la pente par mètre de 3^m72 ou de 0^m372 pour 0^m10. A l'une des extrémités, les ellipses ne se fermaient pas mais s'arrêtaient à une parallèle au petit axe. Cet artifice avait pour but de laisser une surface un peu plus grande pour creuser pendant la coupellation des voies pour l'écoulement des litharges.

Le volume intérieur de la coupelle avait les dimensions linéaires suivantes : grand axe supérieur 0^m75, grand axe inférieur 0^m65, petit axe supérieur 0^m55, petit axe inférieur 0^m45, hauteur entre les deux surfaces 0^m186. Le volume destiné à recevoir l'argent éclair, c'est-à-dire 500^k, était de 0^m3 052 579 environ. A la température ordinaire de 15° en moyenne, le volume de ce poids d'argent est de 0^m3 047 755, mais il augmente de 0^m3 003 577 environ de 13 à 1600°, ce qui donne pour le métal fondu 0^m3 051 334 environ. Telles sont à peu près les données appliquées dans la pratique. Il ne faut pas oublier que le volume de l'argent est bien plus grand à l'état de fusion qu'à l'état solide, parce que dans le premier cas il absorbe environ 22 fois son volume d'oxygène, mais il le rend en refroidissant; il faut alors un plus grand nombre de lingotières contenant le métal destiné au raffinage que celui correspondant au poids de l'argent à raffiner.

Après cette opération, le coupelleur portait le cadre garni dans une étuve pour le séchage, et il répétait la même opération de façon à avoir huit ou dix cadres préparés d'avance; il pouvait en général faire ce travail en deux ou trois jours et le séchage en prenait 10 à 12; il

était entendu que le séchage se faisait au-dessous de 100°, entre 60° et 80° en moyenne.

Marche de l'opération. — L'opération peut se faire de deux manières : si le plomb ne contient pas une grande quantité d'argent, on le concentre d'abord pour l'enrichir en le faisant fondre dans une petite chaudière et en le faisant *filer* par un canal sur la coupelle avec un puisage au moyen d'une poche ; on traite ensuite le plomb riche directement, soit fondu, soit en lingots. Si le plomb est très riche il est coupellé sans être d'abord concentré.

Procédé de concentration et de coupellation. — A Pontgibaud, on opérait par concentration et coupellation. La petite chaudière de fusion contenait à 400° environ 273^k5 de plomb riche à concentrer pour un volume de 0^m3078415 environ, ce qui donnait 4,55 saumons de 60^k. Le poids total de plomb riche était de 32 tonnes environ représentant 534 saumons de 60^k. L'opération était conduite par un homme pour la journée de 12 heures et par un contre-maître surveillant.

Le coupelleur commençait par placer la coupelle sous le cadre de coupelle du laboratoire, et il opérait le garnissage avec de la terre réfractaire gâchée de façon à tenir sur la truelle ; la pâte était peu humide, mais cependant plastique et légèrement dure ; le joint se faisait soigneusement avec une spatule courbe, en ayant la précaution de presser fortement dans le joint la matière réfractaire.

Le travail à la coupelle produit des matières basiques. La coupelle elle-même est très basique ; si la silice de la lave ou des briques avait été mise en contact avec ces bases pendant l'opération, le four eût été très vite détruit, mais la terre réfractaire ne garnissait que le cadre de coupelle et les parois du four, et elle était siliceuse ; les détériorations de la coupelle n'étaient à craindre, à cause de la température élevée, que pour l'argent qui y était contenu. Les réparations, rares d'ailleurs, dans une opération, se pratiquaient avec de la cendre d'os calcinés comme on l'a dit, ou avec une marne basique mais on changeait généralement la coupelle au lieu de la réparer, à moins d'être à la fin de l'opération sur l'argent éclair ; à ce moment, un accident pouvait être grave.

Le coupelleur allumait la grille, mais ne donnait pas de vent ; il chauffait très modérément le four pendant au moins 24 heures, de façon à l'amener au rouge très sombre, ce qui ne suppose même pas 4 ou 500°. En général, l'excellence du résultat était en raison inverse de la vitesse du chauffage à l'origine de l'opération.

Le foyer de la petite chaudière de fusion était alors allumé ; on introduisait successivement quatre saumons de plomb à concentrer contenant 16^k d'argent par tonne. Le feu de la coupelle était activé en se servant encore du tirage naturel ; la température montait à 7 ou 800°, la porte du cendrier était fermée, et l'on donnait le vent à cet instant. Le coupelleur pratiquait dans le fond de la coupelle avec les crochets et outils nécessaires des voies pour l'écoulement des litharges ; c'était une opération difficile et sa conduite exigeait un spécialiste expérimenté. Il faisait écouler le plomb de la chaudière de fusion avec une poche *ad hoc* et ouvrait le registre du vent d'oxydation dans le laboratoire ; la réaction commençait, et les litharges jaunes s'écoulaient sur le dallage de l'atelier en amas offrant l'aspect de cristallisations. Le coupelleur les enlevait au fur et à mesure à la pelle, et les mettait de côté pour la réduction en plomb à désargenter. L'opération de la concentration du plomb riche durait 218 heures pour

concentrer 32 156^k de plomb argentifère ou 31 611^k5 de plomb, c'est-à-dire 98,4 pour 100 environ du poids total, et 514^k5 soit 1,6 pour 100 en argent de ce même poids de plomb ; ces heures représentent environ 9 jours 2 heures.

Pendant la concentration, on perdait moyennement 1,6 pour 100 du poids d'argent ou 8^k31. La perte de plomb était de 3 pour 100, ce qui donnait 948^k pour 31 611^k5. On concentrait à peu près 3 586^k par 24 heures. La consommation de houille à 6 pour 100 de cendres était de 1 tonne par tonne de plomb riche ou 32 156^k. La concentration terminée, on avait 9 198^k9 de plomb ; après la perte de 1,6 pour 100 d'argent ou 8^k3, il restait 506^k19 d'argent ; le poids de plomb argentifère concentré était donc de 9 705^k9, contenant environ 5,2 pour 100 d'argent. Les essais du laboratoire indiquaient l'instant où cette teneur était atteinte ; on s'y arrêtait à cause des pertes plus grandes dues à une concentration prolongée.

Coupellation proprement dite. — Le coupelleur changeait de coupelle ; le vent du laboratoire était arrêté, celui du foyer aussi ou très réduit. Si le tirage n'était pas suffisant, il amenait la coupelle au rouge clair ; aux environs de 900°, il donnait le vent partout et versait le plomb concentré fondu sur la sole ; la formation des litharges riches ou rouges commençait. Elle durait 10 heures par tonne de métal argentifère et, pour 9 705^k de plomb, 97 heures 30 minutes environ. La consommation de houille à 6 pour 100 de cendres était de 3 tonnes par tonne de plomb ou de 29 115^k. Le poids de plomb seul à coupeller était de 9 198^k9 ; on perdait en moyenne 2 pour 100 de plomb ou 183^k9 ; il restait 9 015^k de plomb pour la transformation en litharges ; on avait 506^k19 d'argent ; la perte était de 1,1 pour 100 environ ; il restait donc à peu près 500^k ou plutôt 523 à 524^k d'argent éclair parce que l'on augmentait un peu le poids de plomb riche pour obvier aux pertes ultérieures du raffinage ; le plomb produisait 9 708^k environ de litharges rouges.

A la fin de l'opération, le feu était activé ; la température arrivait aux environs de 15 à 1600° ; le coupelleur préparait des lingotières spéciales rangées les unes à côté des autres sur le chariot et dès que l'éclair se produisait sur le bain d'argent, c'est-à-dire lorsque les dernières traces d'oxyde de plomb avaient disparu, il arrêtait le vent partout, et coulait l'argent en faisant un trou de coulée à l'endroit de la sole qui lui paraissait le plus convenable ; généralement à l'extrémité opposée à la voie de l'écoulement des litharges. On poussait le chariot sans arrêter le jet, en remplissant les lingotières les unes à la suite des autres ; un autre chariot était préparé d'avance, mais si le nombre des lingotières se trouvait être insuffisant, le jet était arrêté ; la température du four maintenue, et la coulée recommençait ensuite dans de nouvelles lingotières.

L'argent coulé se boursoufflait et s'élevait au-dessus du récipient en rendant de l'oxygène ; une sorte de cristallisation se formait avec de petites projections de métal ; le poids d'argent coulé ne correspondait pas au poids du volume de la lingotière, il était naturellement plus faible ; on portait les lingots dans le coffre-fort du raffinage que l'on fermait à clef jusqu'au lendemain, si la coupellation avait eu lieu dans la nuit ou trop tard dans la journée.

Il fallait, avec ce procédé, que le coupelleur fut très habile, car il pouvait perdre, à la concentration, une grosse fraction du poids de l'argent passant aux litharges et dans la coupellation, le même phénomène pouvait être encore plus accentué. Il modifiait l'écoulement dès que le fait se pro-

duisait, mais, pour le constater, il fallait une très grande habitude; avec le cadre fixe on ne pouvait faire le trou d'écoulement où l'on voulait qu'il fût, et l'on avait beaucoup de chances, en trouant la sole portée au rouge blanc, de la briser et de faire répandre l'argent sur le sol.

Concentration. — Temps employé par l'opération : 6 heures 47 minutes par tonne de plomb, au total 218 heures.
Main-d'œuvre totale par heure : 0^f5807.

Poids et Prix des matières premières employées.

Plomb riche	32 156 ^k à 52 ^f 62 la t.	1 692 ^f 04
Houille à 6 % de cendres (1 t. par t. de plomb).	32 156 ^k à 28 ^f la t.	900 36
Total du prix des matières premières		2 592 ^f 41

Éléments du prix de la tonne.

Amortissement du matériel servant à l'opération	54 ^f 59	
Intérêts à 5 % du capital de ce matériel	19 82	
Main-d'œuvre précédemment indiquée	126 59	
Matières premières ci-dessus indiquées	2 592 41	
Frais généraux, 0,5 % du matériel, main d'œuvre, etc.	15 61	
Total		2 809 ^f 04

Matières produites. litharges 23 115^k; plomb 9 198^k; argent 506^k2; total 32 819^k

$$\text{Prix de la tonne} = \frac{2\ 809\ \text{fr.}\ 046 \times 1\ 000}{32\ 819^k} = 85\ \text{fr.}\ 56$$

Coupeellation. — Temps employé par l'opération : 10 heures par tonne de plomb, au total : 97 heures.
Main-d'œuvre totale par heure : 0^f5087.

Poids et Prix des matières premières employées.

Plomb riche	9 706 ^k à 86 ^f 56 la t.	839 ^f 97
Houille à 6 % de cendres (3 t. par t. de plomb)	29 112 ^k à 28 ^f la t.	815 13
Total du prix des matières premières		1 655 ^f 11

Éléments du prix de la tonne.

Amortissement du matériel servant à l'opération	22 ^f 50	
Intérêts à 5 % du capital de ce matériel	8 82	
Main d'œuvre précédemment indiquée	56 32	
Matières premières indiquées ci-dessus	1 655 11	
Frais généraux, 0,5 % du matériel, main d'œuvre, etc.	9 26	
Total du prix des matières premières		1 752 ^f 03

Matières produites : litharges 9 708^k; argent 500^k7; Total : 1 0208^k7

$$\text{Prix de la tonne} = \frac{1\ 752\ \text{fr.}\ 029 \times 1\ 000}{10\ 208^k7} = 171\ \text{fr.}\ 620$$

Observations. — On a perfectionné les fours et les coupelles; elles sont maintenant rectangulaires, avec une enveloppe double à circulation d'eau, ou sans enveloppe double avec refroidissement par l'air extérieur. Ce dernier système est généralement réservé pour la coupeellation, et le premier pour la concentration, mais dans un four spécial; ces coupelles sont serrées contre le cadre métallique du four au moyen d'un système de vis fixées à l'extérieur, ce qui permet le changement facile de la coupelle, et aussi de l'incliner pour la coulée de l'argent. Le garnissage du cadre ne se fait plus en cendres d'os, on emploie trois sortes de matières : d'abord, deux mélanges équivalents au point de vue de l'emploi; le premier se compose de trois volumes de pierre calcaire et de deux ou trois volumes d'argile réfractaire, ou avec du ciment Portland remplaçant l'argile; le second comprend deux tiers de volume de ciment Portland et un tiers de volume de briques réfractaires broyées; le troisième procédé emploie du ciment Portland seul.

A Port-Pirie (Australie du Sud), la concentration se fait dans un four spécial avec coupelle en ciment et à circulation d'eau; la coupeellation s'opère dans un autre four avec coupelle en ciment et cadre refroidi par l'air. A Omaha, Etat de Nébraska (Etats-Unis), on pratique la concentration dans une coupelle dont le cadre est refroidi par l'eau, et dont le garnissage est une marne calcaire très basique, se trouvant dans le pays. La coupeellation se fait dans une coupelle dont le garnissage est le même, avec cadre refroidi par l'air, et dans un autre four, comme à Port-Pirie.

Maintenant, au point de vue électrochimique, il n'y a à dire qu'une chose, c'est que la coupeellation serait supprimée, ainsi que la désargentation, si le raffinage du plomb argentifère, par le même procédé, donnait d'un côté de l'argent séparé des impuretés contenues dans le plomb, et de l'autre, du plomb n'ayant tout au plus, et au maximum, à subir qu'une seule opération par voie sèche, c'est-à-dire le raffinage, et seulement dans le cas où les méthodes électrochimiques ne pourraient pas donner du plomb marchand.

Coupeellation du plomb riche produit par la désargentation par l'emploi du zinc. — Dans l'application du procédé de désargentation par le zinc, qui a été faite au plomb argentifère de Pontgibaud, on a vu que le poids de plomb riche était beaucoup moindre que celui qui était produit par le procédé de désargentation par la vapeur d'eau; il en résulte que la première méthode évite entièrement l'opération de la concentration et la formation des litharges pauvres qui en résulte. Cette modification réagit, à son tour, sur les éléments du prix de la tonne des matières produites; nous sommes donc obligés de faire subir cette modification à ces éléments, car la comparaison approximative des résultats des deux procédés ne peut s'établir que sur ces bases.

Temps employé par l'opération : 10 heures par tonne de plomb, au total 17,38 heures, soit 18 heures.
Main-d'œuvre totale par heure : 0 fr. 5807.

Poids et Prix des matières premières employées.

Plomb riche	1 738 ^k 6 à 700 ^f 16 la t.	1 217 ^f 36
Houille à 6 % de cendres (3 t. par t. de plomb).	5 216 ^k 6 à 28 ^f 00 la t.	146 06
Total		1 363 ^f 42

Éléments du prix de la tonne.

Amortissement du matériel servant à l'opération	4 ^f 17	
Intérêts à 5 % du capital de ce matériel	1 63	
Main d'œuvre précédemment indiquée	10 45	
Matières premières indiquées ci-dessus	1 363 42	
Frais généraux, 0,5 %, matériel, main-d'œuvre, etc.	7 06	
Total		1 386 ^f 75

Matières produites avec les pertes.

Plomb 1 213 ^k 69	perte (3 %)	plomb 1 177 ^k 28	litharges 1 267 ^k 84
Argent 525 ^k	perte (1,6 %)	argent 516 ^k 7	
Matières produites : litharges, 1 267 ^k 84; argent, 516 ^k 7; total			

$$\text{Prix de la tonne} = \frac{1\ 386\ \text{fr.}\ 753 \times 1\ 000}{1\ 784^k54} = 777\ \text{fr.}\ 090$$

Nous terminerons cette étude dans le prochain chapitre en examinant, toujours au point de vue des documents à fournir aux électrométallurgistes, la transformation des sous-produits de l'usine et les bénéfices bruts de la Société.

(A Suivre).

C. BROUZET,
Ingénieur E.-C.-P., Métallurgiste.