

SGN
SC

REVUE UNIVERSELLE
DES
MINES, DE LA MÉTALLURGIE
DES
TRAVAUX PUBLICS, DES SCIENCES ET DES ARTS
APPLIQUÉS A L'INDUSTRIE

DOSAGE
PAR LA VOIE SÈCHE
DE L'ARGENT ET DE L'OR
DANS LES MINERAIS
PAR
L. CAMPREDON, Fondateur et **G. CAMPREDON**, Directeur
du Laboratoire métallurgique et industriel de St-Nazaire s/Loire.

PARIS
Librairie Polytechnique **CH. BÉRANGER**, Éditeur
Successesseur de BAUDRY et C^{ie}
15, RUE DES SAINTS-PÈRES, 15
MAISON A LIÈGE, 21, RUE DE LA RÉGENCE

1904

BIBLIOTHÈQUE
DE L'UNIVERSITÉ
Mines

A Monsieur A. Steuer
Hommage des auteurs
Paris 1904

Campredon

DOSAGE PAR LA VOIE SÈCHE
DE L'ARGENT ET DE L'OR
dans les minerais

PAR

L. CAMPREDON, Fondateur ET G. CAMPREDON, Directeur
du Laboratoire métallurgique et industriel de Saint-Nazaire s/Loire.

(Extrait de la *REVUE UNIVERSELLE DES MINES*, etc.,
tome VIII, 4^e série, page 145, 48^e année, 1904.)

AVANT-PROPOS

Dans la présente monographie, les auteurs ont rassemblé et coordonné les documents qu'ils ont pu recueillir sur la détermination de l'argent et de l'or dans les minerais.

Ils y ont ajouté les observations personnelles qu'ils ont faites sur ce même sujet au cours des nombreux essais qu'ils ont effectués dans leur laboratoire pendant 6 à 7 années.

Voici la division générale du travail :

Chapitre I. — Matériel nécessaire à l'essayeur.

Chapitre II. — Réactifs et essai des réactifs.

Chapitre III. — Minerais d'or et d'argent.

Chapitre IV. — Prélèvement et préparation des échantillons.

Chapitre V. — Essais des minerais pour argent et pour or.

Chapitre VI. — Tableaux des résultats.

Chapitre VII. — Annexes.

Un index bibliographique indique les sources où les auteurs ont puisé les renseignements les plus importants.

CHAPITRE I.

Matériel nécessaire à l'essayeur.

PRÉPARATION DES ÉCHANTILLONS.

I. *Plaques en fonte de 20 millimètres d'épaisseur et de 1^m50 de côté.* — Ces plaques sont noyées dans le ciment et occupent tout ou partie du parquet d'une salle spéciale. Sur ces plaques se feront le concassage des minerais et les mélanges pour la réduction des gros échantillons.

II. *Demoiselle lourde* (fig. 1), *pilons* (fig. 2). — Le minerai, en gros morceaux, est concassé au moyen de demoiselles lourdes et de pilons, et réduit en morceaux dont la grosseur varie avec l'importance de l'échantillon.

Pour les minerais humides, il est préférable d'employer des pilons dont la

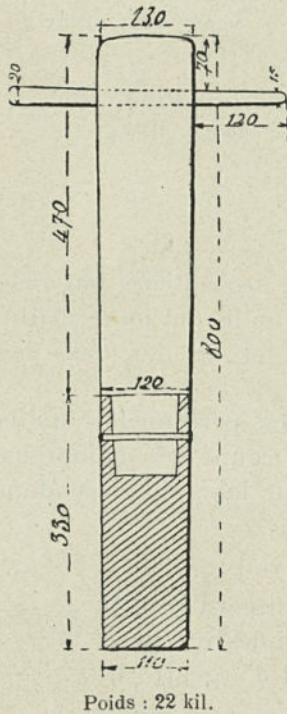


Fig. 1.

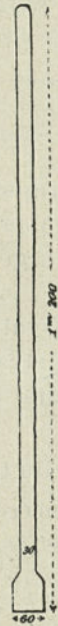


Fig. 2.

base ait peu de surface. Avec des demoiselles, le minerai colle et le concassage est beaucoup plus long.

III. *Tables pour la pulvérisation* (fig. 3 et 4), *rouleaux, masses*. — Une portion du minerai, rationnellement prélevée, est pulvérisée sur une plaque en fonte à l'aide

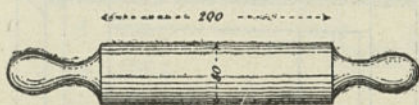


Fig. 5.

de rouleaux (fig. 5) ou de masses de différentes formes (fig. 6 et 7).

Chaque laboratoire a son matériel préféré.



Fig. 6.

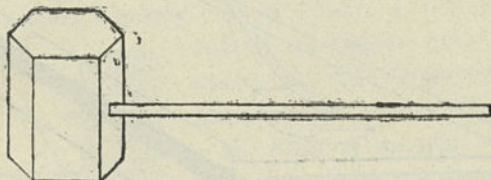


Fig. 7.

IV. *Mortiers de fonte*. — Pour terminer la pulvérisation, on peut se servir de mortiers de fonte, que l'on trouve dans le commerce (fig. 8). Il est utile d'en avoir de plusieurs dimensions.

Un mortier de 2 litres de capacité et un autre de $\frac{1}{2}$ litre suffiront à tous les besoins.

V. *Tamis*. — Après chaque broyage le minerai est passé à un tamis afin d'éliminer les morceaux qui sont

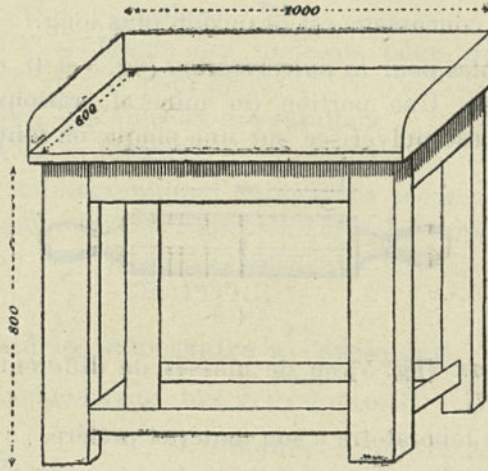


Fig. 3.

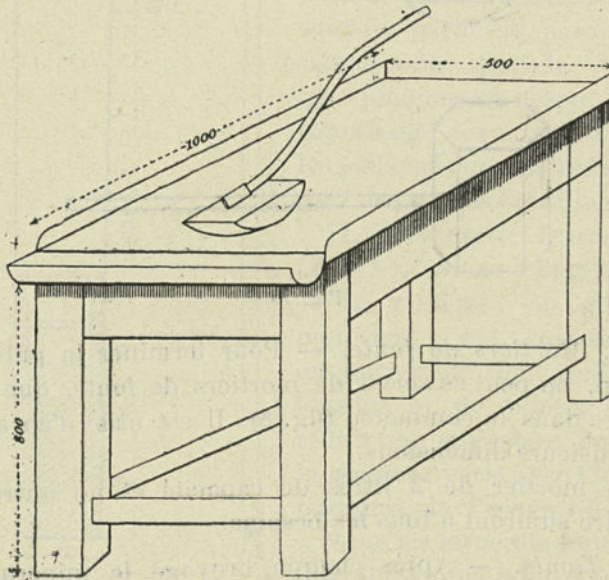


Fig. 4.

broyés à nouveau, jusqu'à ce qu'il ne reste plus de refus par tamisage.

On pourra se procurer les tamis ci-dessous :

Tamis N°	1	(fer).
»	»	3 (id.).
»	»	6 (id.).
»	»	14 (id.).
»	»	70 (laiton).
»	»	120 (id.).
»	»	160 (id.).

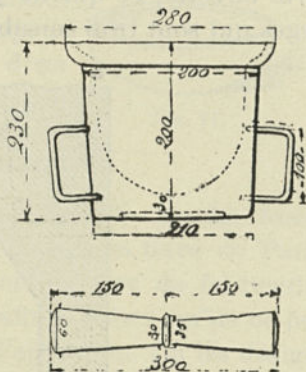


Fig. 8.

CHAUFFAGE.

I. *Four à creusets.* — Pour la fusion des minerais, on emploie généralement des fourneaux à vent chauffés au coke (fig. 9).

Les dimensions de ces fours varient avec l'importance du laboratoire, nous ne saurions trop recommander de les placer assez espacés l'un de l'autre et de laisser tout autour une place plus que suffisante, afin que l'opérateur ne soit jamais gêné.

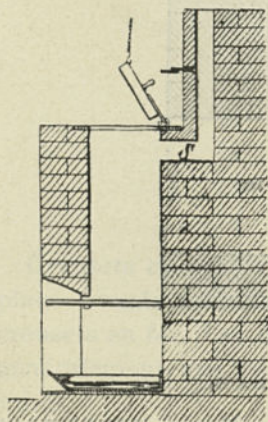


Fig. 9.

II. *Four à moufle.* — La coupellation s'exécute dans des fours à mouffles chauffés au coke ou au charbon.

Nous donnons (fig. 10) le dessin d'un four chauffé au charbon flamboyant. La porte de chargement est placée du côté opposé à l'entrée du moufle.

Il est bon d'avoir un moufle peu large et très profond, la chaleur

est plus régulière et l'on peut travailler en laissant la porte ouverte, ce qui ne peut se faire avec les moufles larges qui sont trop sensibles à une brusque entrée d'air.

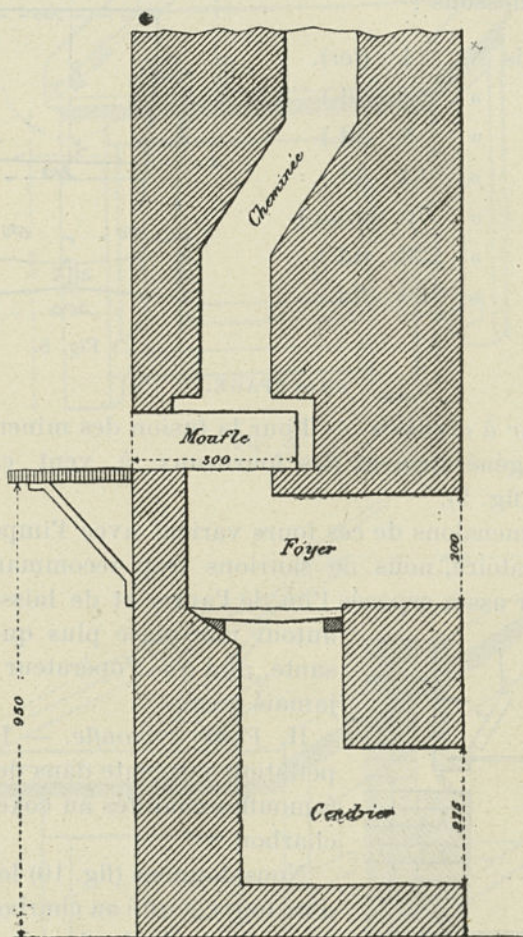


Fig. 10.

GRILLAGE DES MINERAIS.

Têts à rôtir. — Les minerais sulfurés, pauvres en métaux précieux, sont grillés dans des têts de différentes

dimensions selon le poids de minerai à traiter (fig. 11). Des têts de 120 et 150 millimètres de diamètre sont convenables pour griller 50 ou 100 grammes d'un minerai de densité moyenne.



Fig. 11.

FUSION DES MINERAIS.

Creusets en terre réfractaire (fig. 12). — La fusion des minerais s'opère dans des creusets en terre de Paris.



Fig. 12.

Ces creusets doivent être de fabrication irréprochable, afin d'éviter qu'ils ne fendent en cours d'opération. On les désigne par des numéros correspondant à des capacités déterminées.

Nous donnons ci-dessous les numéros les plus employés ainsi que les capacités correspondantes :

Numéro des creusets.	Capacité en centimètres cubes.
6	80
7	120
8	180
9	250
10	370
11	450
12	560
13	750
14	980

Creusets en fer forgé. — Dans certains cas, on remplace avantageusement les creusets en terre par des creusets en fer. Ces derniers ont la même forme, ils ont généralement une contenance de 250 à 300 centimètres cubes.

Scorificatoires. — La fusion au creuset est remplacée,

pour certains minerais, par la scorification qui s'exécute dans de petits têts en terre réfractaire (fig. 13).

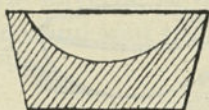


Fig. 13.

Les scorificatoires de 50, 70 et 90 millimètres de diamètre, sont les plus employés.

COUPELLATION.

Coupelles. — La coupellation s'exécute dans des coupelles en cendre d'os (fig. 14). On les trouve dans le commerce où elles sont désignées par des numéros correspondant à des poids déterminés.

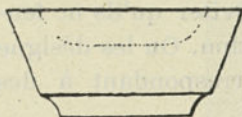


Fig. 14.

Des coupelles de 20, 30, 40 et 50 grammes suffisent pour la plupart des essais.

Moule à coupelles. — On peut faire soi-même ses coupelles à l'aide de moules de dimensions appropriées (fig. 15).

Une bonne composition pour la pâte à coupelles, est la suivante :

Cendre d'os (en poudre fine)	92,00 %
Eau	6,00 »
Potasse	2,00 »

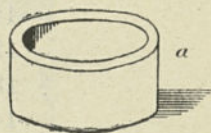
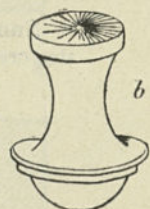


Fig. 15.

Main à cases. — Afin d'éviter les erreurs, les coupelles sont toujours disposées dans le même ordre. Une main à cases de forme analogue à celle de la fig. 16 facilite beaucoup le travail.



Fig. 16.

Moufles. — Les moufles sont des ustensiles en terre réfractaire, chauffés par des fours spéciaux, et dans lesquels s'exécutent : le grillage des minerais, la scorification et la coupellation. Ces ustensiles (fig. 17) ont des dimensions qui varient avec celles des fours.

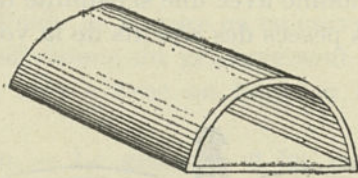


Fig. 17.

OUTILS DIVERS EMPLOYÉS PAR L'ESSAYEUR.

Pince à creusets (fig. 18). — Servant à mettre et à retirer les creusets du feu, ces pinces doivent être très robustes et suffisamment longues.

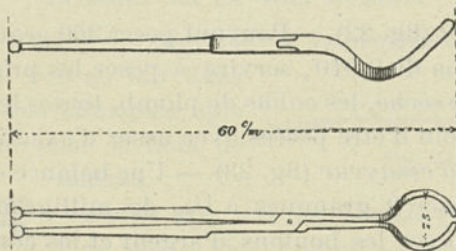


Fig. 18.

Pince à coupelles (fig. 19). — Utilisées pour introduire et retirer les coupelles du moufle.

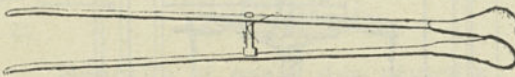


Fig. 19.

Pince à scorificatoires (fig. 20). — Servent à manipuler les scorificatoires pleins de matières fondues.

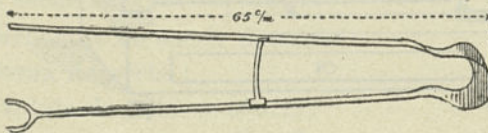


Fig. 20.

BALANCES.

Balance Roberval (fig. 21). — Pouvant peser un kilogramme avec une sensibilité de 0,050 à 0,100. Sert à faire les pesées des réactifs de la voie sèche.

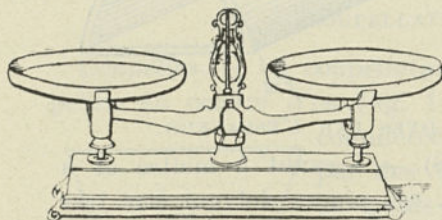


Fig. 21.

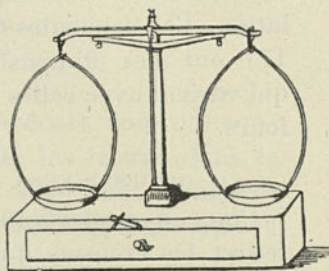


Fig. 22.

Trébuchet (fig. 22). — Pouvant peser 200 grammes avec une précision de 0,010, servira à peser les prises d'essai pour la voie sèche, les culots de plomb, toutes les matières qui ont besoin d'être pesées avec assez d'exactitude.

Balance d'essayeur (fig. 23). — Une balance d'essayeur pouvant peser 2 grammes à $\frac{1}{20}$ de milligramme près, destinée à peser les boutons d'argent et les cornets ou la poudre d'or provenant des essais.

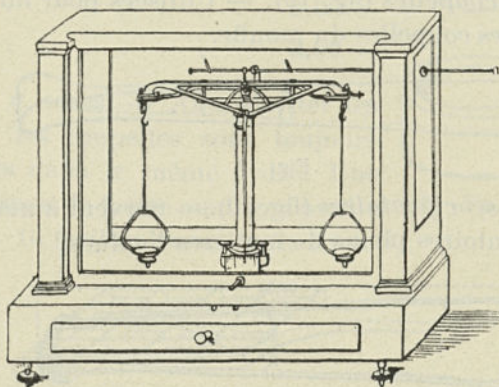


Fig. 23

Poids. — Les séries de poids sont proportionnées à la force de la balance qu'elles desservent. On distingue :

1° *Les poids ordinaires.* — De 1 kil. à 0^{gr}100 pour les balances de Roberval. Poids en bronze ou en cuivre, fourrés de plomb; les subdivisions du gramme sont de petites feuilles carrées en cuivre avec un bord ou un coin relevés.

2° *Les poids de précision.* — Le gramme et les multiples sont en laiton, de forme cylindrique avec un petit bouton pour les prendre avec des pinces. Les subdivisions du gramme sont en feuilles d'aluminium ou de platine, de forme carrée. Les poids de haute précision sont en cuivre platiné ou doré.

MATÉRIEL DE LA VOIE HUMIDE.

Matras d'essayeur (fig. 24). — La séparation de l'argent et de l'or se fait dans des fioles très allongées, que l'on désigne sous le nom de matras.

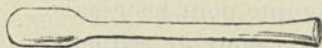


Fig. 24.



Fig. 25.

Petits creusets en biscuit (fig. 25). — L'or séparé de l'argent par voie humide, est recueilli dans de petits creusets de 30 millimètres de haut.

CHAPITRE II.

Réactifs et essai des réactifs.

A. — RÉACTIFS.

Les réactifs habituellement employés dans les essais par voie sèche sont les suivants :

1. Carbonate de soude desséché;
2. Borax desséché;
3. Azotate de potasse (nitre);
4. Silice;

5. Plomb pauvre (granulé et en feuilles);
6. Litharge;
7. Farine;
8. Crème de tartre;
9. Charbon de bois pulvérisé;
10. Argent fin.

Pour la séparation de l'argent des autres métaux précieux, or et platine, on utilise les produits suivants :

11. Eau distillée;
12. Acide nitrique exempt d'acide chlorhydrique;
13. Acide sulfurique pur.

B. — ESSAI DES RÉACTIFS.

Tous les produits, employés dans le dosage de l'argent, doivent être exempts de métaux précieux, dans le cas contraire on en déterminera la teneur dont on tiendra compte pour les essais.

Le pouvoir réducteur ou oxydant des divers réactifs doit être déterminé afin de pouvoir les employer dans les proportions voulues pour les essais.

Nous allons étudier les divers essais à effectuer sur les réactifs.

Essai de la litharge. — Presque toujours la litharge renferme une proportion plus ou moins forte d'argent qu'il est indispensable de déterminer. Cette détermination s'exécute de la manière suivante :

Après avoir bien mélangé le lot de litharge que l'on se propose d'examiner, on en prélève 200 grammes, en différents points, on brasse soigneusement cette prise moyenne qui servira aux essais.

Peser :

- | | | | |
|-----|---------|----|------------------------------|
| 100 | grammes | de | litharge; |
| 50 | » | » | carbonate de soude desséché; |
| 25 | » | » | borax; |
| 1 | » | » | charbon de bois pulvérisé. |

Mélanger très soigneusement et introduire dans un creuset en terre (n° 9).

Le creuset est chauffé progressivement au rouge vif dans le four à creusets. Lorsque la masse est en fusion tranquille, ce qui demande 20 à 25 minutes, on coule dans une lingotière. Après refroidissement, le plomb est séparé de la scorie.

Le culot de plomb, pesant environ 30 grammes, est coupellé, le bouton d'argent est pesé. Le poids obtenu, qui fournit la constante en argent de 100 grammes de litharge, est inscrit sur le bocal contenant ce réactif, on en tiendra compte pour tous les essais.

Essai du plomb granulé. — Mélanger le lot de plomb que l'on veut essayer, prélever en différents points, 100 grammes de métal que l'on introduit dans un scorificateur au fond duquel on a préalablement placé 5 grammes de silice (afin d'éviter une trop forte corrosion du scorificateur), ajouter 0^{gr}500 de borax. Introduire le scorificateur et son contenu dans le moufle chauffé au rouge vif, conduire la scorification comme il sera dit dans le cours de ce travail.

Lorsque la scorie recouvre tout le métal, couler dans une lingotière ; après refroidissement détacher le plomb de la scorie, peser le culot obtenu. Recommencer une deuxième scorification afin de réduire à 40 grammes au maximum, le poids du culot de plomb qui est alors coupellé.

L'argent, provenant de la coupellation, est pesé, il correspond à 100 grammes de plomb et servira à corriger les résultats des essais.

Essai du plomb en feuilles. — Découper, en différents endroits des feuilles, 100 grammes de métal qui sont scorifiés et coupellés comme il a été dit pour le plomb en grenailles.

DÉTERMINATION DU POUVOIR RÉDUCTEUR DES DIFFÉRENTS
AGENTS DE RÉDUCTION.

1° *Farine*. — Peser les réactifs dans les propositions suivantes :

Litharge	50 grammes.
Carbonate de soude	25 »
Farine	2 »

Mélanger, introduire dans un creuset en terre, n° 8; chauffer au four à creusets jusqu'à fusion tranquille, couler, laisser refroidir, séparer le culot de plomb de la scorie, peser.

Le poids de plomb obtenu divisé par deux donnera le pouvoir réducteur de 1 gramme de farine.

1 gramme de farine donne un culot de plomb pesant environ 15 grammes.

2° *Crème de tartre*. — Peser :

Litharge	50 grammes.
Carbonate de soude	25 »
Crème de tartre	5 »

Opérer la fusion comme il a été dit pour la farine.

1 gramme de crème de tartre donne un culot de plomb pesant environ 5 grammes.

3° *Charbon de bois en poudre*. — Peser :

Litharge	50 grammes.
Carbonate de soude	25 »
Charbon de bois	1 »

Opérer comme pour les essais précédents.

1 gramme de charbon de bois donne un culot pesant environ 30 grammes.

Détermination du pouvoir oxydant du nitre. — Peser :

Litharge	50 grammes.
Carbonate de soude	25 »
Charbon de bois	1 »
Nitre	5 »

Opérer la fusion comme il a été dit.

La différence entre le poids du culot de plomb précédemment obtenu avec 1 gramme de charbon de bois, et celui que l'on obtient en ajoutant 5 grammes de nitre, divisée par 5, donne le pouvoir oxydant de 1 gramme de nitre.

1 gramme de nitre oxyde environ 4 grammes de plomb.

CHAPITRE III.

Minerais d'Argent et d'Or.

I. — MINERAIS D'ARGENT.

Les principaux minerais d'argent sont :

1. *Argent natif*. — Se présente sous forme de grains blancs, quelquefois en dendrites ou arborisations, est malléable, se laisse couper au canif. Souvent associé à l'or et au cuivre, plus rarement au platine, à l'antimoine, au bismuth et au mercure. Densité = 10,5 environ.

2. *Argentite, sulfure d'argent, argyrose* (Ag S^2). — Gris de plomb, très fusible. Cristallise dans le système cubique. A l'état de pureté contient :

87,0 % argent.

13,0 % soufre.

Densité = 7,3.

3. *Sulfoarséniure d'argent, Proustite* ($3 \text{Ag}^2\text{S}, \text{As}^2\text{S}^3$). — Composé arsénié, de couleur rouge. Contient 65 % d'argent. Densité = 5,4 à 5,6.

4. *Sulfoantimoniure d'argent, Pyrargirite* ($3 \text{Ag}^2\text{S}, \text{Sb}^2\text{S}^3$). — Composé antimonié, de couleur rouge-brun. Contient 59,8 % d'argent. Densité = 5,7 à 5,9.

5. *Sulfoantimonioarséniure d'argent et de métaux divers* (Pavonados de l'Amérique du Sud). — Aspects divers renfermant de 0,2 à 8 % d'argent.

6. *Chlorure d'argent, Kerargyrite* (AgCl). — De couleur verdâtre, quelquefois noir, très tendre, se laissant

raier très facilement. Contient, quand il est pur, 75 % d'argent. Densité = 5,5.

7. *Bromure et iodure d'argent*. — Se trouvent généralement associés au chlorure.

MINÉRAIS ACCESSOIRES. — L'argent se trouve disséminé dans les minerais suivants :

8. *Minerais de plomb*. — Galènes argentifères contenant depuis 100 grammes jusqu'à plusieurs kilogrammes d'argent à la tonne de minerai.

9. *Minerais de cuivre*. — Pyrites cuivreuses plus ou moins riches en argent.

10. *Minerais de zinc*. — Blendes argentifères pouvant contenir plusieurs kilogrammes d'argent à la tonne.

11. *Pyrites de fer*. — Contenant des quantités très variables d'argent.

12. *Minerais complexes*. — Cuivres gris, contenant des sulfures, antimoniures et arséniures de plomb, de cuivre, de zinc, etc., souvent très riches en argent.

13. *Produits et résidus industriels divers*. — Plombs d'œuvre, mattes, speiss, cendres, rejets d'orfèvres, résidus photographiques, etc.

II. — MINÉRAIS D'OR.

Or natif. — L'or se rencontre surtout à l'état natif disséminé, en très petites paillettes, dans des roches quartzeuses où il est invisible.

L'apparence de la roche aurifère est très variable et il est impossible de la reconnaître sans le secours de l'analyse. On peut cependant donner comme règle que l'or se trouve de préférence dans le quartz contenant de l'oxyde de fer provenant de l'altération de pyrite ou mieux de mispickel. Il a été également observé que l'or existe surtout dans les régions où l'on a découvert des minerais arsenicaux, des minerais de manganèse, de cobalt ou de bismuth.

L'or se rencontre également dans les sables provenant de la désagrégation de roches aurifères.

L'or natif n'est pas chimiquement pur, mais bien associé à d'autres métaux ; nous donnons ci-dessous, d'après le *Dictionnaire de chimie* de Wurtz, la composition de l'or natif de diverses provenances.

N ^o	Or.	Argent.	Fer.	Cuivre.	Bismuth.	Palladium.	Désignations et observations.
1	98,96	0,16					Schubrowski (Sibérie) D = 19,1
2	99,28	0,44	0,20	0,07	0,01		Australie.
3	96,42	3,58					Californie.
4	86,80	11,80		0,90			Sénégal.
5	87,77	12,23					Canada (D = 17,6).
6	84,80	14,68	0,13	0,004			Transylvanie.
7	60,49	38,74					Vöröspotak.
8	85,98	4,17				9,85	Porpez.

Tellurures. — L'or existe souvent combiné au tellure ; on le trouve plus particulièrement dans les espèces minérales suivantes :

Tellure natif. — D'un blanc brillant, renfermant plusieurs unités pour cent d'or.

Sylvanite. — Tellure d'or et d'argent, d'un gris d'acier, aspect métallique.

Nagyagite. — Combinaison de tellure, d'or, de plomb et d'antimoine, couleur gris de plomb, aspect métallique contient de 6 à 20 pour cent d'or.

Tetradymite. — Tellure de bismuth, couleur gris d'acier, marquant le papier, contient des proportions variables d'or.

Minerais accessoires. — Les minerais suivants peuvent renfermer de l'or en plus ou moins grande quantité :

- Les minerais d'argent ;
- Les pyrites arsénicales ;
- Les pyrites de fer ;
- Les cuivres pyriteux ;
- Les cuivres gris ;
- Le sulfure d'antimoine ;
- La galène ;
- La blende ;
- Les produits et résidus industriels divers ;
- Etc., etc.

CHAPITRE IV.

Prélèvement et préparation des échantillons.

Nous prendrons comme exemple un minerai tout venant, constitué par des morceaux de grosseurs différentes plus ou moins mélangés de menu et arrivant en sacs à l'usine de traitement. L'échantillonnage est fait ordinairement au lieu de réception et non au moment de l'expédition.

Chaque sac est vidé séparément et l'on prélève sur son contenu un poids de minerai correspondant à environ 5 %. Cette prise doit représenter, aussi fidèlement que possible le contenu du sac, c'est-à-dire que le menu, le moyen et les gros morceaux doivent y être dans les mêmes proportions.

Le représentant de l'acheteur, fait la prise sur le premier sac, l'agent du vendeur fait celle sur le second et ainsi de suite, les diverses prises étant ensuite mélangées.

Supposons que le lot considéré se compose de 100 sacs de minerai, nous aurons donc une prise initiale de 500 kil. que nous concasserons grossièrement sur les

plaques en fonte de manière à faire passer le tout à un tamis ayant des mailles de 2 centimètres de côté.

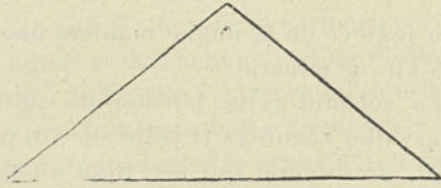


Fig. 26.

Le minerai concassé est mélangé à la pelle en formant un tas conique et versant toujours au sommet du cône afin d'obliger le minerai à se répandre uniformément (fig. 26).

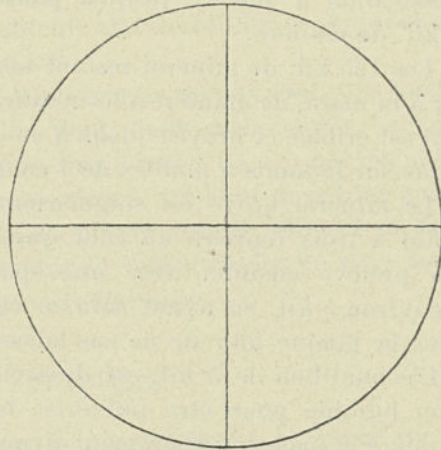


Fig. 27.

On recommence trois fois le tas, en le changeant de place, de manière à assurer un mélange parfait.

A l'aide d'un manche de pelle on abat le sommet du cône et l'on forme un gâteau que l'on divise en quatre par deux diamètres perpendiculaires (fig. 27) et l'on rejette deux quarts opposés (fig. 28). Les deux quarts restant sont mélangés et

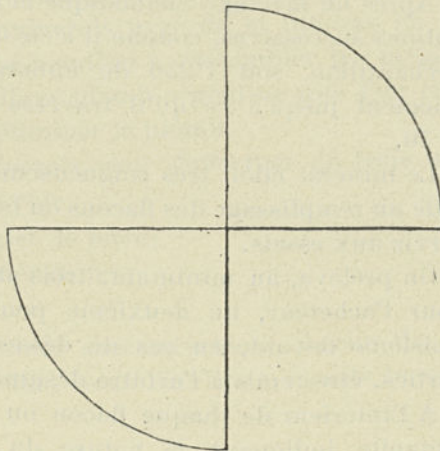


Fig. 28.

On prélève de la même manière une moitié, c'est-à-dire 125 kil. de minerai.

En rejetant cette portion de minerai, on prélève à intervalles réguliers (1 pelle sur 10, par exemple) environ 5 kil. de minerai qui serviront au dosage contradictoire de l'humidité, cette détermination étant effectuée par dessiccation à 100° C. jusqu'à poids constant, de 1 ou 2 kil. de matière.

Les 125 kil. de minerai restant sont broyés au moulin ou à la main, de manière à les réduire en poudre grossière qui est criblée et broyée jusqu'à ce qu'il ne reste plus de refus sur le tamis à mailles de 1 centimètre.

Le minerai broyé est soigneusement mélangé en formant à trois reprises un cône que l'on abat finalement. On prélève ensuite, avec une spatule, un échantillon d'environ 5 kil. en ayant soin, à chaque prise, de toucher la plaque afin de ne pas laisser de parties lourdes.

L'échantillon de 5 kil. est desséché, si le minerai est trop humide pour être pulvérisé tel, ensuite broyé de manière à passer entièrement à un tamis à mailles de 2 millimètres.

Après un mélange méthodique et en opérant par éliminations successives, comme il a été dit, on conserve $\frac{1}{8}$ de l'échantillon, soit 1^k250 de minerai qui est pulvérisé finement jusqu'à ce qu'il traverse sans refus le tamis n° 70.

Le minerai étant très soigneusement mélangé on procède au remplissage des flacons ou boîtes étanches devant servir aux essais.

On prélève, au minimum, trois flacons ou boîtes, un pour l'acheteur, un deuxième pour le vendeur et un troisième devant, en cas de désaccord entre les deux parties, être remis à l'arbitre désigné dans le contrat.

A l'intérieur de chaque flacon ou boîte, on place une étiquette indiquant la nature du minerai; le poids

reconnu, la date et le lieu de l'échantillonnage. Les flacons ou boîtes sont ensuite fermés et cachetés par les représentants du vendeur et de l'acheteur. Une étiquette extérieure reproduit les indications placées à l'intérieur.

L'échantillonnage des minerais tout-venants est une opération très importante qui présente beaucoup de difficultés et à laquelle on ne saurait apporter trop de soins. Il est indispensable de prélever une forte quantité de minerai si l'on veut obtenir un échantillon se rapprochant de la teneur réelle du lot.

Il est évident que les minerais menus sont plus faciles à échantillonner et l'on peut, dans certains cas, se contenter d'une prise moins importante, 1 à 2 % par exemple.

Pour les minerais très riches, arrivant en petites quantités, il est préférable de broyer tout le lot et de ne faire les prises que sur le minerai suffisamment fin pour assurer une prise moyenne satisfaisante.

CHAPITRE V.

Essai des minerais pour argent et pour or.

Les minerais d'or et d'argent sont essayés par la voie sèche. On fond les minerais avec de la litharge ou du plomb métallique de manière à rassembler les métaux précieux dans un alliage plomb-argent-or que l'on coupe ensuite afin d'éliminer le plomb.

La fusion des minerais peut s'effectuer de trois manières différentes, savoir :

- 1° Fusion au creuset de terre ;
- 2° Fusion au creuset de fer ;
- 3° Scorification.

Nous allons examiner successivement chacun de ces trois procédés de fusion, nous décrirons ensuite la coupellation.

1° FUSION AU CREUSET DE TERRE.

Généralités. — L'emploi de ce procédé de fusion oblige à connaître : la nature des réactifs employés, leurs réactions entre eux et avec le minerai, les caractères des divers minerais et leur manière de se comporter au creuset.

Chaque sorte de minerai demande un traitement spécial.

Le procédé par fusion au creuset de terre peut être appliqué à tous les minerais quelle que soit leur nature ; cependant l'expérience a montré qu'il convenait plus spécialement pour les minerais pauvres parce qu'on peut opérer sur une quantité relativement importante de matière.

Certains essayeurs emploient le creuset de terre pour les minerais d'or, réservant la fusion au creuset de fer et la scorification pour les minerais d'argent. Cette règle nous paraît rationnelle, l'or existant généralement dans les minerais en faible proportion, il est nécessaire d'opérer sur une prise d'essai assez forte. Tandis qu'un minerai d'argent qui ne donne pas de résultat sur 10 ou 20 grammes ne présente pratiquement aucun intérêt.

Dans le procédé par fusion au creuset de terre, on fait usage d'oxyde de plomb ou litharge et on ajoute des fondants pour assurer la scorification de la gangue, ainsi qu'un agent réducteur, quand le minerai ne l'est pas lui-même, afin de réduire assez de plomb pour entraîner tout l'argent et l'or contenus dans le minerai.

Quand on traite des sulfures, on peut également avoir besoin d'un agent oxydant afin d'éliminer une partie du soufre et éviter ainsi d'avoir un culot de plomb trop fort pour être coupé.

Les principaux flux employés sont : la litharge, les carbonates de soude et de potasse, le borax, la silice.

Les agents réducteurs sont : le charbon de bois, la crème de tartre, la farine ou tout autre matière carbonée.

L'agent oxydant le plus employé est le nitre.

Le chlorure de sodium ou sel marin est généralement utilisé comme couverture.

Au point de vue de la fusion, les minerais peuvent se classer dans une des trois catégories suivantes :

I. Minerais sans gangue (galène pure, pyrite de fer, concentrés, etc.) ;

II. Minerais avec gangue (galène ou pyrites avec quartz ou carbonates) ;

III. Roches très peu minéralisées (quartz, spath fluor, baryte, etc.).

Si le minerai appartient à la première catégorie, on ajoute de la silice lors de la préparation de la charge.

Pour les minerais des catégories II et III, il est important de connaître la nature de la gangue afin de lui ajouter les fondants convenables pour donner une scorie fluide.

Les gangues peuvent être acides, basiques, ou à la fois basiques et acides.

La simple règle à donner pour fondre une gangue sera la suivante :

Une gangue acide exige un flux basique, une gangue basique exige un flux acide.

Au point de vue de leur gangue, les minerais peuvent se diviser comme il suit :

Gangues acides.

1. Quartz ou autre forme de silice libre, (grès, sables).
2. Roches silicatées dans lesquelles la silice prédomine (argiles, mica, granits, feldspaths, porphyres, etc.).

Gangues basiques.

1. Calcaires.
2. Carbonate et sulfate de baryte.
3. Spath fluor.
4. Terres non siliceuses (alumineuses, magnésiennes, barytiques).
5. Carbonate de fer.
6. Oxydes métalliques (oxydes de fer, de manganèse en quantités suffisantes pour être considérés comme gangue).

Une gangue peut être à la fois acide et basique quand elle renferme des roches des deux classes.

Théoriquement, une pareille gangue devrait fondre seule, pratiquement il est nécessaire d'en faciliter la fusion par des réactifs appropriés.

Réactifs acides.

1. Borax.
2. Silice.
3. Silicates (verre, cristal).

Réactifs basiques.

1. Litharge.
2. Nitre.
3. Carbonates de soude et de potasse.

Pour déterminer la nature des fondants à ajouter à un minerai, il suffit de considérer l'élément qui est en excès et de le fondre, les autres entrent eux-mêmes en fusion.

La partie minérale d'un minerai joue un rôle très important dans la fusion. Elle peut exercer deux actions différentes : réduire ou oxyder.

Le soufre, l'arsenic, l'antimoine et le zinc sont les éléments réducteurs que l'on rencontre le plus souvent dans les minerais. Ils opèrent comme le charbon en s'emparant de l'oxygène de la litharge pour donner du plomb métallique.

Les oxydes de fer, de plomb, de manganèse, sont des corps oxydants : chauffés dans un creuset, en mélange avec un corps réducteur, ils cèdent une partie de leur oxygène et se transforment en un oxyde moins élevé qui passe dans la scorie.

La présence d'un élément, réducteur ou oxydant, se manifeste par le poids du culot de plomb obtenu. Le premier tendant à produire un excès de plomb ; le dernier, au contraire, s'opposant à la réduction d'une quantité suffisante de plomb métallique.

Nous avons déjà dit que le culot de plomb produit par la fusion doit être suffisant pour extraire tout l'or et l'argent du minerai, il ne doit pas cependant atteindre un poids trop fort qui nécessiterait trop de temps pour

la coupellation et occasionnerait des pertes d'argent. Un poids de 25 grammes nous paraît convenable.

Le tableau ci-contre présente un classement des principaux minerais au point de vue de leur action réductrice ou oxydante.

Minerais ayant une action réductrice.	Minerais ayant une action oxydante.
1. Sulfure de zinc (blende).	1. Oxydes de fer (hématites, résidus de pyrites, etc.)
2. Sulfure de manganèse (alabandite).	2. Oxyde de plomb (peroxyde, minium).
3. Sulfures de fer (pyrite, pyrrhotine).	3. Oxydes noirs de cuivre.
4. Sulfures de fer avec arsenic (mispickel, pyrite arsénicale).	4. Oxydes de manganèse.
5. Sulfures de fer et de cuivre (chalcopyrite).	5. Chromates divers.
6. Sulfures de cuivre et d'antimoine avec métaux divers (cuivres gris).	
7. Sulfure d'antimoine (stibine).	
8. Sulfure de plomb (galène).	
9. Sulfure d'argent.	
10. Arseniures divers.	
11. Antimoniures divers.	
12. Séléniures.	
13. Tellurures.	

Essai préliminaire. — Pour connaître comment se comporte un minerai à la fusion, il est bon de faire un essai préliminaire.

On prendra par exemple :

Litharge.	50 grammes.
Minerai	2 gr. 500.

Peser la litharge, ajouter le minerai, soigneusement pesé, mélanger avec la litharge, sur un papier glacé, jusqu'à ce que la couleur soit uniforme.

Mettre la charge dans un creuset n° 8, qui ne doit être rempli qu'aux deux tiers, placer le creuset dans le feu, le couvrir avec son couvercle, l'entourer complètement de coke et laisser fondre la masse, ce qui exige quinze à vingt minutes.

Quand la charge est bien fondue, sortir le creuset en

se servant de fortes pinces, couler le plomb et la scorie dans un moule conique (fig. 29), laisser refroidir, démouler, séparer le plomb de la scorie, le nettoyer soigneusement et le peser.

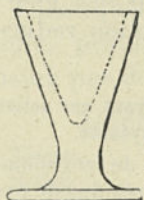


Fig. 29.

Deux cas peuvent se produire :

Premier cas : il y a un culot de plomb ;

Deuxième cas : il n'y a pas de culot de plomb.

Premier cas. — Le minerai est réducteur et nous nous trouvons dans l'une des trois conditions suivantes, que nous examinerons successivement :

A. Le poids du culot de plomb est inférieur à la moitié du poids de la prise d'essai ;

B. Le culot pèse la moitié du poids de la prise d'essai ;

C. Le culot a un poids supérieur à la moitié de la prise d'essai.

A. Le poids du culot de plomb est inférieur à la moitié du poids de la prise d'essai.

Multiplier le poids du culot de plomb par 10 ou par 20 (selon que l'on veut opérer sur une prise d'essai de 25 ou de 50 grammes) et retrancher du poids du culot type que l'on se propose d'obtenir (25 grammes, par exemple). Diviser le chiffre obtenu par le pouvoir de l'agent réducteur que l'on veut employer et le quotient donnera le poids de réducteur à ajouter au minerai.

B. Le poids du culot de plomb est égal à la moitié du poids du minerai.

Ce cas est très simple, une prise d'essai de 50 grammes donnera un culot de 25 grammes sans qu'il soit nécessaire d'ajouter d'agent réducteur.

C. Le culot de plomb pèse plus de la moitié de la prise d'essai.

Ici, nous avons une action réductrice trop forte, il nous faut ajouter assez d'oxygène sous forme de nitre, afin de neutraliser en partie cette action.

Pour connaître la quantité de nitre à employer, multiplier le poids du plomb obtenu par 20 et retrancher du produit, le poids du culot type. Le reste est l'excès de plomb qui doit être oxydé. Diviser ce nombre par le pouvoir oxydant du nitre (une partie de nitre oxyde, environ quatre parties de plomb) et le quotient donnera le chiffre cherché.

Les divers sulfures possèdent des pouvoirs réducteurs différents, que nous indiquons dans le tableau ci-dessous :

Nature du sulfure	Parties de plomb métallique réduit par une partie de sulfure.	Parties de nitre nécessaires pour oxyder 1 partie de sulfure.
Blende (sulfure de zinc)	6,5	} 2,5
Sulfure de manganèse	6,7	
Pyrite de fer	8,6	
Mispickel	7,3	
Pyrite de cuivre	7,2	
Cuivre gris	6	} 2,3
Sulfure d'antimoine	5,7	
Galène (sulfure de plomb)	2,8 (1)	

Deuxième cas. — Il n'y a pas de culot de plomb.

Ce résultat indique qu'il n'y a pas d'élément réducteur dans le minerai ou que ce dernier a une action oxydante.

Nous procéderons à un essai préliminaire dans les conditions suivantes :

Prendre :

Litharge.	50 g.
Minerai	2 g. 500
Charbon de bois	0 g. 500

Opérer comme il a été dit pour déterminer le pouvoir réducteur d'un minerai.

(1) Plomb de la galène compris.

Deux résultats peuvent être obtenus :

1° Il y a un culot de plomb ;

2° Il n'y a pas de culot de plomb.

1° Il y a un culot de plomb.

Nous sommes ramenés au cas d'un minerai réducteur et nous opérerons de la même manière que précédemment pour déterminer la quantité d'agent réducteur à ajouter ou à retrancher afin d'obtenir un culot de plomb pesant environ 25 grammes.

2° Il n'y a pas de culot de plomb.

Le minerai est très oxydant, nous devons répéter l'essai préliminaire avec le double, le triple de charbon jusqu'à ce que l'on obtienne un culot de plomb et que l'on soit ramené au cas précédent.

Grillage des minerais. — Nous avons parlé de certains éléments réducteurs existant dans divers minerais ; par exemple : le soufre, l'arsenic, l'antimoine, le zinc. A côté de l'action réductrice qu'ils exercent sur la litharge, leur présence dans un minerai peut affecter l'exactitude de l'essai par fusion au creuset de terre.

Les sulfures peuvent se combiner à l'oxygène, en formant des oxysulfures qui possèdent la propriété d'entraîner avec eux de l'argent dans la scorie.

Les arsénites et antimoniates, existant préalablement dans le minerai ou formés durant la fusion, peuvent également occasionner des pertes d'argent.

La blende et les autres minerais de zinc, contenant de l'argent, peuvent occasionner la volatilisation de ce métal, ou en entraîner dans la scorie.

Les éléments indiqués peuvent être éliminés par oxydation durant la fusion ou par une opération séparée, connue sous le nom de grillage.

Une question divise les essayeurs :

Doit-on griller le minerai pour un essai au creuset ?

On peut donner de bonnes raisons pour et contre.

Pour les débutants, on arrive *plus aisément* à de bons résultats en grillant le minerai que par fusion directe.

Pratique de l'opération. — Peser soigneusement le minerai, le mélanger avec son volume de charbon de bois finement pulvérisé, ce dernier a pour but de faciliter le grillage en évitant la formation de sulfates, arséniates ou antimoniates.

Si le minerai contient du plomb, de l'antimoine ou qu'il ait très peu de gangue ajouter, au minerai et au charbon, de la silice précipitée et desséchée, mélanger soigneusement le tout. Sans cette addition, le minerai fondrait et collerait au têt en occasionnant des pertes. La proportion de silice à employer est d'environ moitié du poids du minerai.

Les matières soigneusement mélangées sont introduites dans un têt à griller de dimensions assez grandes afin que la matière soit en couche très mince.

Placer le têt à l'entrée du moufle, chauffer très progressivement, en remuant avec un fil de fer recourbé, jusqu'à ce que le charbon soit brûlé et que le minerai soit d'une couleur uniforme. Le têt est alors introduit dans la partie chaude du moufle et y est laissé une demi-heure. Quand, en sortant le têt à l'air et remuant le minerai, il ne se dégage ni fumée ni odeur l'opération est terminée. Laisser refroidir. Le minerai grillé doit être de couleur uniforme, être pulvérulent sans adhérer au têt. Si le minerai est aggloméré, le broyer dans un mortier, mélanger avec du charbon et recommencer le grillage.

On arrive très aisément à un grillage parfait en plaçant le têt dans le moufle froid et allumant ensuite le feu, l'élévation de température est progressive et l'opération s'effectue dans de très bonnes conditions.

Le grillage de 50 grammes de minerai demande environ deux heures.

Différentes méthodes de fusion au creuset de terre. — Il y a lieu de considérer deux méthodes de fusion se distinguant seulement par les quantités de litharge et d'agent réducteur à employer dans chacune d'elles, les autres principes de fusion étant les mêmes.

Première méthode. — Dans cette méthode on ajoute un poids relativement fort de litharge dont une partie fournira le culot de plomb destiné à entraîner les métaux précieux, l'autre partie servant à faciliter la scorification de la gangue et des métaux usuels.

L'agent réducteur doit être employé en quantité juste suffisante pour donner un culot de plomb du poids désiré (25 grammes, par exemple).

Cette méthode donne de bons résultats, les essais sont promptement exécutés, l'excès de litharge empêchant la réduction des métaux moins réductibles que le plomb, le culot obtenu est généralement assez pur pour être coupé directement.

On peut reprocher à ce procédé d'exiger des modifications assez grandes pour la fusion des divers minerais et de nécessiter un essai préliminaire pour déterminer le poids d'agent réducteur ou oxydant à ajouter à la charge.

Deuxième méthode. — Dans la deuxième méthode on emploie la quantité de litharge capable de donner un culot de plomb de poids déterminé (sachant que 100 parties de litharge donnent 93 parties de plomb), l'agent réducteur étant employé en excès.

L'emploi de cette méthode évite de faire un essai préliminaire et a l'avantage d'exiger peu de modifications pour la fusion des divers minerais.

Elle convient plus spécialement aux roches peu minéralisées et aux minerais oxydés peu réductibles. Avec les minerais sulfurés ou facilement réductibles, on obtient un culot cassant, recouvert de matte, que l'on est obligé de scorifier avant de coupeller, ce qui complique les opérations.

PRÉPARATION DE LA CHARGE.

Minerai. — Le poids le plus communément employé est 50 grammes. Si l'on a affaire à un minerai d'or peu riche, on peut opérer sur 100 ou 200 grammes; avec des prises plus fortes, la fusion devient difficile, et très longue, il est préférable de faire plusieurs essais sur 50 ou 100 grammes, réunir les culots de plomb, les scorfier pour en réduire le poids et coupeller ensuite le culot obtenu.

Carbonate de soude. — Le carbonate de soude desséché est employé dans tous les essais. Bien que ce ne soit pas indispensable, un mélange de carbonate de soude et de carbonate de potasse, donnera une scorie plus fluide.

Une partie de carbonate de potasse, pour trois parties de carbonate de soude, donne de bons résultats.

Prenant le poids de minerai pour une partie, le poids de carbonates varie de une à trois parties selon que l'on a affaire à des gangues basiques ou acides.

Litharge. — La litharge est également employée dans tous les essais au creuset. Les proportions varient de une à huit parties, une à deux étant les proportions généralement employées.

Silice. — La silice est employée pour les minerais riches en chaux, magnésie, baryte, etc., et pour ceux qui n'ont pas ou ont peu de gangue. On emploie une demi à une partie de silice pour une partie de minerai.

Borax. — Le borax est employé desséché ou fondu. Pour les minerais siliceux on pourrait le supprimer mais on ajoute environ 10 % du poids du minerai, ce qui facilite la fusion.

Les minerais à gangue basique exigent 50 % de leur poids de borax.

Charbon, crème de tartre, farine, nitre. — Les agents réducteurs ou oxydants sont employés en proportions variables suivant les minerais.

Sel marin. — Est habituellement employé comme couverture.

Creuset. — Choisir un creuset de bonne fabrication, exempt de fentes. Pour un essai sur 50 grammes de minerai on prendra un creuset n° 11 ou 12.

Pratique de l'essai. — Peser, successivement et verser sur une feuille de papier glacé, les réactifs suivants :

- 1° Carbonate de soude ;
- 2° Litharge ;
- 3° Borax ;
- 4° Silice ;
- 5° Minerai ;
- 6° Agent réducteur ou oxydant.

Mélanger très soigneusement le tout jusqu'à ce que la couleur soit uniforme.

Introduire la charge dans le creuset, qui doit être rempli seulement aux deux tiers, couvrir avec du sel marin.

Placer le creuset dans le feu, le couvrir de son couvercle, l'assujettir avec le coke ou le charbon, en ayant soin que le combustible l'entoure bien de toutes parts. Le coke doit être employé en morceaux de la grosseur d'un œuf, l'antracite peut s'employer en plus petits morceaux.

Examiner de temps en temps la marche de l'opération, en découvrant le creuset et le laisser ouvert si la matière menace de mousser. Après 25 à 30 minutes de chauffage, le contenu du creuset doit être en fusion tranquille. Le temps nécessaire à la fusion varie avec la température du fourneau, la nature du minerai, l'importance de la charge, etc. ; on ne peut pas donner de règles fixes.

Quant la charge est en fusion tranquille, sortir le creuset, le frapper doucement sur la plateforme du four

afin de réunir le plomb en un seul culot, laisser refroidir ou couler dans un moule.

Si l'on a employé des clous en fer pour désulfurer le minerai, les retirer après la fusion de la charge, les laver dans la scorie et s'assurer avec soin qu'ils ne retiennent pas de plomb.

Quand on coule les essais, le creuset peut servir plusieurs fois. Cette manière d'opérer est plus expéditive (le creuset étant encore chaud quand on introduit la nouvelle charge) et convient pour les minerais pauvres en métaux précieux; elle n'est pas à conseiller pour les minerais riches.

Ne jamais essayer de refroidir un creuset en le plongeant dans l'eau, le culot de plomb peut se séparer en grenailles, ce qui occasionne des pertes.

La scorie étant froide, briser le creuset en le frappant sur la panse. La scorie doit être homogène, de couleur variable avec la nature du minerai.

Le culot de plomb est séparé de la scorie, nettoyé soigneusement, marqué et pesé.

Si le culot est cassant ou trop lourd, on peut le rendre malléable ou réduire son poids par scorification.

Le culot est coupellé comme il sera dit plus loin.

Charges généralement employées. — Bien qu'il soit impossible de donner des charges s'appliquant indistinctement à tous les minerais, nous allons énumérer ci-dessous les charges qui nous paraissent convenir à la plupart des cas.

I. — Roches siliceuses peu minéralisées, avec peu ou pas de sulfures.

Minerai	50 grammes.
Litharge	20 »
Carbonate de soude	125 »
Borax	25 »
Tartre	5 »

Ajouter dans le creuset, après fusion, un mélange de 15 grammes de litharge avec 1 gramme de charbon de bois en poudre. Le plomb réduit, provenant de cette addition, traverse la scorie et entraîne l'or et l'argent qui avaient pu rester.

II. — Roches calcaires, minerais oxydés peu réductibles, pyrites grillées.

Minerai	50 grammes.
Silice.	25 »
Litharge.	20 »
Carbonate de soude	75 »
Borax	50 »
Tartre	5 »

Après fusion, ajouter un mélange de 15 grammes de litharge avec 1 gramme de charbon de bois en poudre.

III. — Minerais oxydés, facilement réductibles (oxydes de cuivre, d'étain, d'antimoine, etc.).

Minerai	25 grammes.
Sable.	12,5 »
Litharge.	100 »
Carbonate de soude	50 »
Borax	50 »
Charbon de bois	1,5 »

La proportion de charbon de bois sera diminuée si le minerai renferme de la gangue.

IV. — Minerais sulfurés non grillés (pyrites de fer, de cuivre, etc.) :

Minerai	25 grammes.
Sable.	12,5 »
Litharge.	100 »
Carbonate de soude	75 »
Borax	25 »

Nitre, quantité à déterminer par un essai préliminaire.

V. — Sulfure d'antimoine, antimoine métallique, sulfures complexes :

Minerai	25 grammes,
Litharge.	250 »

Scorifier le culot obtenu afin de le réduire à un poids convenable pour la coupellation.

Remarques. — 1° Dans ce dernier cas, le minerai étant oxydé par la litharge, on peut remplacer avantageusement ce corps par le minium qui donnera plus d'oxygène et l'on obtiendra un culot moins volumineux.

2° Quelques essayeurs ont l'habitude d'ajouter un poids connu d'argent à chaque charge, et de déduire ce poids du résultat obtenu. D'autres essayeurs font les essais en double et ajoutent de l'argent dans un seul essai, qui sert pour le dosage de l'or. L'autre bouton est pesé pour or et argent.

Si l'essai est seulement fait pour or, il est toujours bon d'ajouter de l'argent à la charge.

2° FUSION AU CREUSET DE FER.

Le creuset de fer remplace avantageusement le creuset de terre pour la fusion des minerais sulfurés et des minerais riches. On opère directement sur le minerai non grillé, mais on est limité pour le poids de la prise d'essai. Nous pensons que pour avoir un culot de plomb convenable, se rassemblant bien, il ne faut pas dépasser 25 grammes de minerai sinon le plomb se sépare mal de la scorie qui est pâteuse.

Les fondants sont les mêmes que ceux employés pour la fusion au creuset de terre, à l'exclusion cependant du nitre et du sel marin dont on ne fait pas usage au creuset de fer.

Les matières constituant la charge sont pesées, mélangées sur une feuille de papier glacé, et introduites dans le creuset de 300 centimètres cubes de capacité. Placer par dessus une couverture composée d'un mélange de carbonate de soude et de borax.

Le creuset, chargé comme il vient d'être dit, est introduit dans le feu, bien entouré avec des morceaux de coke. Au bout de quelques minutes la charge entre en fusion en produisant un bouillonnement de la masse fondue qui mousse et vient nettoyer les parois supérieures du creuset qui doivent être tenues en parfait état de propreté.

Avec de la pratique et des minerais convenables, on provoque la mousse ou en terme de métier, on fait monter l'essai, en ajoutant du borax à la masse fondue et manœuvrant le registre de la cheminée ou la porte du cendrier.

Lorsque la fusion est complète, retirer le creuset du feu, le frapper doucement afin de réunir le plomb, couler la scorie en décantant et s'assurer qu'elle n'entraîne pas

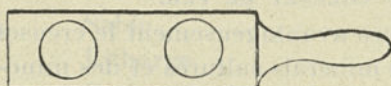
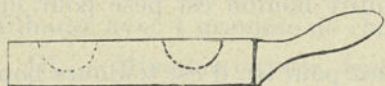


Fig. 30.

de grain de plomb. Quand il ne reste plus de scorie, verser le métal dans une lingotière demi-sphérique (fig. 30) vérifier qu'il ne reste pas de plomb adhérent au creuset, dans ce cas le retourner, le frapper et recueillir

les globules de plomb qui se détachent et que l'on réunit à la portion principale du culot.

Quand les minerais n'ont pas de gangue ou que cette gangue est calcaire, il est avantageux, pour la bonne marche de l'essai, d'ajouter 10 grammes de silice à la charge.

La fusion au creuset de fer demande beaucoup plus de surveillance que l'essai au creuset de terre.

Dans le creuset de fer, on se trouve toujours en milieu réducteur et désulfurant, l'on n'a pas à craindre la formation de matte, à la condition d'opérer sur un poids peu élevé de minerai.

Ce procédé ne convient pas pour les minerais d'anti-

moine, de cuivre, d'arsenic, ces métaux sont réduits et passent dans le culot de plomb en plus grande quantité que par fusion au creuset de terre avec excès de litharge.

Par contre, il donne d'excellents résultats avec les minerais de plomb et les minerais complexes. Il est d'une grande rapidité (15 à 20 minutes par essai) et d'un emploi à peu près général.

Dans les usines où l'on fait tous les jours de nombreux essais de minerais, scories et produits divers, le creuset de fer a presque partout remplacé le creuset de terre.

Les creusets doivent être entretenus dans le plus grand état de propreté, soigneusement nettoyés après chaque opération.

Ce nettoyage se fait, le plus aisément, pendant que le creuset est encore rouge, en se servant d'une gouge de charron, pour détacher la scorie et l'oxyde de fer qui peuvent adhérer aux parois intérieures du creuset. Eviter l'emploi de l'eau.

Un creuset de bonne fabrication fait environ 30 fusions.

Charges généralement employées. — La charge est toujours, à très peu de chose près, la même pour les divers minerais, il n'y a que le poids de la prise d'essai qui varie avec la richesse du minerai en métaux précieux.

I. — Minerais à 10 kilogrammes d'argent à la tonne et au-delà :

Minerai.	30	5
Litharge	30	
Carbonate de soude.	30	
Borax	10	
Tartre	5	
Couverture : Carbonate de soude.	30	
Borax	10	

II. — Minerais de 3 à 10 kilogrammes :

Minerai.	10
Litharge	30

Carbonate de soude.	30
Borax	10
Tartre	5
Couverture : Carbonate de soude.	30
Borax	10
III. — Minerais à moins de 3 kilogrammes :	
Minerai.	25
Litharge	30
Carbonate de soude.	30
Borax	10
Tartre	5
Couverture : Carbonate de soude.	30
Borax	10

Remarque. — Avec les blends et les minerais mixtes de plomb et de zinc, il est nécessaire de laisser la charge plus longtemps en fusion afin de volatiliser la majeure partie du zinc et d'assurer une séparation plus complète du plomb qui, sans cela, reste en partie dans la scorie et peut y retenir de l'argent.

3° SCORIFICATION.

Généralités. — L'objet de la scorification est de séparer au moyen de la chaleur, de l'oxygène de l'air et de réactifs appropriés, les métaux précieux de leurs combinaisons avec les minerais et de les retenir avec le plomb dont ils sont ensuite séparés par la coupellation.

Les principaux réactifs sont : le plomb et le borax.

Parfois la silice, le fer et le carbonate de soude sont également employés.

Le minerai, mélangé au plomb et additionné de borax ou d'un autre flux convenable, est mis dans un scorificateur et chauffé au moufle. Sous l'action de la chaleur, le plomb fond entraînant l'or et l'argent. Le borax attaque la gangue du minerai et forme, avec l'aide de la litharge provenant de l'oxydation du plomb, une scorie qui surnage à la surface du plomb fondu.

Préparation de l'essai. — Peser le minerai, nettoyer un scorificatoire, le marquer, peser ensuite un poids déterminé de plomb granulé qui est divisé en deux parties, mettre une partie au fond du scorificatoire, ajouter le minerai, mélanger, mettre par dessus l'autre moitié du plomb et ajouter enfin le borax.

Nous résumons dans le tableau ci-dessous les différents poids de matières généralement employés pour les divers minerais.

Nature du minerai.	Poids de la prise d'essai grammes.	Plomb granulé grammes.	Borax grammes.
Minerais siliceux	5	60	0,5
" ferrugineux	5	50	1,5
" à gangue calcaire	5	50	2,5
" de cuivre	2,5	75	0,25
" d'antimoine	2,5	75	5,0
" d'arsenic	5	100	0,5
" d'étain	5	100	1,0
" de cobalt et de nickel.	5	100	1,0
" de zinc.	5	80	1,0
" de plomb.	5	30	1,0

Les minerais riches en chaux ou baryte exigent plus de borax qu'il n'a été indiqué, ces poids n'ont du reste rien d'absolu et peuvent varier selon les circonstances.

Pour les minerais riches en sulfures, on peut griller préalablement le minerai. Si l'on ne grille pas, il est bon de chauffer doucement au début afin d'éviter les pertes par projections.

Avec les minerais sulfurés on peut employer avantageusement la litharge au lieu du plomb.

Avec les minerais d'antimoine, d'arsenic, de plomb, de tellure, le culot de plomb est cassant, il est nécessaire d'opérer plusieurs scorifications successives avant d'obtenir un culot suffisamment malléable pour être

coupellé. A chaque scorification, ajouter 20 grammes de plomb granulé.

La couleur du scorificatoire après l'essai est souvent caractéristique du minerai et peut donner des indications sur sa nature.

Pratique de l'essai. — Placer, au moyen de pinces spéciales, le scorificatoire (préparé comme il a été dit) au milieu du moufle, la température étant au rouge vif, fermer la porte et activer le feu.

Le plomb entre en fusion, ce qui demande 5 à 6 minutes, quand le plomb est liquide, ouvrir la porte du moufle et rapprocher le scorificatoire de l'entrée afin de diminuer la température et d'augmenter l'accès de l'air.

Dans le cas de minerais contenant de l'antimoine, de l'arsenic, du zinc, du soufre, le minerai qui surnage à la surface du plomb fondu est grillé et l'on voit se dégager d'abondantes fumées blanchâtres.

Le borax fondu se combine à la gangue du minerai et à la litharge, provenant de l'oxydation du plomb, pour former une scorie qui entoure le culot métallique en formant un anneau sombre, de telle sorte que le bouton figure un *œil*.

Le plomb fondu diminue par oxydation et volatilisation d'une partie de l'oxyde formé, la scorie augmente pour finalement recouvrir le bouton de plomb qui n'est plus visible.

Augmenter la température pendant 2 ou 3 minutes pour liquéfier complètement la scorie, retirer le scorificatoire du feu et couler son contenu dans un moule.

Laisser refroidir, démouler, séparer le plomb de la scorie, frapper le culot dans tous les sens de manière à en détacher la scorie et à former un cube de dimensions convenables afin qu'il puisse tenir aisément dans la coupelle.

Le poids du culot de plomb varie selon les conditions de l'essai, la nature du minerai, l'importance de la charge,

la chaleur du moufle et le temps passé à la scorification. Un bon poids est d'environ 15 grammes.

Le plomb doit être parfaitement malléable, s'il est cassant, il a probablement retenu de l'antimoine, de l'arsenic, du zinc, du cuivre ou de la litharge que l'on peut éliminer par une deuxième scorification avec nouvelle addition de plomb granulé.

Les pertes en argent étant plus fortes par coupellation que par scorification, les boutons d'un poids élevé doivent être scorifiés avant d'être coupelés.

Examiner la scorie séparée du culot et si elle contient des grenailles de plomb, les recueillir et les ajouter à la portion principale du culot.

Avec les minerais riches, il est nécessaire de recueillir la scorie, ajouter 50 grammes de plomb granulé, et scorifier à nouveau afin de retrouver les métaux précieux qui avaient échappé à la première opération. On peut aussi fondre la scorie au creuset de terre avec de la litharge et un flux réducteur. La scorie doit être vitreuse, homogène, sa couleur dépend de la nature du minerai.

Le scorificatoire doit être uni à l'intérieur, parfois il est corrodé mais cela n'influe pas sur l'exactitude de l'essai. Si les corrosions sont profondes, il sera bon d'ajouter de la silice aux autres minerais de même nature.

Les composés riches en cuivre attaquent très fortement le scorificatoire.

L'essai par scorification présente des avantages pour les minerais riches et pour les minerais des métaux réductibles par fusion au creuset. Il a l'inconvénient de ne permettre d'opérer que sur une prise de 5 grammes, ce qui est tout à fait insuffisant pour les minerais pauvres.

COUPELLATION.

Principe. — Cette opération consiste à oxyder le plomb, la litharge formée étant en partie absorbée par la coupelle (environ 80 pour cent) et en partie volatilisée (environ 20 pour cent).

Les métaux précieux restent sous forme d'un bouton brillant. Les métaux réduits en même temps que le plomb sont également oxydés et passent avec la litharge soit dans la coupelle, soit dans les fumées.

Pratique de l'essai. — Placer les coupelles, bien propres, dans le moufle, de manière à les porter à la température qui règne dans le four. Introduire les culots de plomb dans les coupelles au moyen de pinces douces. Fermer la porte du moufle afin de faciliter la fusion du plomb et l'absorption des premières portions d'oxydes. La surface du plomb fondu, recouverte d'oxydes de couleur noire, se découvre et devient brillante; ouvrir alors la porte du moufle et abandonner les essais à eux-mêmes en maintenant une température uniforme et peu élevée, afin d'éviter de trop grandes pertes d'argent.

La chaleur du moufle doit être telle que la fumée de plomb qui se dégage de la coupelle s'élève en serpentant à peu près à la moitié de la hauteur du moufle et se perde ensuite latéralement; on aperçoit alors sur le bord de la coupelle un cercle formé de très petits cristaux d'oxyde de plomb. Avec une température trop élevée, cette fumée monte perpendiculairement jusqu'à la voûte du moufle et on ne voit pas, dans la coupelle, de petits cristaux de litharge reconnaissables à leur éclat. Au contraire, avec une température trop basse, la fumée en se dégageant latéralement rampe sur le bord de la coupelle sans s'élever; dans ce cas, il faut activer le feu, ou bien pousser les coupelles plus près du fond du moufle.

Vers la fin de la coupellation, les gouttelettes d'oxyde de plomb fondu d'apparence huileuse, que l'on voyait à la surface du plomb fondu, deviennent de plus en plus grandes et se réunissent en prenant l'apparence d'un réseau; on dit alors que le bouton est *en fleur*. Ce phénomène disparaît bientôt et l'on voit apparaître sur le bouton d'argent des bandes irisées qui se meuvent dans

tous les sens avec rapidité; enfin l'irisation disparaît à son tour, le bouton paraît terne et tout à fait tranquille, puis, subitement il jette un vif éclat : c'est l'éclair qui indique la fin de l'opération.

Dès que le bouton est en fleur, il faut élever la température du moufle et la tenir haute jusqu'à ce que l'éclair se soit produit; cela est nécessaire pour maintenir liquide l'argent difficilement fusible, pour oxyder les dernières particules de plomb et faire absorber l'oxyde de plomb par la coupelle. Quand l'éclair s'est produit, on rapproche peu à peu les coupelles de l'ouverture du moufle afin de les refroidir très lentement, pour empêcher le rochage des boutons, ce qui pourrait occasionner des pertes par projection.

Le rochage est dû à la propriété que possède l'argent liquide d'absorber de grandes quantités d'oxygène qui se dégagent au moment de la solidification du métal. L'argent roché présente à sa surface des végétations mamelonnées, ce phénomène se produit surtout avec l'argent très fin.

Pour empêcher le rochage il est nécessaire de refroidir progressivement les coupelles afin de faciliter le départ de l'oxygène occlus dans le métal.

La coupelle étant suffisamment refroidie pour que l'argent soit solidifié, la retirer du feu, détacher le bouton au moyen de pinces, l'écraser dans plusieurs sens, le frotter avec une brosse dure afin d'éliminer les petits grains de coupelle qui pourraient adhérer à la partie du bouton qui touchait à la coupelle.

L'alliage or et argent est pesé, en prenant toutes les précautions d'usage, sur une balance d'essayeur donnant le $\frac{1}{20}$ de milligramme.

Aspect du bouton. — Si l'essai a été bien conduit, le bouton d'argent sera rond, blanc brillant, sa surface supérieure sera unie, il se détachera facilement de la coupelle.

S'il est brillant au-dessous et pâle au-dessus et qu'il n'adhère pas du tout à la coupelle, il contient du plomb.

S'il reste du cuivre, le bouton s'étend, s'aplatit et adhère fortement à la coupelle qui présente une teinte noire.

Le platine rend le métal cristallin et d'apparence terne et grisâtre.

Le bouton peut contenir jusqu'à 50 % d'or sans que sa couleur vire au jaune.

Aspect de la coupelle. — L'observation de la coupelle, quand l'opération est terminée, présente des indications intéressantes sur la nature des métaux qui accompagnaient le plomb dans le bouton coupellé.

En présence de plomb seul, la partie de la coupelle imbibée d'oxyde, et froide, est jaune paille.

Le cuivre produit une coloration presque noire, rouge sale ou brune suivant la proportion présente.

Une teinte verdâtre peut être due à de petites quantités de nickel, cobalt ou cuivre. Le fer produit une scorie noire qui se rassemble généralement à la circonférence de la coupelle.

Une scorie pâle dénote la présence de zinc, étain ou antimoine.

En présence d'antimoine ou d'arsenic, la coupelle est généralement criquée ou fendue.

Si l'observation de la coupelle démontre l'existence de métaux étrangers en quantités assez importantes pour nuire à la perfection du travail, il faut répéter l'essai en scorifiant préalablement le culot de plomb avec un poids égal de plomb pur.

Indications pratiques. — A) Les coupelles peuvent absorber à peu près leur poids de plomb, mais il arrive parfois que l'absorption ne se fait pas d'une manière régulière, généralement l'absorption est plus rapide dans la partie centrale et le fond de la coupelle est imbibé de

litharge. Dans ce cas, la coupelle s'attache à la paroi du moufle. On remédie à cet inconvénient en recouvrant la face inférieure du moufle d'une couche de cendre d'os en poudre grossière.

B) Les coupelles devront être bien sèches et exemptes de matières organiques, car, dans ce cas, la vapeur d'eau en se dégageant brusquement projetterait une partie de plomb, ce que ferait aussi l'acide carbonique résultant de la réduction de la litharge par le carbone des matières organiques.

C) Essais passés trop froids : Lorsque la chaleur du moufle est tout à fait insuffisante, la litharge formée n'est pas absorbée par la coupelle ; elle s'accumule autour du bouton de plomb. On dit que le bouton est *noyé*. Dès que l'on aperçoit ce phénomène, on pousse le feu et on ajoute une ou deux pastilles de plomb pauvre. Généralement cela suffit pour découvrir le bouton. Dans le cas contraire, l'essai doit être considéré comme perdu.

PERTE D'ARGENT PAR COUPELLATION. — CORRECTIONS
A FAIRE.

On perd toujours par la coupellation une proportion assez importante d'argent. Il est indispensable de faire des corrections que l'on peut effectuer de plusieurs manières.

1° *Par les tables.* — Des tables ont été dressées pour compenser les pertes d'argent résultant de la coupellation.

Ces tables qui donnent de bons résultats avec les alliages où l'argent est coupellé avec des quantités connues de plomb (dont le poids ne dépasse que très rarement 20 fois le poids de l'argent présent), ne sont pas utilisables avec les minerais. En effet, nous nous trouvons dans des conditions tout à fait différentes, nous avons un culot de plomb qui pèse jusqu'à 40 grammes et qui peut ne renfermer que quelques milligrammes

d'argent, dans ce cas les pertes en argent sont infiniment plus élevées que celles indiquées par les tables.

2° *Par les essais témoins.* — Connaissant la composition approximative de l'alliage à essayer, on couplette simultanément les mêmes quantités de métaux constitutifs et on note la perte d'argent pour l'ajouter au chiffre fourni par l'essai réel.

Cette manière d'opérer est tout à fait rationnelle et donne d'excellents résultats à la condition d'opérer la coupellation de l'alliage type en même temps et dans les mêmes conditions que l'essai.

3° *Traitement des coupelles.* — On peut fondre les parties imbibées des coupelles comme s'il s'agissait d'un essai de minerai. La proportion d'argent obtenue de la sorte est ajoutée à celle que l'essai a fournie.

En opérant de la sorte on récupère à peu près tout l'argent de l'essai, il n'y a que les pertes, très peu élevées, qui se sont produites par volatilisation qui échappent au dosage.

SÉPARATION DE L'OR ET DE L'ARGENT (DÉPART).

Généralités. — La séparation de l'or et de l'argent s'exécute au moyen de l'acide azotique. L'argent est soluble dans ce réactif lorsqu'il se trouve dans l'alliage dans la proportion d'au moins trois parties pour une partie d'or. L'or est complètement insoluble dans l'acide azotique et reste sous forme d'une poudre noire que l'on recueille, lave, sèche, calcine et pèse.

Lorsque l'or existe dans le bouton en quantité supérieure au tiers de l'argent présent, il est nécessaire d'ajouter une certaine quantité de ce dernier métal, de coupler avec du plomb, et traiter ensuite le bouton par l'acide nitrique. L'opération qui consiste à ramener les métaux précieux à la proportion de 3 d'argent pour 1 d'or a reçu le nom d'*inquartation*.

Pour le dosage de l'or, dans les minerais, il est préfé-

rable, comme nous l'avons déjà dit, de faire deux essais en ajoutant un excès d'argent à l'un d'eux qui servira pour le dosage de l'or, l'autre sera pesé pour or et argent.

Pratique de l'opération. — Le bouton parfaitement nettoyé, est aplati, à l'aide d'un marteau, sur un tas d'acier poli, ou mieux au moyen d'un petit laminoir à bras.

La lamelle est introduite dans un matras d'essayeur, traitée à chaud par 20 cc d'acide nitrique à 22° B jusqu'à ce que les vapeurs nitreuses aient disparu. Laisser déposer, décantier le liquide ; ajouter 15 cc d'acide nitrique à 32° B, chauffer ; lorsqu'il ne se dissout plus rien décantier l'acide avec précautions afin de ne pas entraîner de l'or.

De l'eau est versée jusqu'au tiers du matras, puis décantée, et le matras est rempli totalement avec de l'eau, puis retourné dans un creuset en terre poreuse ou une capsule à incinérer très propre. La poudre d'or est très divisée et tombe lentement ; il faut tenir le matras renversé sur le creuset pendant un certain temps.

Lorsqu'on ne voit plus aucun corps en suspension dans l'eau du matras, on le prend de la main droite et le creuset de la main gauche, et on soulève lentement le matras. L'air y entre peu à peu et lorsque l'eau remplit le creuset, on le frappe légèrement pour réunir la poudre au fond et on retourne le matras d'un coup sec.

L'or mis en suspension par ce choc étant déposé, le creuset est frappé de nouveau pour réunir cet or, on décante, avec précaution, l'eau dans le matras afin de voir s'il y a de l'or entraîné, et à le reprendre au besoin ; on sèche le creuset sur la plate-forme du moufle fermé, on le recuit ensuite au rouge sombre.

L'or se réunit en un réseau assez agrégé pour qu'on puisse enlever le tout en une ou deux fois.

Peser sur une balance donnant le 1/20° ou le 1/50° de milligramme.

Essais divers.

Essais effectués

	PYRITES DE FER.					
	1	2	3	4	5	
Éléments dosés par voie humide.	S=45,84	SiO ² =13,40	SiO ² =13,00 S =43,87	SiO ² = 0,50 Fe =60,42 S =37,67	SiO ² = 2,3 Fe =40,3 S =47,3 Cu = 0,7 Pb = 2,3 Zn = 3,3	
Poids de la prise d'essai	50	50	100	25	10	
Poids après grillage	36,5	44	70	21,9	6,9	
Lit de fusion	minerai	50	50	100	25	10
	litharge	25	20	25	25	30
	carbonate de soude.	100	100	150	20	25
	borax	50	50	50	50	25
	silice	25	20	25	10	5
crème de tartre. .	10	10	15	5	5	
Charge ajoutée après fusion	litharge : 15 ^{gr}	une	une	une	une	une
	charbon : 1 ^{gr}					
Poids du culot de plomb	A = 32		A = 30		20	
	B = 32	28	B = 30	12	24	
Argent, à la tonne de minerai.	8 gr.	12 gr.	néant	44 gr.	220 gr.	
Or, à la tonne de minerai	traces	traces	néant	néant	traces	

I.
Tableaux des résultats.

creuset de terre.

MISPICKELS.					
1	2	3	4	5	6
Mispickel exempt de gangue.	Mispickel avec gangue siliceuse.	SiO ² = 35,70 %	Mispickel exempt de gangue.	As = 30,70 SiO ² = 20,28	SiO ² = 50,00 As = 17,38 S = 11,60 Fe = 19,37
150	150	100	100	100	75
82	110	81	62	68	58
150 50 150 100 25 10	150 50 150 100 15 10	100 30 100 100 15 5	100 30 100 75 20 15	100 30 100 75 20 10	75 50 100 100 10 10
une	une	une	une	une	deux
20	18	17	39	30	A — 35 B — 37
38 gr. 110 gr.	5 gr. 11 gr.	7 gr. 49 gr.	20 gr. traces	107 gr. 1 gr.	non dosé 7 gr. 3

		MINE					
		1	2	3	4	5	6
Éléments dosés par voie humide.		SiO ² = 80,75 Cu = 2,65 S = 0,24	SiO ² = 46,50 Cu = 5,77 S = 0,35	SiO ² = 49,25 Cu = 1,90 S = 6,75	SiO ² = 70,01 Cu = 1,17 S = 0,19	SiO ² = 59,60 Cu = 5,45 S = 7,43	SiO ² = 64,5 Cu = 0,2 S = 5,8
Lit de fusion	mineral	25	100	100	100	50	50
	litharge	25	25	25	25	25	25
	carbonate de soude	75	150	150	150	75	75
	borax	40	50	50	50	40	40
	silice	0	10	10	0	0	0
	crème de tartre	10	10	10	10	15	15
Charge ajoutée { litharge : 15 gr. après fusion { charbon : 1 gr.		une	une	une	une	une	une
Poids du culot de plomb.		A = 35 B = 35	36 35	32 32	33 33	38 38	32 34
Argent, à la tonne de mineral.		non dosé	non dosé	non dosé	non dosé	non dosé	non dosé
Or, id. id.		124	néant	néant	néant	121	25

reuset de terre.

CUIVREUX.

7	8	9	10	11	12	13	14	15
SiO ² = 35,60 Cu = 6,20 S = 14,56	SiO ² = 62,50 Cu = 2,42 S = 0,27	Cu = 11,74	Cu = 12,10	SiO ² = 50,70 S = 10,17 Cu = 5,64	Cu = 7,68	SiO ² = 30,02 Cu = 4,66 S = 4,32 CaO = 20,20 MgO = 6,76	Cu = 8,60	Cu = 12,22
25 25 75 40 10 15	25 25 75 40 0 15	10 25 25 25 5 5	10 25 25 25 5 5	25 25 50 50 0 5	10 30 25 25 5 5	10 30 25 25 5 5	10 25 25 25 5 5	10 25 25 25 5 5
une	une	une	une	néant	néant	néant	une	une
28	34 34	27 35	32 25	19	19	25	28 27	25 24
non dosé 96	non dosé 90	7720 néant	7240 néant	104 néant	450 néant	2700 néant	5520 néant	7960 néant

Essais effectués

	QUARTZ, SABLES ET ROCHES SILICEUSES TRÈS PEU MINÉRALISÉES.					MINÉRALISÉES
	1	2	3	4	5	1
Éléments dosés par voie humide.	Granit.	SiO ² = 94,80 Fe ² O ³ } Al ² O ³ } 3,50	Quartz.	Quartz.	Sable.	SiO ² = 2,85
Lit de fusion						
{ minéral	100	50	50	100	100	100
{ litharge	40	30	30	25	25	25
{ carbonate de soude	150	100	100	150	150	100
{ borax	50	50	50	50	50	100
{ silice	0	0	0	0	0	50
{ crème de tartre	10	10	10	5	5	15
Charge ajoutée						
{ litharge : 15 gr.	une	une	une	deux	deux	une
{ après fusion charbon : 1 gr.						
Poids du culot de plomb . . .	32 30	29	17	35 33	27	25 25
Argent, à la tonne	16	44	248	35	32	non dosé
Or, id.	traces	traces	2	8,5	8	néant.

(a) Les culots obtenus par fusion étaient cassants et ont dû être scorifiés avant la coupellation.

(b) On a ajouté une tige de fer dans le creuset.

creuset de terre.

DE FER.	WOLFRAMS.		CASSITÉRITE.	MINÉRAIS D'ANTIMOINE.				
	1	2	1	1	2	3	4	5
SiO ² = 26,00 Fe ² O ³ = 69,00	SiO ² = 8,40 WO ³ = 67,80 FeO = 6,91 MnO = 14,86	SiO ² = 9,40 WO ³ = 47,30 FeO = 11,14 MnO = 6,32	Sn = 62,50	Sb ² S ³ = 70,00	Sb ² S ⁵ = 70	Sb ² S ³ = 17,00 Pb = 27,07	SiO ² = 14,50 Cu = 7,01 Sb = 14,50 Pb = 25,41 S = 15,75	Régule d'antimoine
50 30 100 50 20 15	50 20 100 50 25 10	50 20 100 50 20 10	50 30 80 50 20 20	25 75 50 50 10 0	50 100 50 50 20 0	25 50 30 30 0 5 (b)	20 200	10 200
néant	une	une.	une	0	0	0		
25	30	27	30 37	58 (a)	90	50 52	48	24
néant	12	28	15	non dosé	non dosé	336	185	80
néant	traces	traces	25	néant	néant	néant	15	traces

Essais effectués

		MINÉRAIS DE PL					
		1	2	3	4	5	6
Éléments dosés par voie humide.		Pb = 25,68	Pb = 79,61	Galène avec très peu de gangue.	Pb = 62,02	Pb = 72,46 Zn = 1,04	Pb = 68,35 Zn = 1,00
Lit de fusion	minerai	25	25	25	25	25	25
	litharge	néant	néant	néant	néant	néant	néant
	carbonate de soude	40	40	40	40	40	40
	borax	20	20	20	20	20	20
	tartre	5	5	5	5	5	5
Couverture	carbonate de soude	40	40	40	40	40	40
	borax	20	20	20	20	20	20
Poids du culot de plomb	A =	68r200	19,800	20,500	15,050	19,150	16,300
	B =		19,700	20,360	15,100	19,210	16,300
Argent, à la tonne		304	232	216	2068	2368	3760
Or, id.		néant	néant	néant	néant	néant	néant

peuset de fer.

MINERAIS MIXTES (Pb + Zn).

7	8	9	10	11	12	13	14	15
Pb = 44,67 SiO ² = 41,40	Pb = 76,80	SiO ² = 21,00 Fe = 22,10 S = 30,00 Pb = 6,00 Zn = 11,25	SiO ² = 21,30 Pb = 16,38 Zn = 13,75	SiO ² = 16,80 Fe = 6,32 Pb = 2,55 Zn = 46,36 S = 25,25	SiO ² = 42,80 Pb = 16,64 Zn = 17,60	SiO ² = 29,60 Pb = 7,19 Zn = 11,17 Cu = 0,85	SiO ² = 22,50 Pb = 10,40 Zn = 36,30	Zn = 39,15 Pb = 16,32 SiO ² = 4,00
25 néant 40 20 5	25 néant 40 20 5	25 30 40 20 5	25 30 40 20 5	25 40 40 20 5	25 20 40 20 5	25 25 40 20 5	25 20 40 20 5	25 30 40 20 5
40 20	40 20	40 20	40 20	40 20	40 20	40 20	40 20	40 20
10,600	18,870 18,500	30 31	32	38	23 23	25 25	21 21	32 32
1816 traces	512 traces	1600 traces	1680 traces	72 traces	592 traces	1508 traces	616 traces	néant néant

Essais effectués au creuset de fer.

	MINÉRAIS DIVERS.				
	1	2	3	4	5
Éléments dosés par voie humide.	SiO ² = 48,00 Fe = 17,57 Cu = 4,04 Pb = 5,24 Zn = 1,44 S = 16,32	SiO ² = 72,50 Pb = néant Cu = 9,06	Cu = 22,90	SiO ² = 26,00 Cu = 15,00	Mn = 30,00 Pb = 4,00
Lit de fusion { minéral litharge carbonate de soude. borax tartre	25 35 40 20 5	25 40 40 20 5	10 40 40 20 5	25 40 40 20 5	20 50 30 20 5
Couverture { carbonate de soude borax	40 20	40 20	40 20	40 20	40 20
Poids du culot de plomb A = B =	33	39 38	40	35	46 46
Argent, à la tonne	372	7896	1800	40	6430
Or, id.	18	4	néant	traces	5

Essais comparatifs. — Fusion au creuset de terre et au creuset de fer.

	Minerai de cuivre.		Minerai de cuivre.		Minerai de cuivre.		Concentrés.		Concentrés.		Concentrés.	
	1		2		3		4		5		6	
	terre.	fer.	terre.	fer.	terre.	fer.	terre.	fer.	terre.	fer.	terre.	fer.
Lit de fusion (mineral litharge carbonate de soude borax silice tartre	25 (grille)	25	25 (grille)	25	25 (grille)	25	2	2	4	4	5	5
	30	40	30	40	30	40	30	40	30	40	30	40
	40	40	40	40	40	40	25	40	25	40	25	40
	40	20	40	20	40	20	15	20	15	20	15	20
	10	10	10	10	10	10	0	0	0	0	0	0
	15	5	5	5	15	5	0	5	0	5	0	5
Couver- ture (carbonate de soude. borax	"	40	"	40	"	40	"	40	"	40	"	40
	"	20	"	20	"	20	"	20	"	20	"	20
Charge ajoutée (litharge : 15 ^{gr} après fusion (charbon : 1 ^{er}	deux	"	deux	"	deux	"	deux	"	deux	"	deux	"
	47	37	45	38	47	37	42	40	38	42	35	42
Poids du culot de plomb	49		1336	1356	44	447	15934	15703	6907	6882	18588	18690
Argent, à la tonne	1592	1582	8	8	5	5	traces	traces	traces	traces	traces	traces
Or id	36	36	8	8	5	5	traces	traces	traces	traces	traces	traces

Essais comparatifs par fusion et par scorification.

Nature du minéral.	Fusion au creuset de terre sur 10 gr. de matière.	Scorifica- tion sur 2 ^{gr} 500 de matière.
	Ag à la tonne (en grammes).	Ag à la tonne (en grammes).
I. Minéral de composition inconnue (d'après Beringer) . . .	15180	15063
II. Minéral sulfuré complexe. Cu = 4,11 % (G. Campredon)	2410	2320
III. Id. id. Cu = 5,70 " id.	3240	3120
IV. Matte de cuivre. Cu = 27,90 " id.	13200	13400
V. Id. Cu = 21,37 " id.	17600	17900
VI. Id. Cu = 19,17 " id.	9350	9400
VII. Id. Cu = 19,62 " id.	10750	10700

Essais comparatifs par fusion au creuset de fer, au creuset de terre et par scorification.

Nature du minéral :	{	Plomb	néant.
		Cuivre	8,00
		Antimoine	3,50
		Résidu siliceux	65,35
		Soufre	abondant.

	Creuset de fer.	Creuset de terre.	Scorification.		
			A	B	
Lit de fusion {	minéral	25	25	2,5	5
	litharge	40	250	"	"
	carbonate de soude	40	"	"	"
	borax	20	"	0,500	0,500
	tartre	5	"	"	"
Couverture {	carbonate de soude	40	"	"	"
	borax	20	"	"	"
Plomb granulé	"	"	50	50	
Poids du culot de plomb	39	34	25	35	
Argent, à la tonne de minéral	2020	2212	2200	2180	
Or, id. id.	traces	traces	traces	traces	

Pertes d'argent dans la fusion des minerais et la coupellation du culot de plomb obtenu.

Nature du minerai	Sable rouge		Minerai de fer oxydé avec pyrite de fer.		Minerai de fer oxydé avec pyrite de fer.		Roche oxydée.		Roche oxydée.		Roche oxydée.		Roche oxydée.		Quartz ferrugineux.		Pyrite de fer.		Minerai sulfuré.		
	avec mica.	terre	terre	terre	terre	terre	terre	terre	terre	terre	terre	terre	terre	terre	terre	terre	fer	terre	fer	terre	
Fusion exécutée au creuset de	minerai	100	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50 (grillé)	25	25	25	25	
	litharge	30	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	40	40	40	250	
	carbonate de soude.	200	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	40	40	40	"	
	borax	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	25	20	20	"	"	
Lit de tarire	5	0	0	0	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	2	4	5	5	"	"	
Argent ajouté à la fusion	0gr100	0gr1155	0gr1533	0gr1384	0gr1314	0gr1398	0gr1664	0gr1394	0gr1650	néant	néant	néant	néant	néant	néant	néant	40	40	40	néant	
couverture { borax	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	20	20	20	"	
Charge ajoutée { litharge : 15 gr. après fusion { charbon : 1 gr.	une	une	une	une	une	une	une	une	une	une	une	une	une	une	une	une	néant	néant	néant	néant	
Poids du culot de plomb obtenu	35,5	40,050 ¹	15,850 ¹	41,550	36,600	39,800	45,550	33	33	33	33	33	33	33	33	33	39	35	35	35	
Refondu la coupelle au creuset de fer, sans litharge. Plomb obtenu	29	33,050	9,400	31,150	30,400	32,050	35,650	30	30	30	30	30	30	30	30	30	34	30	30	30	
Argent dans premier culot.	0,0908	0,1095	0,1420	0,1272	0,1226	0,1220	0,1500	0,1370	0,1390	0,1590	0,0507	0,0565	0,0090	0,0060	0,0060	0,0060	0,0030	0,0060	0,0060	0,0060	
Argent passé dans coupelle.	0,0079	0,0050	0,0086	0,0108	0,0087	0,0154	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0004	0,0020	0,0020	0,0020	
Argent de la litharge.	0,0004	0,0010	0,0010	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0008	0,0004	0,0020	0,0020	0,0020	
Argent retrouvé	0,0983	0,1135	0,1502	0,1372	0,1305	0,1366	0,1632	0,1335	0,1648	0,0593	0,0605	0,0593	0,0605	0,0593	0,0605	0,0593	0,0593	0,0605	0,0605	0,0605	0,0605
Plomb volatilisé pendant la coupellation	18,30	17,50	40,40	25,03	16,94	19,45	21,73	9,00	9,00	9,00	9,00	9,00	9,00	9,00	9,00	9,00	12,82	14,28	14,28	14,28	
Argent passé dans la coupelle.	7,90	4,33	5,61	7,80	6,62	11,01	8,41	2,37	3,63	3,63	3,63	3,63	3,63	3,63	3,63	3,63	15,07	9,60	9,60	9,60	
Argent perdu	1,70	0,87 ²	1,76 ²	0,43	0,08	1,72	1,45	gain=0,64	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	

CHAPITRE VII.

ANNEXES.

Etudes diverses sur la fusion des minerais, la scori-
fication et la coupellation.

- 1° Etude sur la coupellation par M. L. Guillaume ;
 2° Importance des différentes pertes d'argent à la coupellation, par M. G. Campredon ;
 3° Méthode d'essai et d'analyses en usage au Witwatersrand, par M. J. Loevy.

Etude sur la coupellation.

Par M. GUILLAUME, d'après le *Guide pratique du Chimiste Métallurgiste et de l'Essayeur*, par L. CAMPREDON.

PERTE D'ARGENT A LA COUPELLATION.

Première série d'essais. — On a recherché quelle était la perte en argent à la coupellation en coupellant un poids constant d'argent avec des quantités variables de plomb. On a opéré dans tous les essais avec de l'argent pur et du plomb marchand et on a fait la correction de l'argent contenu dans ce dernier (8 grammes pour 1000 kil.).

Les alliages suivants, dans lesquels l'argent a été pesé avec soin à $\frac{1}{100}$ milligramme ont été coupelés dans des conditions de température et d'opération autant que possible semblables. Deux essais pour chacun des alliages ont toujours présenté entre eux une concordance presque absolue.

	Argent obtenu.	Perte par coupellation.
10 grammes plomb + 0 ^{gr} 200 Argent	0,1972	} 2 ^{mgr} 8
	0,1972	
20 " " + 0 ^{gr} 200 "	0,1970	} 3 ^{mgr} 0
	0,1970	
30 " " + 0 ^{gr} 200 "	0,1970	} 3 ^{mgr} 0
	0,1970	
50 " " + 0 ^{gr} 200 "	0,1971	} 3 ^{mgr} 0
	0,1970	
75 " " + 0 ^{gr} 200 "	0,1970	} 3 ^{mgr} 0
	0,1970	

Il s'ensuit que la perte, pour un poids donné d'argent, ne varie pas.

Dans tous les essais, les coupelles ont été refondues et le plomb obtenu coupellé. Tout l'argent perdu en premier lieu se trouve absorbé par la coupelle.

Remarques. — I. En opérant à une température convenable, il n'y a pas d'argent perdu, par volatilisation. Ce fait a été vérifié expérimentalement. La cheminée de tirage des vapeurs de litharge d'un grand moufle construit de façon à ce que les vapeurs de plomb suivent un conduit différent de celui des gaz du foyer se trouvait au bout de plusieurs mois tapissée de litharge sublimée qui s'était déposée. Ces poussières, dans lesquelles il y avait un peu d'oxyde d'antimoine (5 %) n'ont pas donné trace d'argent à l'essai.

II. Dans une série d'essais effectués avec 0^{gr}400 d'argent et des poids de plomb variant de 10 à 60 grammes, Beringer a observé que la perte d'argent augmente sensiblement avec le poids de plomb employé.

Perte avec 10 grammes de plomb =	0,0065	1,62 ‰.
" " 20 " " =	0,0070	1,75 "
" " 40 " " =	0,0120	3,00 "
" " 60 " " =	0,0127	3,17 "

Deuxième série d'essais. — Un plomb de teneur quelconque étant donné, quel est le poids qu'il faut en coupeller pour obtenir la teneur maxima ?

Les alliages suivants, qui sont tous à 10 ‰ Argent, ont été coupellés.

Alliage à 10 ‰.	Argent obtenu.	Perte.	Teneur ‰.
10 gr. Plomb. 0 ^{gr} 1 Argent	0,09832 0,09840	1 mgr. 625	9,8375
20 gr. Plomb. 0 ^{gr} 20 Argent.	0,197 0,107	3 mgr.	9,850
30 gr. Plomb. 0 ^{gr} 30 Argent.	0,2957 0,2954	4 mgr. 45	9,852
40 gr. Plomb. 0 ^{gr} 40 Argent.	0,3935 0,3940	6 mgr. 25	9,844
50 gr. Plomb. 0 ^{gr} 50 Argent.	0,4930 0,4930	7 mgr.	9,860

Donc : le poids de l'alliage sur lequel il convient d'opérer est indifférent.—Les teneurs sont les mêmes en opérant sur des poids différents de l'alliage. — Opérer sur 20 grammes paraît être une bonne moyenne.

Troisième série d'essais. — Les quantités suivantes d'argent ont été coupellées avec un poids constant de 20 grammes de plomb marchand.

Essais faits en double et concordants.

Argent pur soumis à l'essai avec 20 grammes de plomb marchand (1).	Argent obtenu.	Perte.	Perte %.
Gr.	Gr.	Gr.	
0,010	0,0098	0,0002	2,0
0,020	0,0196	0,0004	2,0
0,030	0,0295	0,0005	1,7
0,040	0,0391	0,0009	2,5
0,050	0,0490	0,0010	2,0
0,060	0,0588	0,0012	2,0
0,080	0,0784	0,0016	2,1
0,100	0,0982	0,0018	1,8
0,150	0,1474	0,0026	1,8
0,200	0,1970	0,0030	1,5
0,300	0,2955	0,0045	1,5
0,400	0,3932	0,0068	1,8
0,500	0,4930	0,0070	1,5
0,750	0,7392	0,0108	1,5

Donc : la perte en argent est sensiblement proportionnelle à la quantité d'argent soumise à la coupellation. De plus, tout l'argent perdu est absorbé par la coupelle.

En effet, dans tous les essais précédents, les coupelles ont été refondues et coupellées ; l'argent obtenu correspondait exactement à la perte.

Remarques. — I. Beringer, qui a étudié la même question, pense que l'argent est partiellement oxydé et absorbé ensuite par la coupelle.

On ne peut pas admettre, en effet, que l'argent perdu s'est infiltré dans les pores de la coupelle, car en coupellant un alliage d'or et d'argent, l'argent seul est absorbé.

Exemple. — Coupelle ayant servi à coupeller . . . 0^{gr}800 argent.

 " " " . . . 0^{gr}470 or.

au moyen de 25 grammes de plomb.

(1) La correction de la teneur en argent, du plomb marchand, a été faite.

La coupelle a été fondue et on y a retrouvé :

Argent.	0,0075
Or	0,0005

Si la perte de l'or était due à l'infiltration, la perte proportionnelle d'argent serait 0,001 seulement. Il y a donc une action chimique, une oxydation qui favorise l'absorption de l'argent par la coupelle.

II. Afin de s'assurer si les pertes de l'argent et de l'or dans la coupellation d'un alliage étaient proportionnelles à la teneur de chacun de ces métaux, M. Guillaume a procédé aux essais suivants, qui confirment, en les précisant, les indications de Beringer.

On a soumis à la coupellation :

	1 ^{er} essai.	2 ^e essai.	3 ^e essai.	4 ^e essai.
Or pur	0 ^{gr} 10155	0 ^{gr} 1006	0 ^{gr} 1007	0 ^{gr} 1010
Argent pur.	0 ^{gr} 4062	0 ^{gr} 4024	0 ^{gr} 4028	0 ^{gr} 4040
Plomb pauvre.	5 ^{gr} 00	5 ^{gr} 00	5 ^{gr} 00	5 ^{gr} 00

En sorte que l'argent soumis à la coupellation contenait exactement 250 grammes d'or par kilogramme. La coupellation a été accomplie dans les conditions ordinaires et on a refondu les coupelles qui ont été essayées pour argent et or. On a trouvé :

	1 ^{er} essai.	2 ^e essai.	3 ^e essai.	4 ^e essai.
Argent obtenu	3 ^{mgr} 55	3 ^{mgr} 40	3 ^{mgr} 60	3 ^{mgr} 65
Or obtenu	0 ^{mgr} 15	0 ^{mgr} 15	0 ^{mgr} 15	0 ^{mgr} 15

Relation de l'or par

rapport à l'argent. 42 gr. p^r kil. 44 gr. p^r kil. 41 gr. p^r kil. 41 gr. p^r kil.

Si les pertes d'argent et d'or avaient été proportionnelles, l'argent trouvé dans la coupelle aurait dû contenir environ 250 grammes d'or par kilogramme. Il n'en est pas ainsi. Les quatre essais parfaitement concordants prouvent que la perte d'argent est environ six fois plus élevée que celle de l'or.

INFLUENCE DE LA TEMPÉRATURE.

Si l'on fait varier la température dans des limites très étendues, on observe les phénomènes suivants (Beringer) :

Coupellé 0^{gr}400 d'argent avec 20 grammes de plomb (moyenne de trois essais) :

Température.	Argent perdu.	Perte %.
Rouge brillant.	0 ^{gr} 007	1,75
Jaune clair	0 ^{gr} 0173	4,32

La différence de température dans ces essais est supérieure aux écarts qui peuvent se produire pour des essais complètement négligés.

COUPELLATION DES CULOTS DE PLOMB ANTIMONIEUX OU CUIVREUX.

Les pertes en argent par absorption par la coupelle constatées sur ces plombs sont supérieures, et de beaucoup, aux précédentes obtenues par coupellation de plomb pur.

Cela tient à la température élevée à laquelle doivent être faites ces coupellations et, de plus, les oxydes qui se forment tout autour de la coupelle retiennent des grenailles d'argent métallique.

Un plomb du Mexique contenant 14 % Sb et 4 % As coupellé sur 20 grammes sans plomb marchand passe assez bien à la coupelle, mais il se forme un bourrelet très fort (d'antimoine et d'arsenic oxydés). La perte par absorption pour un poids d'argent obtenu de 2^{gr}8122 a été 0^{gr}332 retrouvé en fondant les coupelles : perte par absorption bien supérieure à celle constatée sur plomb pur.

Le plomb précédent contenait 6 kil d'argent par tonne et 63 grammes d'or par tonne de plomb. L'argent est réparti très irrégulièrement et on obtient de grands écarts sur une même plaque.

Dans d'autres essais postérieurs sur le même plomb, des chiffres bien concordants et maxima ont été obtenus en coupellant 10 grammes de plomb à essayer, plus 10 grammes de plomb marchand. On obtient ainsi beaucoup moins d'oxydes, la coupellation marche bien mieux et les résultats sont les suivants :

Sur le même plomb :

20 gr. plomb dur (sans plomb marchand).	5 ^{gr} 860.
10 gr. plomb dur + 10 gr. plomb marchand.	6 ^{gr} 200.

D'un autre côté, Beringer a effectué les essais analogues suivants :

Simultanément on a coupellé :

	Argent perdu.
0 ^{gr} 100 Ag + 20 gr. Pb	0 ^{gr} 0020
0 ^{gr} 100 Ag + 20 gr. Pb + 0 ^{gr} 500 Sb	0 ^{gr} 0032
0 ^{gr} 100 Ag + 20 gr. Pb + 0 ^{gr} 500 Cu	0 ^{gr} 0049

Examen comparatif des coupelles fabriquées de différentes façons au point de vue de l'absorption de l'argent.

Par M. GUILLAUME.

La perte d'argent qui se produit en coupellant un plomb argentifère résulte uniquement de l'absorption de l'argent par la coupelle.

Il n'y a aucune perte par volatilisation si la coupellation a lieu à basse température et si le culot de plomb est exempt d'arsenic, antimoine, zinc. On a examiné divers types de coupelles fabriquées différemment et dans les conditions suivantes pour constater dans quelles conditions ont lieu les pertes maxima et minima.

Tous les essais ci-dessous ont été faits en coupellant 0^{gr}100 Ag et 10^{gr}000 Pb, et en faisant les coupelles avec 2 % de potasse, 6,5 % d'eau, 91,5 % cendres d'os.

Perte en argent.

Coupelles type courant, fabriquées à Couëron, pour essais soignés, tamisage fin, pressées moyennement	1 ^{mgr} 40
Coupelles type courant, fabriquées à Couëron, pour essais soignés, tamisage fin, très peu pressées.	1 ^{mgr} 40
Coupelles type courant, fabriquées à Couëron, pour essais soignés, tamisage très fin, au tamis de soie, pressées très fort	1 ^{mgr} 10
Coupelles vendues par Deleuil, à Paris (type courant de la Monnaie).	1 ^{mgr} 40
Type courant employé à Couëron, pour essais très ordinaires d'usine, tamisage grossier, pression moyenne.	1 ^{mgr} 50

Donc, de tous ces essais il résulte que, quelle que soit la nature de la coupelle employée, que le grain soit gros ou fin, que le pressage soit très fort ou très faible, la perte est sensiblement la même pour un même poids d'argent.

Importance des différentes causes de pertes d'argent à la coupellation.

Par G. CAMPREDON.

On a coupelé 0^{gr}100 d'argent avec un poids constant de 10 grammes de plomb et des quantités variables de cuivre.

Les essais, effectués dans des conditions aussi identiques que possible, ont été passés à une température élevée.

Alliage soumis à la coupellation.	Argent obtenu.	Perte %.
10 gr. Plomb.	a) 0,0958	4,20
0,100 Argent.	b) 0,0960	4,00
10 gr. Plomb.	c) 0,0930	7,00
0,100 Argent.	d) 0,0934	6,60
0,100 Cuivre.		
10 gr. Plomb.	e) 0,0902	9,80
0,100 Argent.	f) 0,0908	9,20
0,500 Cuivre.		

Nous avons remarqué qu'il restait de petits globules d'argent dans les cavités de la coupelle, lorsque celle-ci était corrodée par l'essai.

Voulant nous rendre compte de l'importance des pertes pouvant résulter de ce fait, nous avons soigneusement gratté la surface de la coupelle, de manière à rassembler environ 0^{rs}500 de poudre renfermant tous ces petits grains d'argent. Cette poudre a été fondue au creuset de fer avec 15 grammes de litharge et le flux nécessaire, le culot obtenu a été coupellé.

Alliage soumis à la coupellation.	Argent retenu dans les cavités de la coupelle.	‰.
10 gr. Plomb.	a) 0,0004	0,40
0,100 Argent.	b) 0,0004	0,40
10 gr. Plomb.	c) 0,0004	0,40
0,100 Argent.		
0,100 Cuivre.	d) 0,0008	0,80
10 gr. Plomb.	e) 0,0015	1,50
0,100 Argent.		
0,500 Cuivre.	f) 0,0011	1,10

Les coupelles dont la surface avait été grattée, ont été broyées séparément et fondues au creuset de fer avec une addition de cinq grammes de litharge et les fondants nécessaires.

Les culots obtenus ont donné par coupellation les résultats suivants :

Alliage soumis à la coupellation.	Argent passé dans la coupelle.	‰.
10 gr. Plomb.	a) 0,0030	3,00
0,100 Argent.	b) 0,0024	2,40
10 gr. Plomb.	c) 0,0045	4,50
0,000 Argent.		
0,100 Cuivre.	d) 0,0058	5,80
10 gr. Plomb.	e) 0,0066	6,60
0,100 Argent.		
0,500 Cuivre.	f) 0,0060	6,00

Les différentes causes de perte d'argent à la coupellation, dans les conditions de nos essais, peuvent se résumer dans le tableau ci-dessous.

Alliage soumis à la coupellation.	Perte provenant de l'argent retenu dans les cavités de la coupelle. ‰	Perte par imbibition de la coupelle. ‰	Perte par volatilisation. ‰	Perte totale. ‰
10 gr. Plomb. (a)	0,40	3,00	0,80	4,20
0,100 Argent. (b)	0,40	2,40	0,20	4,00
10 gr. Plomb. (c)	0,40	4,50	1,10	7,00
0,100 Argent				
0,100 Cuivre. (d)	0,80	5,80	néant	6,60
10 gr. Plomb. (e)	1,50	6,60	1,70	9,80
0,100 Argent.				
0,500 Cuivre. (f)	1,10	6,00	2,10	0,20

**Méthodes d'essai et d'analyses en usage au Witwatersrand
dans l'exploitation des mines d'or.**

Par le Dr J. LOEVY,

Chimiste-essayeur et métallurgiste, à Johannesburg.

BROYAGE DES ÉCHANTILLONS.

En l'année 1893, lorsque le nombre des échantillons à traiter dans mon laboratoire s'élevait à 400 ou 500 par mois, j'appliquai pour la première fois à titre d'essai des broyeurs à boulets et à meules, actionnés par un moteur à gaz. Mais je trouvai bientôt que ces appareils de broyage, bien que très convenables pour le traitement de grandes quantités d'un même échantillon, présentent des inconvénients de toute nature quand il s'agit du broyage d'un grand nombre de petits échantillons tels qu'ils sont livrés généralement au laboratoire en vue de l'analyse. La grande difficulté que présente l'emploi dans ce but de broyeurs à boulets est le travail considérable et compliqué, ainsi que la perte de temps qu'exige le nettoyage radical du moulin lui-même et les boulets qu'il renferme et l'enlèvement des dernières traces du minerai broyé. Quand le laboratoire reçoit un lot de 100 échantillons ou davantage, provenant de mines différentes, il s'en trouve naturellement dans le nombre beaucoup de très riches, avec une teneur en or

dépassant souvent 3000 grammes par tonne et, d'autre part, il y en a qui ne contiennent que quelques grammes ou fractions de gramme par tonne. Le danger qu'un échantillon pauvre ne soit faussé, c'est-à-dire enrichi par son mélange avec un minerai plus riche, précédemment broyé dans le même moulin, est très grand et ne peut être évité que très difficilement, comme je m'en suis plusieurs fois convaincu, même avec les plus grandes précautions. Ce danger est encore plus grand quand le broyeur est employé à la pulvérisation de scories et autres produits secondaires, qui contiennent jusqu'à 100 kil. d'or par tonne.

La même remarque s'applique aux machines à broyer de systèmes différents dont j'ai essayé plusieurs avec le même résultat non satisfaisant. Pour ces motifs, je suis revenu depuis des années à la méthode la plus simple qui, si primitive qu'elle soit, offre, d'après mon expérience, les garanties les plus sûres pour la constitution d'un échantillon digne de confiance et régulier : c'est le broyage à la main à l'aide d'un mortier et d'un pilon en fer. Les échantillons de minerai, quand ils sont constitués par de gros morceaux, sont réduits au casse-pierres en morceaux de la grosseur d'une noix, puis réduits en poudre dans un mortier de fer et criblés dans un tamis présentant 372 mailles par centimètre carré. Ce qui reste sur le tamis est broyé sur une table en fonte placée horizontalement, au moyen d'un pilon de fer à large surface convexe, jusqu'à la finesse permettant son passage à travers le dit tamis. La totalité du minerai ainsi tamisé est encore une fois radicalement mélangé et finalement, au moyen de fractionnements successifs, on constitue un échantillon moyen pesant environ 1 kil. Un personnel bien dressé peut aisément de cette manière, avec trois mortiers en fer, fractionner et préparer pour l'analyse, en une journée de travail de 8 heures, 30 échantillons de minerai pesant habituellement 2 à 3 kil. chacun. La dépense supplémentaire de temps et de travail exigée par ce procédé par comparaison avec le fractionnement mécanique, se trouve largement compensée par la certitude d'avoir obtenu un échantillon moyen représentant, en toute sécurité, la valeur réelle du minerai livré.

MÉTHODES D'ESSAI ET D'ANALYSES.

Les minerais d'or du Witwatersrand ont une constitution chimique extrêmement simple. Les filons du conglomérat aurifère de la région du Rand se composent principalement, d'après leur constitution chimique, d'acide silicique et de silicates d'alumine avec 2 à 5 % de pyrites de fer. Ils contiennent en quantités minimes, sans influence dans la conduite de l'analyse et de l'extraction de l'or, de la pyrite de cuivre, du cobalt et du nickel, tandis que les combinaisons d'arsenic, d'anti-

moine, de plomb et de manganèse ne s'y rencontrent que très rarement et, dans ce cas, sous forme de trace seulement. De ce qui précède, il ressort que le dosage de l'or dans les minerais du Rand ne présente aucune difficulté et peut être effectué avec succès par les méthodes les plus simples. Au point de vue chimique, on peut diviser ces minerais en deux groupes : les minerais oxydés et les minerais pyriteux. Les premiers, provenant des niveaux supérieurs des mines, contiennent, suivant l'état de décomposition plus ou moins avancé des pyrites, une proportion plus ou moins grande d'oxyde de fer ; les derniers, provenant des niveaux profonds, contiennent le fer presque exclusivement à l'état de pyrites. Pour ces deux sortes de minerai, aussi bien, disons-le tout de suite ici, que pour les autres matières aurifères, le dosage de l'or s'effectue par voie sèche, dans la grande majorité des cas, au moyen de la méthode combinée de la fusion au creuset et de la coupellation ; la méthode par scorification ne s'emploie au contraire que dans des cas isolés mentionnés ci-dessous.

L'essai par fusion au creuset s'effectue suivant les principes généralement connus. Deux assaytons (1 assayton = 29^{gr}16) de l'échantillon pulvérisé comme il a été dit ci-dessus, sont mélangés avec 150 grammes de flux, on y ajoute la quantité de corps réducteur (charbon de bois ou crème de tartre) répondant à la nature du minerai ainsi que 30 milligrammes environ d'argent chimiquement pur, et le tout est fondu en observant les précautions nécessaires dans un creuset en terre réfractaire sur un feu de coke. Le flux que j'emploie se compose principalement de carbonate de soude anhydre, de borax et de litharge. La quantité et la nature de l'agent réducteur sont déterminées d'après la teneur en oxyde de fer ou en pyrites du minerai et doivent être réglées de telle sorte que le culot de plomb obtenu ait un poids de 25 à 40 grammes. Le culot de plomb obtenu après fusion est traité par coupellation et le bouton obtenu dans la coupelle est laminé et débarrassé de l'argent qu'il contient par les procédés ordinaires, au moyen de traitements répétés dans l'acide azotique. L'or fin finalement obtenu est rassemblé dans un creuset et pesé après avoir été séché et porté au rouge. Il est toujours fait au moins deux essais sur chaque échantillon et leurs résultats doivent concorder. La mise au feu des creusets et des coupelles s'effectue d'après un système déterminé une fois pour toutes, qui rend impossible toute confusion entre les essais.

Les personnes du métier auront déjà remarqué que je fais une addition d'argent dans l'essai dès la mise en fusion au lieu de coupler le culot de plomb sans addition d'argent suivant l'usage adopté dans beaucoup de laboratoires, de peser le bouton obtenu et de l'allier pour

l'inquartation avec $2 \frac{1}{4}$ à 3 fois son poids d'argent. J'ai trouvé que ce procédé d'ajouter de l'argent dès la mise en fusion, employé chez moi aussi bien que dans beaucoup d'autres laboratoires d'essai, avait fait tout à fait ses preuves. Il présente sur l'alliage ultérieur d'un poids connu d'argent au bouton obtenu, l'avantage d'une grande économie de temps, de la simplification des manipulations, et par suite, de la diminution des causes d'erreurs. L'addition de 30 milligrammes d'argent au moment de la fusion suffit dans la plupart des cas puisqu'elle est suffisante pour une teneur d'or de 12 à 15 onces (372 à 465 grammes) par tonne de minerai. Si le bouton ne se désagrège pas, malgré cette addition d'argent, ainsi que ce sera le cas pour des échantillons contenant plus de 15 onces d'or par tonne, il doit naturellement être coupé à nouveau avec une quantité d'argent convenablement augmentée.

Examinons maintenant quel est le degré d'exactitude qui peut être obtenu au moyen d'une analyse par voie sèche de cette nature. Si la balance servant à peser le bouton possède une sensibilité de $\frac{1}{50}$ de milligramme, en employant un échantillon de 1 assayton, soit 29^{gr}16, 1 milligramme de l'or fin finalement obtenu = 1 once, soit 31^{gr}1 ou 20 dwts d'or fin par tonne de l'échantillon; 1 ton avoir du poids = 2000 lbs. Ou bien encore si l'or extrait de 1 assayton pèse $\frac{1}{50}$ de milligramme, la valeur de la matière échantillonnée représente 1 dwt (1^{gr}550) d'or fin par tonne. L'emploi de 2 ou 4 assaytons de la matière échantillonnée permet ainsi la détermination de $\frac{1}{2}$ ou $\frac{1}{4}$ dwt = 0^{gr}72 ou 0^{gr}36 d'or fin par tonne de minerai, précision absolument suffisante en toutes circonstances pour déterminer la valeur des minerais.

La méthode ci-dessus décrite s'applique aussi bien aux minerais oxydés qu'aux minerais pyriteux. Ce n'est que rarement qu'il est nécessaire, pour ces derniers, d'enlever préalablement le soufre au moyen d'un grillage; dans la plupart des cas, il suffit de modifier convenablement le flux, suivant la teneur en soufre de l'échantillon, par l'addition de litharge ou de fer métallique, pour obtenir une fusion irréprochable et un culot de plomb pur du poids nécessaire.

La détermination de l'or apparaît notablement plus difficile et compliquée dans les minerais réfractaires qui sont largement représentés dans les districts Nord du Transvaal (Lydenburgt, Middelburg, Murchison Range, Klein Letaba, etc.) et qui contiennent souvent des quantités importantes de cuivre, de cobalt, nickel, arsenic, antimoine, plomb et manganèse. Pour les échantillons de cette nature, en raison des risques considérables de pertes mécaniques, le grillage le plus souvent n'est pas employé ou bien il ne s'applique qu'avec de grandes difficultés. Comme, d'autre part, l'essai au creuset de ces minerais

réfractaires sans grillage préalable ne donnerait pas de résultats auxquels on puisse se fier, on doit dans beaucoup de cas recourir à la scorification qui, convenablement appliquée, conduit au résultat d'une manière satisfaisante. Supposant connues les particularités de cette méthode, je ferai seulement remarquer que pour des minerais réfractaires de la nature ci-dessus décrite, elle ne peut être évitée et est applicable avec succès dans beaucoup de cas où l'on ne pourrait se fier à l'essai par fusion au creuset.

CONCENTRÉS.

Ils représentent le minerai réduit à un petit volume par l'enlèvement plus ou moins complet des éléments sableux et contiennent toutes les combinaisons métalliques du minerai.

L'analyse ci-dessous montre la composition chimique des concentrés provenant du minerai de la Lancaster Gold Mining Co L^{ed} et qui peuvent être considérés comme caractéristiques pour la région Ouest du Rand.

*Analyse des concentrés de la Lancaster A. M. Co L^{ed},*D^r J. LOEVY.

Sable (quartz et silicate d'alumine)	38,13	} = 57,05 % pyrite FeS ² .
Fer	26,62	
Soufre	30,43	} = 0,00
Oxyde de fer	2,16	
Alumine	2,85	
Cobalt	0,08	
Nickel	traces	
Arsenic	} 0,00	
Plomb		
Antimoine		
	100,27	
Or fin par 1000 kil.	1306,6 gr. = 0,1306 %.	

La teneur en pyrite de fer, qui est seulement de 57,0 % dans l'échantillon ci-dessus, peut s'élever, suivant la perfection de la concentration, jusqu'à 70 et 80 %. Pour procéder au dosage de l'or d'une matière aussi riche en soufre, ce qui est le cas de la plupart des concentrés, l'enlèvement du soufre par un grillage radical est nécessaire. Cette opération doit être conduite avec les plus grandes précautions afin d'éviter des pertes d'or mécaniques. Dans mon laboratoire elle est exécutée de la manière suivante : la matière à essayer est étendue en une couche aussi mince que possible, dans une plaque de grillage

de forme oblongue revêtue de graphite, et la plaque ainsi garnie est placée dans le moufle froid d'un fourneau à coupelle chauffé au gaz. Le moufle est ensuite chauffé peu à peu au moyen de becs de Bunsen placés au-dessous de lui et la température est élevée lentement et avec soin jusqu'au rouge vif. Après une exposition de $1/2$ à $3/4$ d'heure au rouge vif, l'échantillon est sorti du moufle, agité à fond avec une baguette de verre après refroidissement complet, puis replacé dans le moufle entre temps refroidi et dont la température est de nouveau graduellement portée au rouge vif. Après que ces opérations ont été répétées de deux à quatre fois, suivant la quantité de soufre contenue, l'échantillon est grillé à fond au bout de $1\ 1/2$ à $2\ 1/2$ heures. Il est alors extrait du moufle et, après refroidissement parfait, enlevé de sa plaque; cette dernière, pour en détacher les dernières traces de la matière grillée, est nettoyée à diverses reprises avec de la soude calcinée.

Le surplus du traitement de l'échantillon est analogue à celui décrit ci-dessus pour les minerais oxydés, mais avec les précautions et modifications suivantes nécessaires pour obtenir le maximum d'exactitude :

1° La prise d'essai, avant d'être mélangée au flux, est mêlée le plus intimement possible au corps réducteur.

2° Aussitôt que dans le procédé par fusion le mélange du creuset a cessé de bouillonner et s'écoule d'une manière absolument tranquille, on y ajoute encore environ 30 grammes d'un mélange du corps réducteur, de soude et de litharge; le creuset est encore laissé au feu pendant 10 à 15 autres minutes jusqu'à ce que l'on obtienne la fusion tranquille de la masse, qui est alors versée hors du creuset. Par ce lessivage supplémentaire de la scorie, les petites particules d'or qui pourraient se trouver encore en suspension dans la masse en fusion sont entraînées au fond et réunies dans le culot de plomb, et on peut être certain d'obtenir une scorie dépouillée de tout son or, en appliquant convenablement ces mesures, que je considère aussi comme nécessaires pour l'essai des tailings, des slimes et de beaucoup d'autres matières.

3° Pour éviter une recouppellation du bouton, on cherche la teneur approximative en or de l'échantillon, au moyen d'un essai par scorification portant sur 5 à 10 grammes de matière et l'on détermine d'après le poids trouvé, la quantité d'argent qui doit être ajoutée pour l'inquartation à l'échantillon, pour procéder à l'essai au creuset.

J'ai décrit l'opération du grillage dans tous ses détails, parce que le succès de l'analyse dépend de la régularité de son exécution afin d'éviter les pertes, qui se produisent toujours si la matière à griller n'est pas chauffée progressivement, mais placée brusquement dans le

moufle déjà chaud. Si l'on n'a pas à sa disposition un moufle à gaz et que l'on doive recourir à un moufle chauffé au charbon ou au coke, l'enfournement dans le moufle froid et l'élévation progressive de la température est plus difficile. Dans ce cas, la matière à griller est convenablement étendue sur la sole du grillage entre deux couches de sable pur; le grillage demande alors plus de temps, mais, d'autre part, les pertes par projections peuvent être évitées.

Les concentrés provenant des minerais réfractaires ci-dessus mentionnés contiennent naturellement, ainsi que le montre l'analyse ci-dessous, une forte proportion des combinaisons métalliques existant dans le minerai primitif (arsenic, antimoine, cuivre, manganèse, etc.) et qui augmentent considérablement la difficulté de la détermination de l'or.

Analyse de concentrés de la Birthday Gold M. C^o Murchison Rang,

D^r J. LEVY.

	%
Sable (quartz et silicate d'alumine)	35,50
Fer.	29,99
Soufre.	11,72
Alumine.	3,39
Arsenic	15,97
Plomb.	1,32
Antimoine	1,98

Total. 99,87

Or fin, par 1000 kil. 3401 gr. = 0,3401 ‰.

Pour des concentrés de ce genre l'essai au creuset ne présente aucune sécurité et la méthode de scorification mérite la préférence, par comparaison, dans la plupart des cas, d'autant plus que son application est facilitée par la haute teneur en or de la matière, cette haute teneur permettant l'emploi d'une quantité d'échantillon moindre (10 à 15 grammes) pour une analyse. La conduite adoptée dans mon laboratoire pour des produits réfractaires de ce genre consiste à soumettre l'échantillon à trois traitements d'essais différents, savoir :

- 1^o L'essai au creuset sans grillage préalable;
- 2^o L'essai au creuset avec grillage préalable;
- 3^o L'essai par scorification.

La méthode indiquant les résultats les plus élevés est considérée comme faisant foi. Me basant sur de nombreuses expériences, je puis constater que c'est presque toujours la méthode par scorification qui,

pour la sorte de concentrés ci-dessus spécifiés, ainsi que pour les produits secondaires qui seront mentionnés ci-dessous, fournit les résultats les plus sûrs, les plus élevés et les plus concordants.

Avec aucune de ces méthodes on ne peut se soustraire à l'analyse des scories obtenues, dans le but de déterminer la quantité d'or qu'elles peuvent éventuellement contenir.

RÉSIDUS D'AMALGAMATION, SLIMES, RÉSIDUS DE LIXIVIATION.

Tailings, slimes, résidus. — La difficulté que présente la détermination de l'or dans ces produits résulte de leur faible teneur en or qui, pour les tailings, dépasse rarement 6 dwts (9^{gr}3) par tonne, pendant que pour les slimes et les résidus elle se meut entre quelques grains et 2 à 5 dwts par tonne (0^{gr}06 à 3 et 8 grammes).

L'exactitude absolument nécessaire dans le dosage de l'or de ces substances, ne peut être obtenue qu'en soumettant à l'analyse les plus grandes quantités possibles des matières à essayer. On emploie donc au moins 12 assaytons (de 29.16 grammes) pour chaque analyse; ils sont fondus dans 4 creusets dont chacun reçoit 3 assaytons de matière. La fusion s'effectue avec la quantité de flux correspondante, avec le « lessivage de la scorie » déjà décrit, et avec application d'une quantité telle du corps réducteur (charbon de bois ou crème de tartre) que chacun des 4 lots à fondre contenant 3 assaytons de matière à analyser, produise un culot de plomb pesant 60 grammes au minimum et 100 grammes au maximum. Les 4 culots de plomb provenant d'un essai sont coupelés isolément (leur concentration par scorification peut aisément donner lieu à des pertes) et les 4 boutons obtenus sont traités ensemble par l'acide azotique.

L'emploi pour un essai de 12 assaytons de la matière à analyser permet, en recourant à une balance de précision au $\frac{1}{20}$ de milligramme, la détermination exacte de 0^{gr}12 d'or par tonne. Si l'on prend, ainsi que cela est souvent nécessaire pour les résidus de slimes, 16 à 20 assaytons de matières pour une pesée, l'exactitude du résultat s'élève jusqu'à quelques centigrammes par tonne.

Je désire faire remarquer en particulier que les sels d'or solubles, tels qu'ils se présentent toujours sous la forme de cyanures doublés dans les slimes et dans les solutions cyanurées aurifères mentionnées ci-dessous, sont entièrement réduits par l'essai au feu et que l'or qu'ils contiennent passe sans perte à l'état métallique dans le culot de plomb. Sous l'impression de certaines objections qui furent formulées à diverses reprises sur ce point important, j'ai entrepris en juin 1898 une série d'expériences que je désire décrire ici brièvement : 100 à 105 grammes d'or chimiquement pur furent dissous dans l'eau régale,

l'acide fut évaporé, le résidu repris par l'eau et la solution ainsi obtenue évaporée à sec dans une capsule en porcelaine avec 50 grammes de kieselguhr et séchée encore pendant 3 heures à la température de 110 degrés centigrades. La matière contenant alors une quantité d'or exactement connue, fut alors retirée de la capsule en porcelaine, mélangée avec un flux de soude, litharge, borax et crème de tartre, et soumise, dans la forme connue, en un creuset découvert à l'essai combiné par fusion au creuset et coupellation. Dans deux expériences j'employai au lieu de chlorure d'or, un chlorure double d'or et de sodium, préparé par moi-même spécialement dans ce but.

Les essais donnèrent les résultats suivants :

	Or employé.	Or recouvré par l'essai au feu.
Essai 1	103,70 milligrammes.	101,36 = 97,7 %
" 2	104,00 "	102,23 = 98,3 "
" 3	105,20 "	103,20 = 98,1 "
" 4	102,30 "	100,15 = 97,9 "
" 5	102,76 "	98,50 = 95,8 "
" 6	102,70 "	100,95 = 98,3 "

Ces résultats démontrent absolument le défaut de consistance des objections élevées à diverses reprises contre la sûreté des essais au feu, en présence de sels d'or solubles, surtout si l'on considère que mes expériences ont été réalisées dans des conditions très défavorables, la finesse du kieselguhr employé rendant inévitable, malgré toutes les précautions, une certaine perte d'or du fait de la pulvérisation. J'affirme sans restrictions qu'un essai au feu, exécuté suivant les règles de l'art, recouvre au moins 98 % de l'or existant dans la matière à essayer sous quelque forme qu'il se trouve. Si l'on obtient de moins bons résultats, la faute n'en est pas à la méthode elle-même, mais à son exécution imparfaite, non conforme aux règles de l'art.

PRODUITS SECONDAIRES.

Les produits secondaires les plus importants obtenus par l'application des différents procédés d'extraction de l'or sont : les scories, les boues des anodes dans le procédé Siemens (combinaison du bleu de Prusse) et les creusets de fusion en graphite. Ils présentent tous une haute teneur en or et permettent, par suite, l'emploi d'une petite quantité de matière pour le dosage du métal noble. Quant à ce dosage il est souvent entouré de grandes difficultés, d'une part, en raison de la répartition le plus souvent très irrégulière de l'or dans cette matière. Dans les produits secondaires de cette sorte, il est aisé de comprendre que l'or ne se trouve pas à l'état de fine division, mais souvent sous

la forme de grains, et le chimiste doit par conséquent porter son attention sur la composition d'un échantillon homogène.

Souvent le tamisage retient une certaine quantité de particules métalliques contenant de l'or, qui se sont trouvées aplaties dans le mortier et ne peuvent, pour cette raison, passer à travers les mailles du tamis. Dans des cas semblables, il ne reste rien autre à faire que de réunir soigneusement ces particules, les essayer séparément et d'ajouter le résultat obtenu à la teneur constatée pour la partie passée au tamis. Pour s'orienter, on procédera à une analyse qualitative de la matière à essayer, quand on en aura le temps, pour obtenir ainsi des indications importantes sur la méthode à choisir et les additions à employer. Parfois aussi un traitement préalable par l'acide chlorhydrique ou azotique est indiqué, dans le but d'enlever les quantités importantes de métaux gênants (zinc, fer, etc.). D'ailleurs ces produits sont toujours essayés au moyen de trois méthodes différentes ainsi qu'il est indiqué précédemment, et le résultat le plus élevé est toujours considéré comme faisant foi; ici encore c'est presque toujours la méthode par scorification qui fournit les résultats les plus concordants et les plus élevés.

BULLION.

La composition chimique de l'or brut (bullion) dépend du procédé d'extraction au moyen duquel il a été obtenu et, suivant ce procédé, varient également les méthodes usitées pour la détermination de l'or fin. De beaucoup la plus grande partie de l'or du Witwatersrand est obtenue par le procédé de l'amalgamation (or du moulin) et cet or est habituellement très fin; il se compose principalement, ainsi que le montrent les analyses ci-dessous d'or et d'argent avec quelques centièmes de cuivre et seulement de très faibles quantités d'autres métaux (cobalt, nickel, zinc, fer).

*Analyses d'or du moulin des mines du Witwatersrand.*D^r J. LEVY.

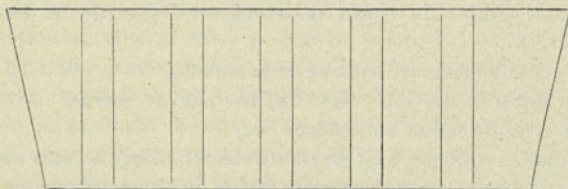
	Geldenhuis Estate. %	May Consolidated. %	Lancaster (Botha). %	Rodepoort United main Reef. %
Or	86,58	88,40	91,20	97,00
Argent . . .	12,54	11,34	8,18	2,98
Cuivre . . .	0,86	0,21	0,52	0,00
Fer	0,02	0,05	0,10	0,02
Cobalt . . .	0,00	0,00	traces	0,00
Nickel . . .	0,00	0,00	traces	0,00
Zinc	0,00	0,00	0,00	0,00
	100,00	100,00	100,00	100,00

La même remarque s'applique à l'or obtenu par le procédé Siemens, qui possède habituellement une teneur de finesse de 890 à 900 et, abstraction faite de petites quantités de plomb et de cuivre, est exempt d'autres métaux. Pendant donc que la détermination de la teneur en or fin de ces deux sortes de « bullion » n'offre aucune espèce de difficulté, elle exige des mesures de précautions spéciales et certaines modifications des méthodes usitées quand il s'agit de « bullion » d'or obtenu par le procédé Mac Arthur Forrest, au moyen de précipitation par le zinc des lessives de cyanures. L'or obtenu par ce procédé présente habituellement une teneur inférieure en or fin (600 à 700) et contient des quantités importantes de métaux étrangers comme le zinc, le plomb, le fer et le cuivre. Une autre circonstance à considérer dans l'analyse de ce « bullion », c'est que les barres n'ont pas une composition homogène et montrent par suite une teneur en or fin différente en des endroits différents. Pour cette raison, dans l'exécution de l'analyse, l'attention doit principalement se porter sur l'obtention d'une prise d'échantillon régulière et ce résultat ne peut pas être obtenu, ainsi que l'a démontré l'expérience, par la prise de plusieurs échantillons en des endroits différents de la barre, mais seulement par le puisage d'un échantillon dans la masse du métal fondu. A l'appui de ces dires, je reproduis un cas communiqué par Clifford W. Lee. Il s'agit là de deux barres d'or obtenues par le procédé au zinc, dont la teneur en or fin a été obtenue comme suit, au moyen de différentes prises d'essai :

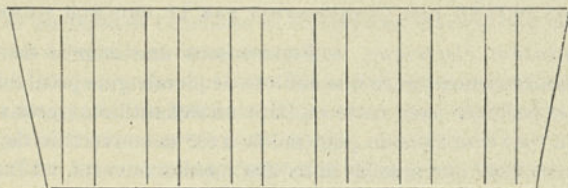
	Barre n° 1. Teneur en or fin.	Barre n° 2. Teneur en or fin.
Essai sur l'échantillon prélevé dans la masse fondue	567,0	399,0
Essai sur l'échantillon obtenu par forage à la mèche, teneur moyenne de 15 échantillons prélevés au foret en différents endroits de la barre .	<u>562,5</u>	<u>398,6</u>
Différence en faveur de l'essai sur échantillon prélevé dans la masse fondue.	4,5	0,4

Le dessin ci-contre met en lumière la répartition irrégulière de l'or dans chacune des deux barres. Les petits cercles indiquent les endroits où les échantillons ont été prélevés au moyen du foret ; les chiffres placés à côté des cercles indiquent la teneur en or fin obtenue dans l'échantillon.

556	559	575	558	553
○	○	○	○	○
558	558	580	562	559
○	○	○	○	○
552	572	576	563	559
○	○	○	○	○



394	398	397	401	399	395
○	○	○	○	○	○
395	398	401	401	398	395
393	397	403	410	397	391
○	○	○	○	○	○
392	397	415	400	397	390
396	397	404	405	399	396
○	○	○	○	○	○
384	392	406	414	399	390



Les chiffres en italique indiquent le titre des prises sur la partie inférieure de la barre.

Pour la teneur en or fin des différentes natures de « bullion », il a été déterminé, à la requête de la Chambre des Mines de Johannesburg, par une Commission de chimistes de Johannesburg, des méthodes spéciales que je reproduis littéralement ci-après :

Essai du bullion.

4. METHODE TYPE POUR FONDRE ET PRENDRE LES ÉCHANTILLONS.

Or du moulin. — 1. L'or extrait de l'amalgame par évaporation du mercure dans une cornue doit être fondu dans des creusets de plombagine permettant l'accès de l'air.

2. Il faut ajouter du borax pour enlever les oxydes et les autres impuretés.

3. La scorie formée est enlevée de la surface

4. Les sulfures doivent être oxydés par le nitrate de potasse (mêlé avec du borax en poudre).

5. Quand les sulfures sont oxydés et le fer enlevé à l'état de scorie, épaissir la scorie avec du verre pulvérisé ou en petits fragments et l'enlever avec une écumoire (répéter quatre ou cinq fois s'il est nécessaire).

6. Couvrir avec du borax fondu et agiter vigoureusement, si l'on préfère prélever l'échantillon dans la masse fondue par la méthode de plongée, prendre l'échantillon protégé par une couche de borax, le jeter toujours sous le borax dans un moule convenable.

7. Si l'échantillonnage par plongée n'est pas employé, couvrir avec du charbon de bois et agiter vigoureusement.

8. Refroidir à la température convenable pour couler et verser dans des moules chauds, frottés à l'huile, de noir de fumée ou de graisse, fermés de préférence.

9. Échantillonner au moyen de fragments prélevés à un angle supérieur de la barre et à l'angle inférieur diagonalement opposé, ou au moyen de forages à la mèche traversant la barre de part en part.

BULLION OBTENU PAR CYANURATION PAR LE PROCÉDÉ SIEMENS.

Précipitation électrique. — Fondre sous une couche de borax, agiter vigoureusement avec une cuillère de plombagine préalablement chauffée et prélever avec cette cuillère un échantillon (recouvert de borax) qui est versé dans un petit moule avec sa couverture de borax. Verser aussi froid que possible dans des moules ouverts, vu l'affinage rapide de cet or à la surface, par l'oxydation du plomb qu'il contient,

les couches supérieures en contact avec l'air (c'est-à-dire si elles ne sont pas recouvertes de borax) arrivent rapidement à quelques points du degré maximum de fin. Il est par conséquent absolument nécessaire, en échantillonnant cet or, de le couvrir avec du borax fondu, d'agiter ensuite et de prendre un échantillon dans la masse (sous une couche de borax) pour obtenir des résultats dignes de confiance.

L'or provenant de la chloruration peut être traité de la même manière que l'or de coupellation obtenu par le procédé Siemens.

BULLION OBTENU PAR CYANURATION PAR LE PROCÉDÉ
MAC ARTHUR FORREST.

Précipitation au zinc. — Il est expressément recommandé que :

1° Les barres soient obtenues aussi pures que possible et exemptes de zinc, de fer et de sulfures. En fondant le zinc aurifère obtenu par la précipitation au zinc, il est à propos de faire un mélange de borax fondu, 5 parties, carbonate de soude, 1 partie, spath fluor, 1 partie.

2° Après l'oxydation des sulfures et l'enlèvement de la scorie, il faut verser du borax fondu en couverture sur toute la surface du bullion fondu et remuer vigoureusement ce dernier avec un agitateur de plombagine préalablement chauffé (découpé à la scie dans un vieux creuset de plombagine) à l'extrémité duquel on donne, à la scie, une forme concave.

Lorsque le métal fondu est tranquille et que la scorie tout entière est montée à la surface, un ou plusieurs échantillons sont prélevés dans la masse avec la cuillère de plombagine ainsi constituée et les échantillons de métal, recouverts de borax, sont versés dans un moule convenable. Après refroidissement, le borax est soigneusement enlevé de l'échantillon et ce dernier préparé pour l'essai par une subdivision convenable. Le bullion fondu est versé, à une température convenable, dans des moules ouverts et le borax formant couverture, enlevé à la manière habituelle.

La température des moules au moment de la coulée ne doit pas dépasser 300 degrés centigrades.

Une méthode type pour faire les essais.

1. Les surfaces de l'enclume et du marteau doivent être maintenues exemptes de rouille et demeurer polies.

2. Les laminoirs doivent être de la meilleure fabrication, connue sous la désignation de laminoirs de précision pour bijoutiers (et doivent être spécialement réservés à cet usage), exempts de rouille, polis et bien huilés. En aucun cas, on ne doit faire passer dans ces laminoirs autre chose que des baguettes aplaties et recuites.

3. Les balances et les poids doivent être réglés et vérifiés au moins tous les six mois.

4. Les seules coupelles qui doivent être employées sont les coupelles françaises (de Deleuil), à la fabrication régulière desquelles on peut mieux se fier qu'à celle de tous les produits similaires pour l'essai du bullion.

5. L'or pour les essais du contrôle.

On ne doit faire usage que de l'or chimiquement pur que l'on peut se procurer :

- 1° A la monnaie d'Etat, à Prétoria;
- 2° Chez F. Claudet, à Londres;
- 3° Chez Johnson, Mathey et C^o, à Londres;
- 4° Chez Johnson et Sons, à Londres.

Il doit être certifié que cet or ne contient pas plus d'une partie d'impuretés pour 10.000 parties d'or; pour cet essai ne pas prendre moins de 10 grammes d'or, les dissoudre à froid et dans l'obscurité, dans de l'eau régale diluée, dans une cornue très propre fermée par un bouchon de verre, les vapeurs traversant un appareil de lavage contenant des fragments de verre humidifiés; on recherche dans la solution les traces d'argent, de fer, de cuivre, de plomb, de platine, d'iridium, en prenant toutes précautions pour assurer l'exactitude.

6. La quantité d'or ou de bullion à prendre pour l'essai doit être de 1000 parties, c'est-à-dire un demi-gramme.

7. La quantité de plomb à prendre pour la coupellation avec un demi-gramme d'or brut :

a)	Pour un degré de fin (or et argent) de 950 . . .	2 gr. de plomb.
b)	Id. id. 900 . . .	4 id.
c)	Id. id. 800 . . .	6 id.
d)	Id. id. 700 . . .	8 id.
e)	Id. id. 600 . . .	10 id.
f)	Id. id. 100 à 500 .	12 id.

8. Les échantillons de l'or ayant un degré de fin inférieur à 700 (*d*, *e*, *f*, dans la liste précédente) doivent être scorifiés pour l'enlèvement du zinc, du fer, etc., et la coupellation doit se faire en même temps que les essais de contrôle.

9. L'appareil de platine doit être employé de préférence complet avec 9 coupes ou dés de séparation.

10. Des essais préliminaires doivent être faits pour s'assurer du degré de fin à titre d'essai comparatif. Quelques fragments d'or fin, additionnés de quantités connues de cuivre, d'argent et de plomb égales au poids trouvé pour ces métaux dans l'essai du bullion, doivent être

coupelles, scorifiés, s'il est nécessaire, et séparés d'après les mêmes conditions que pour l'essai du bullion. Un de ces fragments d'or fin doit être traité pour deux de bullion et on doit faire dans chaque cas les corrections nécessaires en plus ou en moins.

11. Les lames d'or et d'argent doivent être finalement tout à fait minces, être refroidies, nettoyées de toute trace de cendre d'os, laminées, recuites, roulées jusqu'à ce qu'elles atteignent une épaisseur de $\frac{1}{3}$ millimètre — exactement 0,0141 inches — disons : 3 inches de long sur $\frac{3}{8}$ inches de large, puis recuites une seconde fois et roulées en cornets.

12. *Ébullition.* — a) Il faut se servir de l'acide nitrique à trois degrés de force différents, exempt de vapeurs nitreuses, de chlore et de fer.

Degré du premier acide.	1,20 sp. gr.
Degré du deuxième acide	1,30 "
Degré du troisième acide	1,30 "

b) *Durée de l'ébullition.* Dans le premier acide, jusqu'à ce que toutes les petites bulles aient disparu, puis laver les cornets dans de l'eau distillée bouillante avant de porter de nouveau à l'ébullition.

Dans le deuxième acide, 10 minutes d'ébullition.

Dans le troisième acide, id. id.

Laver les cornets dans de l'eau distillée, bouillante jusqu'à ce qu'elle soit exempte d'acide; sécher, recuire, refroidir et peser les cornets, puis noter les poids de l'or de la matière d'essai et des essais de contrôle.

Deuxième traitement. — Mélanger de nouveau les cornets avec deux fois et demie leur poids d'argent, 5-10 millièmes de fil de cuivre et 2 grammes de plomb, coupeller à nouveau, laminier, recuire, rouler et séparer comme ci-dessus. (Le cuivre est ajouté pour empêcher le rochage du bouton après coupellation.)

Sécher, recuire, refroidir et peser les cornets, puis noter les poids de l'or de l'échantillon et celui des essais de contrôle. Si la différence entre la première et la deuxième extraction se trouve plus grande dans les échantillons que dans les témoins, cela indique la présence de platine, avec ou sans palladium. Dans ce cas, la surcharge en moins obtenue dans la seconde extraction doit être ajoutée au résultat de la deuxième extraction d'or du bullion, afin d'obtenir le résultat vrai. Si à un moment quelconque on trouve qu'il n'y a pas de métaux contenant du platine dans le bullion, on peut se passer du deuxième traitement.

Note à propos de la coupellation.

Trois coupelles seulement doivent être sur une ligne courbe dans le moufle et pas plus de neuf ne doivent être coupellées en même temps.

L'ordre de toutes les opérations, y compris l'ébullition, doit être invariable.

Un poids d'échantillon de 3 grammes au moins doit être conservé en vue d'un contre-essai. Les résultats doivent être ramenés à l'unité entière ou moitié d'unité immédiatement au-dessous du résultat trouvé, ainsi : 885,9 est porté pour 885,5 ; 885,5 pour 885.

Dosage de l'or dans les solutions de cyanures.

La méthode la plus usitée et la plus sûre pour la détermination de la teneur en or des solutions cyanurées est la suivante : 1000 cc. de solution sont concentrés au bain-marie dans une capsule de porcelaine, puis versés dans une capsule, faite d'une mince feuille de plomb pur, et évaporés dans cette capsule avec addition de litharge, jusqu'à dessiccation. La capsule de plomb avec le résidu est séchée pendant une heure environ entre 100 et 110° C. et le tout est fondu dans un creuset à la manière ordinaire avec un flux (borax, litharge, soude, corps réducteur et argent). Avant de verser, la scorie est lessivée deux fois de la manière déjà décrite, avec de la soude, de la litharge et un corps réducteur. Le culot de plomb est coupellé et le bouton traité par l'acide azotique comme il a été dit. Un essai de ce genre exécuté avec 1000 c.c. = 34,3 assaytons permet, avec une balance sensible au $\frac{1}{50}$ de milligramme, la détermination exacte de 0^{sr}042 d'or par tonne de la solution soumise à l'analyse. Il convient de mentionner que les balances employées dans beaucoup de laboratoires du Rand, possèdent une sensibilité de $\frac{1}{50}$ milligramme sous une charge maxima de 2 grammes.

INDEX BIBLIOGRAPHIQUE.

- BERINGER. — A text book of Assaying. — London, Charles Griffin Ltd, Exeter street, strand.
- BROWN. — Manual of assaying. — Chicago, E. H. Sargent et Co, 143-145. Lake St. — London, E. F. N. Spon Ltd, 125, strand.
- L. CAMPREDON. — Guide pratique du chimiste-métallurgiste et de l'essayeur. — Paris, Baudry et Co, éditeurs, 15, rue des Saints-Pères.
- Dr J. LÉVY. — Méthodes d'essai et d'analyse en usage au Witwatersrand dans l'exploitation des mines d'or. — Congrès des Mines et de la Métallurgie, Paris 1900.
- EUG. PROST et R. BOVEROULLE. — Etude comparée du dosage de l'argent dans les galènes riches par fonte plumbeuse et par scorification. — Liège, *Revue universelle des Mines et de la Métallurgie*, 55, rue des Champs, 1901, novembre, pages 221 à 224.
- EUG. PROST. — Sur les causes de perte dans le dosage de l'argent par fonte plumbeuse et coupellation. — Liège, *Revue universelle des Mines et de la Métallurgie*, 55, rue des Champs, 1901, septembre, pages 354 à 360.
- A. RICHE. — L'Art de l'Essayeur. — Paris, J. B. Baillièrre et fils, 19, rue Hautefeuille.
-

TABLE DES MATIÈRES

	Pages.
Avant-propos	1
Chapitre I. — Matériel nécessaire à l'essayeur	2
" II. — Réactifs et essai des réactifs	11
" III. — Minerais d'argent et d'or	15
" IV. — Prélèvement et préparation des échantillons.	18
" V. — Essai des minerais pour or et pour argent.	21
" VI. — Tableaux de résultats	48
" VII. — Annexes	61

COMPTOIR GÉOLOGIQUE ET MINÉRALOGIQUE

ALEXANDRE STUER

4, Rue de Castellane — PARIS

Matériel de Prospection

Tableau donnant le poids d'or (1) correspondant au diamètre du bouton et la Teneur, en grammes, qui en résulte pour la tonne de minerai de 1000 kilos.

DIAMÈTRE en millimètres	POIDS en milligrammes	Teneur en grammes à la tonne de 1.000 kilog. pour une prise d'essai de :		DIAMÈTRE en millimètres	POIDS en milligrammes	Teneur en grammes à la tonne de 1000 kilog. pour une prise d'essai de :	
		30 grammes	50 grammes			30 grammes	50 grammes
0,15	0,03	1,00	0,60	0,61	2,18	72,66	43,60
0,16	0,04	1,33	0,80	0,62	2,29	76,33	45,80
0,17	0,05	1,66	1,00	0,63	2,40	80,00	48,00
0,18	0,06	2,00	1,20	0,64	2,52	84,00	50,40
0,19	0,07	2,33	1,40	0,65	2,64	88,00	52,80
0,20	0,08	2,66	1,60	0,66	2,77	92,33	56,40
0,21	0,09	3,00	1,80	0,67	2,90	96,66	58,00
0,22	0,10	3,33	2,00	0,68	3,03	101,00	60,60
0,23	0,11	3,66	2,20	0,69	3,16	105,33	63,20
0,24	0,13	4,33	2,60	0,70	3,30	110,00	66,00
0,25	0,15	5,00	3,00	0,71	3,44	114,66	68,80
0,26	0,17	5,66	3,40	0,72	3,60	120,00	72,00
0,27	0,19	6,33	3,80	0,73	3,74	124,66	74,80
0,28	0,21	7,00	4,20	0,74	3,90	130,00	78,00
0,29	0,23	7,66	4,60	0,75	4,06	135,33	81,20
0,30	0,26	8,66	5,20	0,76	4,22	140,66	84,40
0,31	0,29	9,66	5,80	0,77	4,39	146,33	87,80
0,32	0,31	10,33	6,20	0,78	4,57	152,33	91,20
0,33	0,34	11,33	6,80	0,79	4,75	158,33	95,00
0,34	0,37	12,33	7,40	0,80	4,93	164,33	98,60
0,35	0,41	13,66	8,20	0,81	5,11	170,33	102,20
0,36	0,45	15,00	9,00	0,82	5,31	177,00	106,20
0,37	0,49	16,33	9,80	0,83	5,50	183,33	110,00
0,38	0,53	17,66	10,60	0,84	5,70	190,00	114,00
0,39	0,57	19,00	11,40	0,85	5,91	197,00	118,20
0,40	0,61	20,33	12,20	0,86	6,12	204,00	122,40
0,41	0,66	22,00	13,20	0,87	6,34	211,33	126,80
0,42	0,71	23,66	14,20	0,88	6,56	218,66	131,20
0,43	0,76	25,33	15,20	0,89	6,79	226,33	135,80
0,44	0,82	27,33	16,40	0,90	7,02	234,00	140,40
0,45	0,88	29,33	17,60	0,91	7,26	241,00	145,20
0,46	0,94	31,33	18,80	0,92	7,50	250,00	150,00
0,47	1,00	33,33	20,00	0,93	7,74	258,00	154,80
0,48	1,06	35,33	21,20	0,94	8,00	266,66	160,00
0,49	1,13	37,66	22,60	0,95	8,26	275,33	165,20
0,50	1,20	40,00	24,00	0,96	8,52	284,00	170,40
0,51	1,28	42,66	25,60	0,97	8,79	293,00	175,80
0,52	1,36	45,30	27,20	0,98	9,06	302,00	181,20
0,53	1,43	47,66	28,60	0,99	9,34	311,33	186,80
0,54	1,51	50,33	30,20	1,00	9,63	321,00	193,20
0,55	1,60	53,33	32,00	1,01	9,92	330,66	198,40
0,56	1,70	56,66	34,00	1,02	10,22	340,66	204,40
0,57	1,78	59,33	35,60	1,03	10,51	350,66	210,40
0,58	1,88	62,66	37,60	1,04	10,83	361,00	216,60
0,59	1,98	66,00	39,60	1,05	11,15	371,66	223,00
0,60	2,08	69,33	41,60	1,06	11,47	382,33	229,40

(1) L'or s'entend : l'or brut (Bullion des Anglais) avec sa teneur habituelle en argent, c'est-à-dire tel qu'il est donné par la simple coupellation, après la fusion du minerai

Pour éviter des calculs fastidieux dans l'application de la formule (1), nous avons dressé une table donnant le poids du bouton correspondant à chaque diamètre. Dans la première colonne sont inscrits les diamètres, de centièmes en centièmes de millimètre, à partir de 0^m/_m15 jusqu'à 1^m/_m06.

La seconde colonne donne le poids absolu du bouton, en milligrammes et centièmes de milligramme. Enfin, puisque les essais ont toujours pour but de déterminer la teneur en or par tonne d'un minerai donné, on trouvera dans la 3^e colonne à combien de grammes par tonnes de 1.000 kil. correspond le poids du bouton. Nous avons même donné ce résultat pour les deux cas où on opérerait sur une prise d'essai de 30 ou 50 grammes, certains essayeurs ayant l'habitude de prendre, pour la fusion au creuset, tantôt 30 gr., tantôt 50 gr. de minerai.

La table va du diamètre de 0^m/_m15 jusqu'à 1^m/_m06 correspondant respectivement à des poids de 0^m/_m03 et 11^m/_m47, ce qui est suffisant et au delà dans un travail de prospection, car dans ce cas on n'a jamais affaire à des teneurs plus faibles ou plus fortes. La détermination de teneurs en dessous ou en dessus de ces limites n'a d'utilité que dans les usines de traitement et demande alors un degré d'exactitude que ne peut pas donner notre instrument.

L'examen seul de l'équation (1) montre que le degré d'exactitude pour le poids du bouton dépend infiniment plus de la précision avec laquelle on a déterminé le diamètre que de la densité du bouton, c'est-à-dire de la proportion d'argent qu'on lui a attribuée *a priori*. Un écart de 5 % dans cette teneur en argent donne une erreur généralement moindre qu'une différence de 1/100 de millimètres pour le diamètre. Les calculs de la table ont été établis sur la base d'une teneur en argent de 6 % qui peut être considérée comme une moyenne très générale dans les quartz aurifères.

Quant au diamètre, il est facile de voir, soit par l'équation (1), soit par la table, que plus le poids du bouton augmente plus la différence entre deux poids consécutifs est grande. Il en résulte que la détermination du poids du bouton n'est suffisamment exacte que jusqu'à un certain point, au-delà duquel il vaut mieux se servir d'une pesée directe sur une balance délicate. L'expérience nous a prouvé que c'est entre les diamètres de 0^m/_m25 et 0^m/_m80 que les données de la table offrent le plus grand degré d'exactitude. Il convient, en tout cas, de prendre le diamètre du bouton en plusieurs fois, c'est-à-dire en le plaçant dans différentes positions, et on adopte pour le diamètre la moyenne des diverses mesures trouvées.

N. B. — *Il est à noter que, l'exactitude de la table dépendant de la sphéricité plus ou moins parfaite du bouton, cette sphéricité est d'autant mieux obtenue que la coupellation aura été mieux et surtout plus rapidement conduite. Les boutons un peu gros ont naturellement une tendance à se présenter un peu aplatis, et ce fait confirme l'avantage au point de vue de l'exactitude d'opérer sur des boutons d'un poids moyen, comme il a été dit plus haut.*

Pour les teneurs de prises d'essais de 2 et de 10 grammes que comportent les essais aux fours Braly 1 et 2, on se servira du même tableau en faisant un petit calcul de rapports proportionnels par les parties aliquotes.

PRIX DU TABLEAU : 0.50

$$(1) P = \frac{\pi D^3 d.}{6}$$

48^e ANNÉE

REVUE UNIVERSELLE DES MINES

(SOCIÉTÉ ANONYME).

L'abonnement à la REVUE UNIVERSELLE DES MINES, ETC., comprend annuellement douze numéros paraissant tous les mois et formant chaque année quatre tomes in-8° de 300 à 350 pages chacun, accompagnés de 35 à 40 planches gravées et de figures dans le texte.

Prix de l'abonnement annuel : Paris et Liège, 35 fr.

Départements et Belgique (provinces) franco, 38 fr.

Union postale franco, 40 fr. — Un n° séparé, 4 fr.

Collection complète 1^{re} série (1857 à 1876 inclus), 500 fr.

" " 2^e série (1877 à 1887 inclus), 385 fr.

" " 3^e série (1888 à 1902 inclus), 525 fr.

La **REVUE** insère des **annonces exclusivement industrielles**, c'est-à-dire se rattachant directement aux mines, à la métallurgie, à l'industrie des chemins de fer, ainsi qu'aux sciences appliquées.

S'adresser à la direction à Paris ou à Liège pour en connaître le prix et les conditions.

ON S'ABONNE

À Paris, 124, boulevard St-Germain; à Liège, 35, rue des Champs

et chez les principaux libraires de l'étranger.