

Institut Royal Colonial Belge

Koninklijk Belgisch Koloniaal Instituut

SECTION
DES SCIENCES TECHNIQUES

SECTIE
VOOR TECHNISCHE WETENSCHAPPEN

Mémoires. — Collection in-8°.
Tome X, fasc. 2.

Verhandelingen. — Verzameling in-8°.
Boek X, afev. 2.

Étude du bilan métallurgique d'une usine de traitement pour minerais aurifères

PAR

A. PRIGOGINE

DOCTEUR EN SCIENCES,
CHEF DU SERVICE D'ÉTUDES METALLURGIQUES
DE LA COMPAGNIE MINIÈRE DES GRANDS LACS AFRICAINS.

Mémoire couronné au concours annuel de 1953.



Avenue Marnix, 25
BRUXELLES

Marnixlaan, 25
BRUSSEL

1954

PRIX : F 100
PRIJS:



Étude du bilan métallurgique
d'une usine de traitement
pour minerais aurifères

PAR

A. PRIGOGINE

DOCTEUR EN SCIENCES,
CHEF DU SERVICE D'ÉTUDES METALLURGIQUES
DE LA COMPAGNIE MINIÈRE DES GRANDS LACS AFRICAINS.

Mémoire couronné au concours annuel de 1953.

Mémoire présenté à la séance du 24 juillet 1953.

Étude du bilan métallurgique d'une usine de traitement pour minerais aurifères.

I. Introduction.

On constate quelquefois des divergences constantes et parfois considérables, entre la valeur du minerai fourni par la mine et les résultats obtenus à l'usine de traitement. Ces différences doivent être attribuées principalement aux difficultés de l'échantillonnage, à la fois à la mine et à l'usine, difficultés qui sont d'autant plus grandes que la teneur du minerai traité est faible et que la minéralisation est hétérogène.

Dans le but de rechercher les causes de ces divergences, examinons en détail les facteurs qui interviennent dans un tel bilan.

Considérons le cas spécial et particulièrement difficile, d'une usine traitant un minerai aurifère, possédant une section de débouillage, usine dont une partie importante de la production est récupérée sous forme d'amalgames ⁽¹⁾.

Soit Au_M et Au_U l'or respectivement fourni par la mine et l'or mis en évidence à l'usine. La différence relative entre les résultats obtenus, rapportée à Au_M , est alors :

$$\Delta = 1 - \frac{Au_U}{Au_M}. \quad (1)$$

Au_U est donné par la somme de l'or récolté à l'usine et de l'or perdu dans les tailings :

$$Au_U = Au_R + Au_T.$$

⁽¹⁾ C'est le cas de l'Usine de Kamituga de la Compagnie Minière des Grands Lacs Africains.

Dans le cas de Au_R , nous devons distinguer entre l'or récolté sous forme d'amalgames Au_A , l'or récolté sous forme de concentrés Au_C , l'or échappé au clean up normal $Au_{A'+C'}$ (mais recueilli ultérieurement lors d'un nettoyage complet des machines) et l'or soustrait Au_S (récupéré par l'usine mais perdu ensuite accidentellement ou disparu). Nous avons donc :

$$Au_R = Au_A + Au_C + Au_{A'+C'} + Au_S.$$

L'or contenu dans les concentrés est calculé par :

$$Au_C = T'_C(1 - h_C)t_C$$

où T'_C est le poids humide, h_C l'humidité et t_C la teneur.

Nous obtenons donc, en définitive, pour l'or récolté par l'usine :

$$Au_R = Au_A + T'_C(1 - h_C)t_C + Au_{A'+C'} + Au_S. \quad (2)$$

Passons à l'or perdu dans les tailings :

$$Au_T = (T_M - T_C)t_T$$

T_M étant le tonnage total du minerai sec, T_C le poids sec des concentrés, d'où :

$$Au_T = [T'_M(1 - h_M) - T'_C(1 - h_C)]t_T \quad (3)$$

T'_M est le tonnage total du minerai humide et h_M son humidité.

Généralement, le tonnage des concentrés est négligeable par rapport au tonnage total ⁽¹⁾. On peut alors simplifier (3) :

$$Au_T = T'_M(1 - h_M)t_T. \quad (3a)$$

Dans le cas d'une usine avec section de débouillage et

⁽¹⁾ A l'Usine de Kamituga, les concentrés représentent près de 0,03% du tonnage total.

section de broyage, nous devons considérer deux sorties de tailings. Nous avons :

$$\begin{aligned}
 T_M &= T_{T_b} + T_{T_D} \\
 Au_T &= Au_{T_b} + Au_{T_D} \\
 Au_T &= T_{T_b}t_{T_b} + T_{T_D}t_{T_D} \\
 Au_T &= T_{T_b}t_{T_b} + (T_M - T_{T_b})t_{T_D} \\
 Au_T &= T_{T_b}(t_{T_b} - t_{T_D}) + T_M t_{T_D}. \quad (4)
 \end{aligned}$$

Normalement, T_{T_b} est déterminé à l'aide d'une balance automatique qui donne le tonnage du minerai humide servant à l'alimentation de la section de broyage de l'usine. On obtient alors :

$$\begin{aligned}
 T_{T_b} &= T_B(1 - h_B) \\
 Au_T &= T_B(1 - h_B)(t_{T_b} - t_{T_D}) + T_M t_{T_D} \quad (4a)
 \end{aligned}$$

h_B étant l'humidité du minerai qui sert à l'alimentation de la section de broyage.

Enfin, passons à l'or fourni par la mine :

$$Au_M = T_M(1 - h_M)t_M$$

t_M étant la teneur du minerai.

Le plus souvent, ce tonnage est calculé à partir du nombre de wagonnets de minerai, le poids moyen des wagonnets remplis et le poids des wagonnets après déchargement :

$$T_M = a(\bar{W}_M - \bar{W}_0).$$

D'où :

$$Au_M = a(\bar{W}_M - \bar{W}_0)(1 - h_M)t_M. \quad (5)$$

Nous obtenons donc, en fin de compte, pour Δ :

$$\begin{aligned}
 \Delta &= 1 - \frac{Au_A + T'_C(1 - h_C)t_C + Au_{A'+C'} + Au_S}{a(\bar{W}_M - \bar{W}_0)(1 - h_M)t_M} + \\
 &\quad \frac{T'_B(1 - h_B)(t_{T_b} - t_{T_D}) + a(\bar{W}_M - \bar{W}_0)(1 - h_M)t_{T_D}}{a(\bar{W}_M - \bar{W}_0)(1 - h_M)t_M}. \quad (6)
 \end{aligned}$$

Il en résulte que Δ dépend de 15 grandeurs et qu'il faut effectuer 5 échantillonnages dont deux pour les teneurs et les humidités (t_M , h_M et t_c, h_c), deux pour les teneurs (t_{T_B} et t_{T_D}) seules et un pour l'humidité (h_B) seule (1).

Nous nous proposons donc d'étudier en détail l'influence de tous ces facteurs sur le résultat final du bilan, en vue de rechercher les moyens d'éviter ou de réduire les divergences.

II. Détermination des poids et des tonnages.

1. Amalgames (Au_A , $Au_{A'}$, Au_S).

Disons d'abord quelques mots sur la distillation du mercure et la fonte de l'or. Le mercure distillé contient 0,014 % d'or (2), ce qui est parfaitement négligeable. Un peu d'or passe dans les scories, lors de la fonte. De même, de petites quantités d'or restent dans le creuset. Nous pouvons estimer ces pertes à 0,1 — 0,2 %, mais cet or n'est pas perdu et il est facile de le récupérer.

Le prélèvement de l'échantillon pour la détermination du titre n'offre pas de difficultés spéciales (3). D'une façon identique, l'analyse des lingots peut être faite avec une très grande précision : l'écart probable d'une seule détermination du titre est voisin de 0,16 ‰ (4).

Les lingots sont finalement pesés sur une balance sensible à quelques décigrammes.

(1) En réalité, comme nous le verrons plus loin à la page 78, t_M résulte de 10 grandeurs, lorsqu'on détermine t_M à l'aide d'une usine-pilote.

(2) T. K. ROSE, *The Metallurgy of Gold*, Sixth edition, London, 1915, p. 200. Notons que nous avons obtenu un chiffre plus faible (0,005 %).

(3) Voir p. ex. T. K. ROSE et W. A. C. NEWMAN, *The Metallurgy of Gold*, Seventh edition, London, 1937, p. 515 ; E. E. BUGBEE, *A Textbook of Fire Assaying*, Third edition, New York, 1940, p. 221 ; E. A. SMITH, *The Sampling and Assay of the Precious Metals*, Second edition, 1947, p. 261.

(4) Cette valeur a été calculée en se basant sur 30 titres déterminés simultanément par la Soc. Gén. Mét. de Hoboken et par la « Garantie ».

De tout ceci, il résulte que la production de l'usine récoltée sous forme d'amalgames est connue avec une grande précision.

En ce qui concerne l'or récupéré par l'usine, mais échappé aux clean up normaux, sa proportion peut être assez importante ⁽¹⁾. C'est ainsi que, lors de la révision de l'Usine de Kamituga, en juillet 1952, on a récolté près de 16 kg d'or fin. Cette quantité d'or relativement grande provient du nettoyage de toutes les machines, des drains, des goulottes, des citernes, etc... Toutes les goulottes en bois ont été brûlées et leurs cendres passées à la table Wilfley. De même, le ciment en dessous de certaines machines a été arraché et traité en vue de la récupération de l'or. Mais le chiffre particulièrement élevé obtenu s'explique surtout par le fait qu'une révision complète de l'Usine de Kamituga n'avait pas été effectuée depuis plusieurs années. Quoi qu'il en soit, il est nécessaire de procéder à un nettoyage général de l'usine, lorsqu'on désire obtenir un bilan exact. Sans cela, la production serait toujours trop faible et le bilan de l'usine déficitaire — de quelques pourcents. Évidemment, il est très coûteux d'arrêter, à la fin de chaque mois, l'usine en vue de ce clean up général. Aussi faut-il se contenter de le faire après des périodes plus longues et par exemple d'établir un bilan trimestriel.

Enfin, l'or soustrait est difficilement chiffrable. L'or perdu accidentellement est pratiquement négligeable. Par contre, nous sommes dans l'ignorance presque complète des quantités d'or qui pourraient être volées dans les conditions de travail spéciales à l'Afrique. Nous sommes donc obligés de prendre toutes les précautions nécessaires pour rendre ces vols pratiquement

(1) Cet or se trouve sous forme d'or libre et sous forme de sulfures. L'or contenu dans ces derniers est négligeable à côté de l'or libre. Voir aussi A. KING, *Gold Metallurgy on the Witwatersrand*, Johannesburg, 1949, p. 84.

impossibles ou, tout au moins, très difficiles ⁽¹⁾. Sans cela, il serait vain de vouloir faire un bilan, ces vols pouvant atteindre des proportions importantes.

2. Concentrés (T'_C).

Les concentrés sont pesés sur une bascule. Cette détermination se fait sans difficultés. Quelquefois, l'opérateur se contente de stocker les concentrés dans des fûts de 200 litres, de peser un seul fût et de compter le nombre de fûts. Ceci est peu exact et nous estimons l'erreur à environ 10 %.

3. Minerai fourni par la mine (T'_M).

Généralement, le minerai est amené à l'usine à l'aide de wagonnets. Dans ce cas, la méthode idéale consisterait à peser tous les wagonnets avec le minerai et tous les wagonnets après déchargement, sur deux ponts à peser à enregistrement automatique. Ceci permettrait de connaître, à la précision du pont à peser près, voisine de 2 kg pour les charges de l'ordre de 1.200 kg, le poids du minerai humide fourni à l'usine.

Mais, comme ces ponts à peser à enregistrement automatique sont assez coûteux, on se limite généralement à compter le nombre de wagonnets et à peser, sur un pont ordinaire, une certaine proportion de wagonnets remplis et de wagonnets déchargés, pour déterminer leurs poids moyens. Cette façon de procéder est évidemment

⁽¹⁾ Les précautions suivantes doivent notamment être observées : Le traitement des concentrés sera effectué dans une enceinte complètement close. Des serrures de sûreté seront placées aux portes et toutes les ouvertures vers l'extérieur seront munies de treillis très fins. Les tailings passeront par des trappes qui seront cadénassées et plombées. Les travailleurs de cette section recevront des vêtements spéciaux. Ils subiront une inspection à chaque changement d'équipe. Il va de soi que le hall d'amalgamation ne peut être ouvert qu'en présence de l'opérateur de l'usine.

moins exacte et il faut prendre certaines précautions pour que le tonnage trouvé corresponde à la réalité :

1. En premier lieu le comptage doit être effectué indépendamment par la mine et par l'usine (1) ;

2. La proportion de berlines pesées doit être élevée ; disons au moins 10 % du nombre total de berlines, tant remplies, qu'après déchargement. Ceci, pour éviter une erreur systématique pouvant se produire, notamment, lorsque le minerai est à la fois argileux et humide (pluie). Le nettoyage des berlines se fait alors difficilement, 10 à 20 kg peuvent rester dans le wagonnet et le tonnage réellement fourni à l'usine peut être plus faible que le tonnage signalé ;

3. Lorsqu'on emploie des wagonnets de constructions différentes, il faut déterminer séparément leur poids moyen ;

4. Le nettoyage des berlines servant à la détermination des poids moyen, après déchargement, doit être fait comme d'habitude.

Ces conditions demandent quelques précisions supplémentaires :

Le nombre de berlines est connu très exactement. Même si le préposé au comptage se trompait de quelques unités par jour, l'erreur commise représenterait seulement 1 à 2 ‰ et serait nulle après quelques jours (2).

Le pont à peser doit être vérifié périodiquement.

En pesant 10 % des wagonnets, nous obtenons, dans le cas de l'Usine de Kamituga, 150 à 200 pesées par jour. Ceci permet de connaître avec grande précision le poids moyen d'une wagonnet chargé. Il y a lieu de déterminer le poids moyen séparément pour chaque chantier, si

(1) Nous avons eu connaissance de cas où, à défaut de ce contrôle, le tonnage fourni à l'usine a été exagéré dans des proportions importantes. Voir aussi S. J. TRUSCOTT, *A text-book of Ore Dressing*, London, 1923, p. 637.

(2) Cependant, TRUSCOTT (*loc. cit.*, p. 634) préfère un comptage automatique.

la nature du minerai n'est pas la même. Dans le cas du chantier Tshanda, nous avons obtenu les valeurs suivantes pour l'écart probable (alimentation du 28 janvier et du 28 février) ⁽¹⁾ :

	28 janvier	28 février
Écart probable d'une seule pesée	3,97 kg	3,56 kg
Écart probable de la moyenne arithmétique	0,47 kg	0,52 kg

Comme le poids moyen d'un wagonnet chargé est voisin de 1.120 kg, il en résulte que l'écart probable de la moyenne arithmétique journalière est de 0,05 %. Ce chiffre est très faible, mais il ne tient pas compte d'une erreur systématique éventuelle.

Enfin, cette méthode a le désavantage de dépendre du soin et de l'exactitude avec lesquels l'opérateur pèse et inscrit les résultats (« facteur personnel »). L'erreur est estimée à 0,5 % ⁽²⁾.

4. Minerai soumis au broyage (T_B').

Lorsque le minerai soumis au broyage est pesé à l'aide d'un Merrick Weightometer, il est possible d'obtenir des résultats à 0,5-1 % près ⁽³⁾, à condition que l'appareil soit tenu en bon état et soit vérifié de temps à autre.

⁽¹⁾ Rappelons que l'écart probable (ou erreur probable) est l'écart qui a autant de chances d'être dépassé que de ne pas être atteint. D'après le calcul des probabilités, l'écart probable d'une *seule* mesure est donné par :

$$r = 0,6745 \sqrt{\frac{x_1^2 + x_2^2 + x_3^2 + \dots + x_n^2}{n}}$$

n étant le nombre de mesures, x_1, x_2 etc. étant les écarts de chaque mesure à la moyenne arithmétique. L'écart probable de la *moyenne arithmétique* résulte de

$$r_0 = \frac{r}{\sqrt{n}}$$

⁽²⁾ M. D. IWANOWSKY et A. P. ZEFIROV, La Métallurgie de l'Or, Moscou, 1938, p. 384 ; A. F. TAGGART, Handbook of Mineral Dressing, New-York, 1947, pp. 19-50.

⁽³⁾ S. J. TRUSCOTT, *loc. cit.*, p. 634 ; A. F. TAGGART, Elements of Ore Dressing, New-York, 1951, p. 454.

III. Détermination des humidités.

1. Concentrés (h_C).

Lors de la vidange des citernes, on prélèvera, dans chaque carail de concentré, une petite prise qui sera jetée dans un récipient muni d'un couvercle.

Lorsque l'échantillonnage sera terminé, on enverra au plus tôt le récipient avec le concentré au laboratoire. Celui-ci le pèsera et le séchera à une température ne dépassant pas 110°, pour éviter le début du grillage des sulfures.

Nous estimons que l'humidité peut être déterminée à 10 % près.

2. Alimentation du broyeur à boulets (h_B).

On prélèvera un échantillon du minerai en tête du Merrick Weightometer, de préférence à l'endroit où le minerai tombe sur le transporteur à courroie, à des intervalles réguliers, par exemple, toutes les 30 minutes. Comme l'humidité de ce minerai est relativement constante ⁽¹⁾, il est inutile de vouloir multiplier les prises.

L'échantillon sera conservé dans un récipient fermé, à l'abri de la pluie et du soleil. Il sera envoyé tous les jours au laboratoire qui déterminera la perte de poids après séchage vers 110°, dans un four électrique.

La précision obtenue sera de l'ordre de 5 %.

3. Minerai fourni par la mine (h_M).

L'échantillon sera prélevé à l'aide d'une pelle, dans chaque dixième wagonnet, après sa pesée.

(1) Il s'agit du refus d'un trommel, après concassage, et de l'underflow du log washer.

On prendra les mêmes précautions pour la conservation de l'échantillon que celles qui ont été décrites précédemment.

Notons qu'il est difficile de prélever des échantillons en double et d'obtenir une bonne concordance. D'après Taggart ⁽¹⁾, les humidités des échantillons prélevés en double d'un minerai relativement sec (disons moins de 10 % d'humidité) doivent être concordantes à 10 %.

Cependant, en pratique, le prélèvement d'un échantillon vraiment représentatif pour l'humidité est très difficile. En effet, l'humidité varie, dans certaines limites, avec la finesse du minerai. Les gros morceaux montrent quelquefois une humidité plus faible que les parties fines, mais ce n'est pas toujours le cas. C'est ainsi que dans le cas des schistes de Tshanda, la fraction + 1" possède pratiquement la même humidité que la fraction - 1". De plus, le prélèvement est souvent effectué en haut du wagonnet (ce qui est plus facile). Nous avons voulu nous rendre compte des différences possibles, en prélevant des échantillons en haut des wagonnets et pendant leur déchargement. Voici les résultats obtenus :

<i>Humidité en %</i>	
<i>En haut</i>	<i>Au milieu</i>
13,4	12,9
13,4	14,8
9,8	7,8
13,8	13,2
18,5	15,4
18,7	17,1
<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/> 14,6	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/> 13,4

La différence est de 1,2 %.

Ces chiffres montrent qu'il faut prélever un échantillon pendant le déchargement du wagonnet, au milieu du minerai, si l'on désire éviter cette erreur systématique.

⁽¹⁾ A. F. TAGGART, *loc. cit.*, pp. 19-53.

IV. Détermination des teneurs.

1. Concentrés (tc).

Comme toujours, la détermination de la teneur proprement dite est précédée de deux opérations, à savoir le prélèvement de l'échantillon et sa préparation mécanique au laboratoire.

Nous avons déjà décrit précédemment le prélèvement de l'échantillon dans le cas de concentrés. Normalement, on prend des échantillons de 30 à 100 kg, suivant l'importance de la matière à échantillonner. Pour une production mensuelle de 12 T de concentrés, on obtient ainsi, à l'Usine de Kamituga, cinq échantillons d'un poids total de 200 kg environ, ce qui correspond à près de 2 % du tonnage initial. Chaque échantillon est analysé séparément.

La préparation mécanique de l'échantillon est effectuée comme suit : on passe l'échantillon par un tamis de 2 mm pour détruire les agglomérats qui se sont formés pendant le séchage. Après avoir mélangé dix fois, on prélève une prise de 1 kg exactement et on la soumet au broyage sur un « bucking board ». L'échantillon broyé est passé au tamis de 100 mesh. Lorsque la majeure partie du refus est constituée par des paillettes métalliques, on arrête le broyage et on fait une analyse sur la totalité du refus et sur deux prises de 25 g du passant. Ce mode opératoire donne de très bons résultats. Il tient compte, en effet, des paillettes d'or relativement grandes qui pourraient se trouver dans le concentré. Voici la concordance obtenue (trois prises de 1 kg prélevées dans le même échantillon) :

Prise N° 1 :	376 g/T
Prise N° 2 :	375
Prise N° 3 :	365
Moyenne :	372 ± 5 g/T

L'écart moyen à la moyenne s'élève à 1,3 % seulement.

Plusieurs méthodes peuvent servir à l'analyse du concentré, qui, dans notre cas, est constitué principalement par de la pyrite et du mispickel :

1. Grillage préalable à la fusion ;
2. Fusion directe au creuset de fer ;
3. Traitement à l'acide préalable à la fusion.

Il n'entre pas dans nos intentions de discuter ici des avantages et des inconvénients de ces méthodes qui sont décrites dans la plupart des traités sur les analyses par voie sèche. Cependant, nous croyons utile de donner brièvement la technique suivie par le laboratoire de Kamituga.

•

a. MÉTHODE PAR GRILLAGE (1).

25 g de concentré sont grillés dans un scorificateur de 4" sur lequel on a étendu au préalable 75 g de sable finement broyé. On effectue le grillage, sans dépasser la température du rouge sombre (environ 650°), de préférence dans un four électrique avec réglage automatique de la température.

Après refroidissement, on broie le contenu du scorificateur dans un mortier et on ajoute 150 g de la charge suivante :

Litharge	45.5 %
Carbonate de sodium	45.5
Borax	4.5
Sciure de bois	4.5

On obtient normalement un plomb pesant de 55 à 60 g. Les scories sont refondues deux fois avec 50 et 20 g

(1) Voir p. ex. E. E. BUGBEE, *loc. cit.*, p. 125 ; E. A. SMITH, *loc. cit.*, p. 211 ; O. C. SHEPARD and W. F. DIETRICH, *Fire Assaying*, New York, 1940, p. 149.

de flux et donnent encore deux plombs pesant respectivement 25 à 35 g et 7 à 10 g. Les trois plombs sont scorifiés et coupellés ensemble.

Cette charge nous donne de bons résultats, bien qu'elle ne soit pas conforme à celle qui est préconisée par BUGBEE (1), soit une charge contenant beaucoup de carbonate, peu de litharge et un excès de réducteur. La quantité de silice et de borax doit être suffisante pour dissoudre l'oxyde ferreux formé.

b. MÉTHODE AU CREUSET DE FER.

La méthode au creuset de fer est une variante de la fusion en présence de fer, généralement sous forme de clous (2).

Voici le mode opératoire employé :

On met dans un grand creuset en fer (hauteur : 130 à 150 mm, diamètre : 70 à 75 mm, épaisseur parvis : 6 à 7 mm), préalablement chauffé au rouge, la charge suivante, enfermée dans du papier :

Concentré	25 g
Litharge	100
Carbonate	25
Sable	15
Borax	10

La fusion étant terminée, on coule le tout dans une lingotière. Après refroidissement, on sépare le plomb qui pèse normalement 95 à 115 g et on refond la scorie, dans le même creuset, avec 20 g de litharge et 1 g de farine. Le second plomb pèse 18 à 25 g. Les deux culots de plomb sont scorifiés et coupellés ensemble.

D'après nos essais, le premier plomb contient déjà

(1) E. E. BUGBEE, *loc. cit.*, p. 208.

(2) Voir p. ex. E. E. BUGBEE, *loc. cit.*, p. 190 ; Berl-Lunge, *Chemisch-Technische Untersuchungs-methoden* (édit. russe), II, 2^{me} partie, p. 158. Cp. O. C. SHEPARD and W. F. DIETRICH, *loc. cit.*, p. 147 ; E. A. SMITH, *loc. cit.*, p. 200.

98,8 % de la totalité de l'or. Tandis que le second plomb obtenu contient 0,9 à 1,1 %. De cette façon, en effectuant deux fusions, on récupère 99,7 à 99,9 % de l'or contenu dans le concentré.

Il faut donc effectuer une troisième fusion, dans le cas des analyses de haute précision, mais, généralement, deux fusions suffisent.

c. MÉTHODE À L'ACIDE.

Le concentré est attaqué par l'acide sulfurique ou par l'acide nitrique pour détruire les sulfures (1).

Voici le mode opératoire employé dans le cas de l'acide sulfurique :

On met 25 g de concentré dans un bécher de 1000 ml et on ajoute 75 ml d'eau et 150 ml d'acide sulfurique concentré. On fait bouillir pendant une heure environ. Après refroidissement, on ajoute 100 ml d'eau froide, 500 ml d'eau bouillante et 3 g d'acétate de plomb dissous dans un peu d'eau. Après 12 heures de repos, on filtre sur un papier-filtre double. On lave à l'eau chaude et on jette le filtre avec le précipité dans un creuset en réfractaire N° 9 préalablement porté au rouge. On effectue alors la fusion avec 70 g de fondants habituels.

Pour qu'on puisse se rendre compte de l'exactitude de ces méthodes, nous donnons ici les résultats obtenus en effectuant l'analyse d'un concentré par deux méthodes différentes.

(1) Voir p. ex. O. C. SHEPARD et W. F. DIETRICH, *loc. cit.*, pp. 184, 187 ; M. HUYBRECHTS, Chimie Analytique appliquée à la Métallurgie, troisième édition publiée par R. CHANDELLE et C. VANDAEL, Liège, 1953, p. 210.

TABLEAU I.

Analyse des concentrés par des méthodes différentes.

Méthode employée	Teneur en g/T		
	Conc. N° 1	Conc. N° 2	Conc. N° 3
Méthode par grillage			245
Méthode au creuset de fer	114	372	247
Méthode à l'acide sulfurique	116		
Méthode à l'acide nitrique		371	

Les écarts observés sont normaux et nous pouvons en tirer la conclusion que ces méthodes ne sont pas entachées d'une erreur systématique.

Le laboratoire de Kamituga emploie actuellement, avec de bons résultats, la méthode par grillage qui est moins coûteuse que la méthode au creuset en fer et moins longue que la méthode à l'acide. Le tableau II montre l'écart moyen à la moyenne, pour les analyses effectuées pendant les derniers mois.

TABLEAU II.

Analyse des concentrés — Concordance des résultats.

Teneur en g/T	Nombre d'analyses	Ten. moy. en g/T	Écart à la moy. en g/T	Écart à la moy. en %
< 40	20	31,6	0,6	1,8
40 à 200	36	125	3,6	2,9
200 à 400	41	276	6,2	2,2
400 à 600	20	503	6,8	1,4
> 600	9	1.072	5,4	0,5

On constate donc que, pour les teneurs de 20 à 400 g/T, l'écart moyen à la moyenne est voisin de 2-3 %.

2. Tailings de l'usine (t_{T_b} et t_{T_D}).

A. PRÉLÈVEMENT DE L'ÉCHANTILLON.

D'habitude, les tailings sont constitués par une pulpe uniforme, finement broyée, de faible teneur, ne contenant pas de grandes paillettes d'or. De plus, les variations brusques de leur teneur sont rares. Par conséquent, on peut faire l'échantillonnage en prélevant de petites prises à des intervalles relativement longs.

D'après les exemples donnés par TAGGART ⁽¹⁾ l'intervalle est normalement de 3 à 30 minutes, avec 15 minutes de moyenne. Le pourcentage prélevé varie de 0,00016 à 0,0125 % du tonnage total. La moyenne est de 0,0059 %. IWANOWSKY et ZEFIROV ⁽²⁾ donnent 0,01 à 0,025 %.

Le prélèvement de l'échantillon est effectué à l'aide d'un récipient approprié qui peut être mû à la main ou mécaniquement à travers le flot de la pulpe.

En ce qui concerne la théorie du prélèvement, nous renvoyons à TAGGART ⁽³⁾ qui la discute en détail. De même, TAGGART ⁽⁴⁾ donne les conditions à remplir pour que l'échantillon prélevé soit représentatif.

Lorsqu'on prélève un échantillon à la main en se servant d'un petit récipient spécial, il faut surtout éviter que ce récipient ne déborde pendant le prélèvement. Aussi, dans presque tous les cas, on emploie des échantillonneuses automatiques qui peuvent être groupées en deux grandes catégories :

- a. A mouvement suivant un arc de cercle ;
- b. A mouvement rectiligne.

⁽¹⁾ A. F. TAGGART, *loc. cit.*, pp. 19-55.

⁽²⁾ M. D. IWANOWSKY et A. P. ZEFIROV, *loc. cit.*, p. 391.

⁽³⁾ A. F. TAGGART, *loc. cit.*, pp. 19-37.

⁽⁴⁾ A. F. TAGGART, *loc. cit.*, pp. 13-38 ; voir aussi F. J. PIRLOT, Échantillonnage primaire des matières grenues et pulpes minérales, *R. U. M.*, 8^{me} série, XVIII, n° 10, 1942.

Les échantillonneuses du premier modèle sont les plus simples et les plus répandues. Par contre, les échantillonneuses à mouvement rectiligne donnent des résultats plus exacts ⁽¹⁾.

A l'Usine de Kamituga, nous employons avec succès une échantillonneuse automatique très simple, actionnée par un courant d'eau provenant d'un réservoir à débit constant. La prise arrive dans un fût de 200 litres muni d'un entonnoir plongeant aux deux tiers du fût. Chaque nouveau prélèvement arrive au fond du fût et déplace en haut un volume de liquide pratiquement exempt de solides en suspension. Le liquide qui s'écoule du fût est alors bien clair. Cette façon de procéder nous évite de perdre les matières très fines dont la composition peut être différente de celle de l'échantillon.

B. PRÉPARATION MÉCANIQUE DE L'ÉCHANTILLON AU LABORATOIRE.

Au laboratoire, on siphonne l'eau après quelques heures de repos pour que la décantation soit complète. Quelquefois, on ajoute d'abord au liquide plusieurs grammes d'un électrolyte flocculant pour activer la coagulation.

On mélange ensuite la pulpe épaisse à l'aide d'un agitateur pour l'homogénéiser et on prélève un échantillon d'une vingtaine de kg qui est séché dans un four électrique. Le lendemain, on détruit les agglomérats formés pendant le séchage en passant l'échantillon par un tamis de 2 mm. On le mélange ensuite dix fois par la méthode du cône et on le divise en plusieurs parties à l'aide d'une échantillonneuse Jones. On prélève

⁽¹⁾ Pour les divers modèles des échantillonneuses, voir p. ex. A. F. TAGGART, *loc. cit.*, pp. 19-42 à 19-47.

finalemeut deux fois 5 kg pour l'amalgamation ⁽¹⁾ et 1 kg pour l'analyse par fusion.

La prise destinée à l'analyse par fusion est broyée à — 100 mesh, sur un « bucking board ».

C. ANALYSE DE L'ÉCHANTILLON.

Nous avons étudié précédemment les facteurs influençant la détermination de la teneur en or amalgamable ⁽²⁾. Dans le cas des échantillons de tailings, c'est la teneur en or amalgamable libre qui nous intéresse spécialement et l'amalgamation est effectuée sans broyage préalable. Pour tous les détails concernant le mode opératoire, nous renvoyons à notre travail précité.

Comme les tailings ne contiennent pas d'or gros, nous déterminons la teneur en or total directement par analyse par fusion sur deux prises de 100 g broyées à — 100 mesh ⁽³⁾.

Dans le cas du minerai de Kamituga, qui ne contient pas beaucoup de sulfures ou d'oxydes, on obtient des résultats satisfaisants, en travaillant avec un flux de la composition suivante (250 g de flux pour 100 g de tailings) :

Litharge	45.5 %
Carbonate	45.5
Borax	4.5
Sciure de bois	4.5

Le plomb pèse normalement 55 à 60 g. Après scorification, importante et attaque par l'acide nitrique, l'or est pesé sur une balance d'essayeur de très grande sensibilité. Au laboratoire de Kamituga, nous dis-

⁽¹⁾ Lorsque l'amalgamation est effectuée dans un petit automix de laboratoire, une prise de 2,5 kg est suffisante.

⁽²⁾ A. PRIGOGINE, Détermination de la Teneur en Or amalgamable (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge*, in 8°, Tome VI, fasc. 1, Bruxelles, 1950).

⁽³⁾ On trouvera tous les détails sur les analyses par fusion par exemple dans les ouvrages de Bugbee, Huybrechts, Rose et Newman, Shepard et Dietrich, Smith.

posons de deux balances Ainsworth et Heusser de haute précision, sensibles à 0,005 mg. Comme nous partons d'une prise de 100 g, la sensibilité de la balance correspond à une teneur de 0,05 g/T.

Nous avons voulu nous rendre compte de la reproductibilité des pesées, faites à quelques jours d'intervalle, sur une balance Ainsworth, par un laborant indigène. Les boutons d'or pesaient entre 15 et 100 mg. L'écart probable d'une pesée était de 0,008 mg, soit à peine plus élevé que la sensibilité de la balance.

D. CONCORDANCE OBTENUE.

Pour pouvoir nous rendre compte de la précision des analyses effectuées, nous avons réuni, dans le tableau III, l'écart moyen à la moyenne pour une série d'échantillons à l'état de pulpes. Chaque valeur représente la moyenne des résultats observés pendant un mois.

TABLEAU III

*Analyse des échantillons à l'état de pulpes.
Concordance des résultats.*

Désignation de l'échantillon	$t_{\text{Au/F}}$ en g/T	x moy. en g/T	x max. en g/T
Tails de N° 4 (novembre)	0,65	0,07	0,20
Tails de N° 33 (novembre)	0,80	0,04	0,15
Tails de N° 33 (février)	0,80	0,07	0,20
N° 33 (novembre)	0,90	0,06	0,15
Tails de N° 33 (décembre)	0,90	0,07	0,25
Tails de N° 4 (décembre)	0,95	0,06	0,15
N° 33 (décembre)	1,00	0,04	0,15
Tails de N° 4 (janvier)	1,20	0,08	0,25
N° 33 (janvier)	1,30	0,05	0,15
N° 33 (février)	1,65	0,05	0,15
Tails de N° 4 (février)	1,85	0,09	0,20
N° 8	3,05	0,10	0,25
Moyenne		0,06	0,20

L'écart moyen dépasse donc à peine la sensibilité de la balance (0,006 mg).

Pour vérifier la concordance entre les résultats obtenus par amalgamation, suivie de l'analyse des tailings, et par fusion directe, nous avons entrepris trois séries d'essais sur des échantillons de tailings de l'Usine de Kamituga.

Dans le cas de la première série d'essais, l'or total a été déterminé par fusion (essai en double) et par amalgamation (or amalgamable libre, essai en simple), suivie de la fusion des tailings (essai en double). Les résultats se trouvent dans le tableau IV. L'écart entre les teneurs trouvées par les deux méthodes s'élève à $\pm 0,09$ g/T en moyenne.

Dans le cas de la deuxième série, nous avons déterminé l'or amalgamable libre sur la totalité de l'échantillon, sans séchage préalable ⁽¹⁾. Les essais par fusion ont été faits en double. Le tableau V montre les résultats obtenus. On constate que les valeurs sont plus irrégulières ; l'écart moyen est de $\pm 0,16$ g/T.

Dans le cas de la troisième série d'essais, nous avons comparé la teneur obtenue par fusion avec la teneur en or amalgamable total (en double) plus la teneur des tailings d'amalgamation (tableau VI). Les valeurs sont très concordantes. L'écart moyen s'élève à $\pm 0,06$ g/T.

(1) Il en résulte une incertitude de quelques pourcents sur le poids de l'échantillon (pertes pendant le lavage au pan).

TABLEAU IV.

*Analyse des échantillons à l'état de pulpes
par deux méthodes différentes.*

Date (novembre 1939)	$t_{\text{Au/F}}$	$t_{\text{Au/T}}$	$t_{\text{Au/F}} - t_{\text{Au/T}}$
17	0,75	0,60	+ 0,18
20	1,10	1,05	+ 0,05
21	0,65	0,80	- 0,15
22	0,80	1,15	(- 0,35)
23	0,65	0,75	- 0,10
24	0,80	0,85	- 0,05
25	0,75	0,80	- 0,05
27	0,95	0,85	+ 0,10
28	0,70	0,75	- 0,05
29	1,20	1,10	+ 0,10
Moyenne			$\pm 0,09$

TABLEAU V.

*Analyse des échantillons à l'état de pulpes
par deux méthodes différentes.*

Date (décembre 1939)	$t_{\text{Au/F}}$	$t_{\text{Au/T}}$	$t_{\text{Au/F}} - t_{\text{Au/T}}$
4	1,35	1,15	+ 0,20
5	1,20	1,00	+ 0,20
6	1,00	1,30	- 0,30
7	1,00	0,85	+ 0,15
8	0,95	0,95	0,00
12	1,05	0,75	+ 0,30
13	0,85	0,90	- 0,05
15	1,00	1,20	- 0,20
19	1,15	1,15	0,00
20	0,90	0,65	+ 0,25
Moyenne			$\pm 0,16$

TABLEAU VI.

*Analyse des échantillons à l'état de pulpes
par deux méthodes différentes.*

Date (février 1940)	$t_{\text{Au/F}}$	$t_{\text{Au/T}}$	$t_{\text{Au/F}} - t_{\text{Au/T}}$
2	1,10	1,20	— 0,10
3	1,45	1,35	+ 0,10
5	1,30	1,30	0,00
6	1,50	1,45	+ 0,05
7	1,75	1,90	— 0,15
8	1,35	1,35	0,00
9	1,00	1,05	— 0,05
12	1,20	1,15	+ 0,05
13	0,95	0,95	0,00
14	1,10	1,05	+ 0,05
Moyenne			± 0,06

Nous avons refait ce contrôle sur une série d'échantillons de l'Usine de Kamituga. Les résultats sont réunis dans le tableau VII. Chaque valeur représente la moyenne de quatre analyses ; deux amalgamations sont précédées d'un broyage, deux amalgamations sont effectuées avec la matière initiale. La différence moyenne entre les deux résultats est de 0,08 g/T. La concordance est donc très satisfaisante. Remarquons que la méthode par fusion donne des résultats légèrement plus faibles que l'autre méthode.

En résumé, nous avons obtenu les résultats suivants :

1. *L'écart moyen à la moyenne est de 0,06 g/T, dans le cas des analyses des échantillons à l'état de pulpes ;*

2. *L'écart moyen entre les teneurs trouvées directement par fusion et par amalgamation suivie de l'analyse des tailings est de 0,08 g/T (en écartant la troisième série d'essais).*

TABLEAU VII.

*Analyse des échantillons à l'état de pulpes
par deux méthodes différentes.*

Désignation de l'échantillon	$t_{\text{Au/F}}$	$t_{\text{Au/T}}$	$t_{\text{Au/F}} - t_{\text{Au/T}}$
N° 33 (août)	0,75	0,80	— 0,05
N° 33 (octobre)	0,85	0,80	+ 0,05
N° 33 (septembre)	0,95	0,90	+ 0,05
N° 33 (décembre)	0,95	1,15	— 0,20
N° 33 (juin)	1,05	1,00	+ 0,05
N° 15A (juin)	1,10	1,15	— 0,05
N° 15A (août)	1,15	1,25	— 0,10
N° 33 (avril)	1,20	1,20	0,00
N° 33 (novembre)	1,30	0,90	(+ 0,40)
N° 26 (avril)	1,35	1,30	+ 0,05
N° 37 (novembre)	1,50	1,50	0,00
N° 33 (juillet)	1,80	1,75	+ 0,05
N° 8 (août)	1,90	1,90	0,00
N° 8 (juin)	1,90	2,05	— 0,15
N° 37 (décembre)	1,95	2,10	— 0,15
N° 33 (mai)	2,00	1,90	+ 0,10
N° 26 (juillet)	2,15	2,30	— 0,15
N° 26 (mai)	2,15	2,25	— 0,10
N° 8 (décembre)	2,25	2,45	— 0,20
N° 15B (avril)	2,35	2,40	— 0,05
N° 15A (avril)	2,40	2,35	+ 0,05
N° 34 (juin)	2,40	2,40	0,00
N° 15A (juillet)	3,60	3,70	— 0,10
N° 34 (avril)	3,70	3,75	— 0,05
N° 8 (avril)	4,35	5,15	(— 0,8)
N° 15A (mai)	4,55	4,50	+ 0,05
N° 15B (mai)	4,90	4,85	+ 0,05
N° 33 (septembre)	5,60	5,70	— 0,10
N° 8 (juillet)	6,85	7,00	— 0,15
N° 8 (mai)	6,85	6,90	— 0,05
N° 34 (mai)	10,8	10,6	+ 0,20
Moyenne			$\pm 0,08$

En nous basant sur les tableaux IV, VI et VII, nous calculons une moyenne de 0,077 g/T pour l'écart. Ce chiffre correspond à un écart probable de 0,064 g/T.

Nous pouvons donc conclure que *la teneur des tailings est connue à moins de 0,1 g/T près*. De plus, il ne faut pas oublier que l'échantillon des tailings est prélevé et analysé tous les jours et que, de ce fait, il y a compensation des erreurs accidentelles au cours du mois. Ainsi, nous obtenons pour l'écart probable de la moyenne arithmétique mensuelle ($n = 30$) 0,012 g/T. Par exemple, en 1952, t_{T_B} était égale à 0,93 g/T et t_{T_D} à 0,58 g/T ; nous obtenons donc 1,3 % pour l'écart probable de t_{T_B} et 2,1 % pour t_{T_D} .

Toutefois, nous ne tenons pas compte d'une éventuelle erreur systématique faite lors de l'analyse des tailings. Il nous a donc paru utile de faire une série d'analyses par fusion en nous adressant à la charge habituelle employée au laboratoire de Kamituga (A) et à une charge plus riche en borax (B) qui nous avait donné d'excellents résultats, dans le cas du minerai de Lutunguru (340 g pour 100 g de minerai) :

Litharge	43,8 %
Carbonate	43,7
Borax	9,0
Farine	3,5

Les essais ont été effectués avec les tailings de l'Usine de Kamituga (tableau VIII). Les écarts ne sont pas très importants, mais ils sont constants et nous pouvons conclure de cette comparaison que l'emploi de la charge habituelle conduit aux teneurs de 0,077 g/T trop faibles. Cette différence nous paraît négligeable pour les analyses courantes, mais il faut s'adresser à la charge B, dans le cas d'analyses de précision (1).

(1) Cette charge coûte plus cher que celle employée généralement par le laboratoire de Kamituga. De plus, elle demande l'emploi de creusets plus grands. Pour cette raison, la charge B ne sert pas pour les analyses courantes.

TABLEAU VIII.

Analyse des tailings avec des charges de compositions différentes.

Désignation de l'échantillon	$t_{Au/F}$ en g/T		
	Charge B	Charge A	Δ
TD 24. 3.	$0,75 \pm 0,05$	$0,70 \pm 0,05$	+ 0,05
TU 24. 3.	$0,65 \pm 0,05$	0,55	+ 0,10
TD 25. 3.	$0,85 \pm 0,00$	$0,75 \pm 0,00$	+ 0,10
TU 25. 3.	$1,45 \pm 0,15$	$1,30 \pm 0,00$	+ 0,15
TD 27. 3.	$0,60 \pm 0,05$	$0,45 \pm 0,05$	+ 0,15
TU 27. 3.	$1,05 \pm 0,10$	$0,95 \pm 0,05$	+ 0,10
TD 28. 3.	$0,60 \pm 0,05$	$0,55 \pm 0,00$	+ 0,05
TU 28. 3.	$0,40 \pm 0,05$	0,35	+ 0,05
TD 29. 3.	$0,50 \pm 0,05$	$0,45 \pm 0,00$	+ 0,05
TU 29. 3.	$0,40 \pm 0,00$	$0,35 \pm 0,00$	+ 0,05
TD 30. 3.	$0,55 \pm 0,05$	(0,2)	—
TU 30. 3.	$0,50 \pm 0,05$	$0,50 \pm 0,00$	0,00
Moyenne			+ 0,077

3. Minerai fourni par la mine (t_M).

La détermination de la teneur du minerai, fourni par la mine, constitue le problème le plus difficile à résoudre, dans l'établissement du bilan. Il s'agit, à la fois, de l'échantillonnage en tête de l'usine et au laboratoire, suivi de l'analyse proprement dite.

Il aurait été logique de commencer par l'échantillonnage du minerai à l'usine, mais nous préférons discuter, en premier lieu, l'analyse du minerai. En effet, c'est elle qui est à la base de toute étude expérimentale de l'échantillonnage. Ce n'est qu'ensuite que nous aborderons la question du prélèvement de l'échantillon au laboratoire, suivi finalement de l'échantillonnage en tête de l'usine.

A. ANALYSE DE L'ÉCHANTILLON.

La détermination de la teneur en or amalgamable est effectuée d'après les conditions standard que nous avons établies précédemment ⁽¹⁾.

Lorsqu'on désire connaître la teneur en or total d'un échantillon, on détermine la teneur en or de ses tailings d'amalgamation ; en ajoutant la valeur trouvée à sa teneur en or amalgamable, on obtient sa teneur en or total ⁽²⁾. Cette technique a plusieurs avantages ⁽³⁾ :

a. L'analyse par amalgamation étant effectuée généralement sur plusieurs kilogrammes de matières, il est plus facile de préparer un échantillon représentatif d'un tel poids qu'un échantillon d'une centaine de grammes que l'on emploie pour l'analyse par fusion.

b. Le danger de salage est plus faible pour les échantillons volumineux, ce qui est important pour les laboratoires du Congo belge où la préparation mécanique est faite par des indigènes.

c. Les tailings de l'amalgamation sont beaucoup plus homogènes que l'échantillon initial, l'or gros étant enlevé par amalgamation ⁽⁴⁾ ; le prélèvement d'une prise de 100 g pour la fusion n'offre pas de difficultés.

Nous avons déjà eu l'occasion d'insister sur l'importance qu'il y a de recueillir soigneusement la totalité des tailings de l'amalgamation. En pratique, on perd toujours de petites quantités de matières ; mais il n'est pas difficile de maintenir ces pertes à 2-3 % du poids

(1) A. PRIGOGINE, *loc. cit.*, p. 55.

(2) A. PRIGOGINE, *loc. cit.*, p. 19.

(3) A. PRIGOGINE, *loc. cit.*, pp. 3, 17, 19 ; voir aussi L. PREUD'HOMME, *R. U. M.*, Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, Section coloniale, p. 332.

(4) P. PIROTTE (*Ind. Chim. Belge*, n° 7-8, 271, 1934) préfère récolter l'or gros à l'aide d'un petit sluice.

initial de l'échantillon ⁽¹⁾. Sans commettre une erreur appréciable, nous pouvons donc admettre que les matières perdues ont une teneur égale à la teneur moyenne des tailings d'amalgamation.

Nous extrayons de notre travail précité le tableau suivant qui montre les quantités d'or perdues dans les boues entraînées par l'eau ⁽²⁾.

TABLEAU IX
Or perdu dans les boues.

Poids en kg	t _{Au/F} en g/T des tailings d'amalgamation	Au en mg contenu dans les tailings d'amalgamation	Au perdu en mg	Au perdu en %
3,570	8,6	30,7	0,07	0,2
3,550	7,6	27,0	0,05	0,2
3,330	7,5	25,0	0,03	0,1
3,360	7,2	24,2	0,17	0,7
3,540	9,2	32,5	0,06	0,2

En moyenne, l'or perdu s'élève à 0,3 %. En supposant même que toute la quantité des matières perdues, de l'ordre de 2 % pour ces essais, provienne de ces boues ⁽³⁾, ce qui certainement ne sera pas le cas, l'erreur commise restera inférieure à 2 % de la teneur des tailings d'amalgamation et inférieure à 1 % de la teneur en or total de l'échantillon. Nous avons donc nos apaisements ; notre technique n'introduit pas une erreur systématique.

L'analyse par fusion est effectuée sur deux prises de 100 g, broyées à — 100 mesh ⁽⁴⁾, en employant le flux habituel ⁽⁵⁾.

Notons que les tailings d'amalgamation ne donnent

⁽¹⁾ A. PRIGOGINE, *loc. cit.*, p. 16.

⁽²⁾ A. PRIGOGINE, *loc. cit.*, p. 17.

⁽³⁾ En négligeant les pertes par éclaboussures pendant le panning et le séchage.

⁽⁴⁾ Certains minerais demandent un broyage à — 200 mesh pour que la fusion soit complète (voir p. ex. B. W. HILL, *Eng. Min. J.*, 141, n° 10, 38, 1940).

⁽⁵⁾ Voir p. 20.

généralement qu'un refus de 5 à 10 % au tamis de 100 mesh. Il faut donc soumettre un pourcentage relativement faible au broyage.

Pour montrer la reproductibilité des analyses par amalgamation, nous donnons, dans le tableau X, les teneurs obtenues lors de l'étude métallurgique du filon de Lutunguru ⁽¹⁾.

TABLEAU X.

Reproductibilité des résultats d'analyse par amalgamation.

Désignation de l'échantillon	t _{Au/Am} en g/T	x en g/T	x en %
1221 — 8b	20,1	— 1,0	— 5,0
1221 — 9a	21,1	0,0	0,0
1221 — 9b	20,8	— 0,3	— 1,5
1221 — 10b	21,0	— 0,1	— 0,5
1221 — 2a	22,1	+ 1,0	+ 4,6
1221 — 10a	21,2	+ 0,1	+ 0,5
Moyenne	21,1	± 0,4	± 1,9
2221 — 1a	20,5	— 0,5	— 2,4
2221 — 2a	21,3	+ 0,3	+ 1,4
2221 — 1b	19,3	— 1,7	— 8,8
2221 — 2b	22,8	+ 1,8	+ 7,9
2221 — 3b	20,7	— 0,3	— 1,5
2221 — 4b	21,1	+ 0,1	+ 0,4
Moyenne	21,0	± 0,8	± 4,1
2121 — 7a	21,4	— 0,9	— 4,3
2121 — 7b	23,4	+ 1,1	+ 4,8
2121 — 12b	23,6	+ 1,3	+ 5,4
2121 — 12a	21,4	— 0,9	— 4,3
2121 — 4a	22,7	+ 0,4	+ 1,7
2121 — 4b	21,5	— 0,8	— 4,1
Moyenne	22,3	± 0,9	± 4,1

(¹) Nous avons concassé à — 15 mm un échantillon de 600 kg environ. Après mélange, nous l'avons partagé en seize fractions de 40 kg qui ont été pulvérisées à — 20 mesh. Après mélange et division, nous en avons prélevé des prises de 2 à 3 kg qui ont été analysées.

L'écart moyen à la moyenne est de 3,3 %. L'écart probable est de 2,9 %.

Voici la concordance obtenue, dans le cas d'un autre échantillon du filon de Lutunguru broyé à — 28 mesh.

TABLEAU XI.

Reproductibilité des résultats d'analyse.

N° échantillons	$t_{Au/Am}$ en g/T	x	x^2	$t_{Au/T}$ en g/T	x	x^2
111	30,7	+ 0,1	0,01	41,0	— 0,9	0,81
112	27,0	— 3,6	13,00	39,0	— 2,9	8,44
121	30,2	— 0,4	0,16	41,5	— 0,4	0,16
122	32,7	+ 2,1	4,42	43,7	+ 1,8	3,85
211	29,9	— 0,7	0,49	40,5	— 1,4	1,96
212	33,2	+ 2,6	6,78	46,3	+ 4,4	19,40
221	30,3	— 0,3	0,09	41,5	— 0,4	0,16
Moyenne	30,6	± 1,40	24,95	41,9	± 1,75	34,18

Nous calculons un écart probable de 4,5 % pour $t_{Au/Am}$ et 3,9 % pour $t_{Au/T}$.

Ces chiffres montrent à suffisance que *la méthode d'analyse employée permet d'obtenir une bonne reproductibilité de la teneur, avec un écart probable de 3 à 5 %.*

Quelle est la valeur de l'erreur admissible, dans le cas de l'analyse de minerais aurifères ? En nous basant sur les diverses sources citées par TAGGART (1), nous avons établi le tableau suivant qui donne l'écart admissible entre deux essais faits par le même essayeur, avec le même échantillon finement broyé.

(1) A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 19-19.

TABLEAU XII.

Écart admissible pour l'analyse de minerais aurifères.

Teneur du minerai en g/T	Écart en g/T	Écart en %
<30	<0,6	5 à 2
30 à 60	0,6 à 1,2	2
60 à 150	1,2 à 1,5	2 à 1
150 à 600	1,5 à 3	1 à 0,5

Deux essayeurs travaillant avec le même échantillon doivent trouver des erreurs analogues.

Le tableau XIII donne des écarts trouvés pour une série d'échantillons entre l'acheteur et le vendeur (1).

TABLEAU XIII.

Teneur g/T	Nombre d'échantillons	Écart moyen g/T	Écart probable g/T	Écart max. g/T
9 — 30	96	0,66	0,57	2,7
30 — 60	172	1,54	1,31	6,6
60 — 100	110	1,80	1,47	5,6
80 — 130	56	3,02	2,48	11,6
130 — 150	12	2,70	2,36	6,2
160 — 190	8	2,65	2,38	6,0

Les valeurs ci-dessus indiquent que l'échantillonnage doit être exact à au moins 1 % près, dans le cas d'un minerai à 150 g/T, tandis que l'erreur admissible peut atteindre même 5 %, dans le cas d'un minerai à 15 g/T.

Toutefois, il ne faut pas oublier que l'erreur admissible dépend du but poursuivi par l'analyse. C'est ainsi que l'erreur doit être particulièrement faible, dans le cas d'analyses qui doivent servir de base aux transactions commerciales entre le vendeur et l'acheteur. Par contre,

(1) D'après A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 19-19.

l'erreur admissible peut être plus élevée, dans le cas d'analyses journalières faites en vue de l'établissement du bilan. Mais, de toute façon, *l'écart probable de nos analyses ne dépasse pas les chiffres du tableau XII.*

Notons encore que, dans un récent article, WEST ⁽¹⁾ attribue le bilan déficitaire d'une usine à la présence de sels d'or dans le minerai traité. Il croit qu'il s'agit de Au₂S qui se dissout pendant le broyage et échappe ainsi au bilan. Nous donnons cette hypothèse sous toute réserve, la preuve que cette fraction d'or se trouve bien en solution, n'yant pas été faite analytiquement ⁽²⁾.

B. ÉCHANTILLONNAGE AU LABORATOIRE.

Le but de l'échantillonnage au laboratoire est de préparer une fraction représentative du lot initial destinée à l'analyse chimique. Ceci doit être fait en se basant sur l'expérience acquise avec des minerais semblables ou en tenant compte de considérations théoriques qui résultent du calcul des probabilités.

Pour bien montrer l'importance d'un bon échantillonnage, nous voudrions d'abord citer, à titre d'exemples, quelques cas où l'inobservance des règles de l'échantillonnage a conduit à des résultats erronés :

a. Des échantillons de 1 kg prélevés après concassage à — 6 mm environ ont donné une très mauvaise concordance ; dans les conditions décrites, des écarts de 25-30 % étaient possibles ⁽³⁾.

b. Des échantillons de 50 kg ont été concassés à — 6 mm environ. On a prélevé ensuite, à l'aide de l'échan-

⁽¹⁾ W. F. WEST, d'après Min. Mag. LXXXVII, 316, 1952.

⁽²⁾ Il serait, en effet, facile de récolter l'eau qui a servi pour un essai de broyage dans un petit broyeur de laboratoire, d'évaporer cette eau et de doser l'or dans le résidu obtenu.

⁽³⁾ W. F. BOERICKE, *Eng. Min. J.*, 140, n° 6, 55, 1939.

W. F. BOERICKE, *loc. cit.*, p. 55.

tillonneuse Jones, une prise de 1 kg qui a été broyée à — 100 mesh. Les teneurs trouvées étaient trop élevées et l'usine a dû être arrêtée après trois mois ⁽¹⁾.

c. Dans un autre cas, en partant des échantillons de 25 kg concassés à — 6 mm seulement, on a obtenu des teneurs entre 3 et 6 g/T. Par contre, en travaillant correctement, les teneurs ne dépassaient pas 1 g/T ⁽²⁾.

D'une part, au point de vue économique, on a évidemment avantage à soumettre à l'analyse un échantillon d'un poids réduit. D'autre part, plus le nombre des morceaux prélevés est grand, plus l'échantillon est représentatif. Il en résulte que son exactitude augmente avec le poids et avec la finesse de broyage.

L'échantillon doit donc subir au laboratoire une préparation mécanique qui permettra d'arriver à une prise d'un faible poids, finement broyée, en partant de l'échantillon initial généralement fort important. Ceci nécessite deux opérations que l'on effectue alternativement :

1. Réduction de la grandeur des particules de l'échantillon ;
2. Réduction du poids de l'échantillon.

A chaque division, le rejet et l'échantillon doivent être identiques. Ceci demande un *mélange parfait*, une *division soignée* et une *propreté rigoureuse*. Il est essentiel de ne pas perdre les particules très fines qui, souvent, sont plus riches que l'ensemble. Chaque réduction de l'échantillon doit être précédée d'un broyage pour que le rapport du poids de la plus grande particule

⁽¹⁾ B. W. HILL, *loc. cit.*, p. 38.

⁽²⁾ On trouvera des détails concernant les machines employées pour le concassage et broyage des échantillons et les méthodes de division en usage au laboratoire par exemple dans E. E. BUGBEE, *loc. cit.*, pp. 52 à 69 ; E. A. SMITH, *loc. cit.*, pp. 81 à 112 ; S. J. TRUSCOTT, *Mine Economics*, Second edition, London, 1947, pp. 28 à 38.

au poids de l'échantillon ne dépasse pas une certaine valeur limite.

Nous devons donc connaître le poids minimum à prélever à chaque étape de la préparation mécanique pour que le résultat final soit exact entre certaines limites données (erreur admissible) et ceci avec une certaine probabilité.

Plusieurs facteurs déterminent ce poids :

1. Diamètre des morceaux de l'échantillon ;
2. Homogénéité du minerai.

La fonction qui lie le poids de l'échantillon au diamètre (ou au poids) des particules est assez complexe et ses paramètres dépendent de la nature du minerai : teneur, granulométries de l'or et de la gangue, distribution de l'or dans la gangue.

Les minerais les plus difficiles à échantillonner sont ceux contenant les métaux précieux à l'état natif ou concentrés dans une petite portion de minerai riche (pyrite, mispickel, etc.) incluse dans une gangue stérile. Lorsque l'or (ou la pyrite) se présente sous forme de particules relativement grandes, l'échantillonnage est beaucoup plus difficile que si l'or est finement disséminé dans tout le minerai.

Considérons un échantillon constitué par une certaine proportion de particules d'or et de gangue, d'un diamètre moyen \bar{D} . C'est le cas d'un gravier aurifère alluvionnaire après séparation d'une catégorie granulométrique à l'aide de deux tamis rapprochés. Lorsqu'on fixe la valeur de l'écart probable, il est possible de calculer le poids de l'échantillon à prélever comme suit :

L'écart-type s d'un lot à échantillonner formé par un nombre infiniment grand de particules de densités

d_1 (minerai) et d_2 (gangue), toutes de même diamètre, est donné par ⁽¹⁾ :

$$s = \frac{(100 - t)d_1 + td_2}{100\sqrt{d_1 d_2}} \sqrt{\frac{t(100 - t)}{n_E}}. \quad (7)$$

t étant la teneur du minerai en % (dans l'ensemble), n_E le nombre de particules prélevées.

Dans le cas d'un gravier alluvionnaire aurifère nous avons $d_1 = 19,3$ et $d_2 = 2,6$. On obtient alors :

$$s = \frac{1930 - 16,7t}{705} \sqrt{\frac{t(100 - t)}{n_E}}.$$

Comme les teneurs rencontrées sont très faibles, cette expression peut être simplifiée en :

$$s = 27,4 \sqrt{\frac{t}{n_E}}.$$

Par définition de l'écart probable, on a ⁽²⁾ :

$$r = 0,675 s$$

Ces deux équations donnent :

$$r = 18,5 \sqrt{\frac{t}{n_E}}. \quad (8)$$

Nous constatons donc que l'écart probable dépend seulement de la teneur de l'échantillon et du nombre de particules prélevées.

En admettant des particules sphériques, nous obtenons :

$$r = 21,6 \sqrt{\frac{t\bar{D}^3}{W}}. \quad (9)$$

\bar{D} étant le diamètre moyen en cm, W le poids de l'échantillon en g.

⁽¹⁾ Voir p. ex. H. A. BEHRE et M. D. HASSIALIS dans A. F. TAGGART, *loc.cit.*, pp. 19-04.

⁽²⁾ Lorsque l'on désire connaître le résultat avec une autre probabilité, on aura recours au tableau XIV.

Il en résulte pour le poids de l'échantillon à prélever :

$$W = 467 \frac{t\bar{D}^3}{r^2}. \quad (10)$$

Dans le cas d'un échantillon constitué uniquement de particules de minerai et de gangue, le poids à prélever est donc proportionnel au cube du diamètre, la teneur et l'écart probable étant fixés.

Passons maintenant à un minerai d'origine filonienne qui montre une association entre l'or et la gangue. Dans chaque échantillon, nous pouvons considérer une certaine proportion d'or libre, de barrés (gangue avec or inclus) et de gangue stérile. Les proportions relatives de ces constituants ne sont pas les mêmes dans les diverses catégories granulométriques. Normalement, les gros morceaux sont constitués uniquement de barrés, tandis que, dans les catégories les plus fines, une grande partie de l'or est à l'état libre.

En se basant sur le calcul des probabilités, on arrive à l'équation suivante qui donne l'écart-type de la teneur t , dans le cas d'un lot formé par un nombre infiniment grand de particules de compositions et de dimensions variables ⁽¹⁾ :

$$s^2 = \sum_{ij} \left(\frac{\delta t}{\delta p_{ij}} \right)^2 s_{ij}^2 - \frac{1}{n_E} \sum_{ij} \sum_{i'j'} \left(p_{ij} \frac{\delta t}{\delta p_{ij}} \right) \left(p_{i'j'} \frac{\delta t}{\delta p_{i'j'}} \right). \quad (11)$$

On considère le lot comme étant constitué par i fractions de dimensions différentes et par j fractions de densités différentes. Chaque fraction ij est donc caractérisée par sa teneur t_{ij} , sa proportion de particules p_{ij} par rapport au nombre total de particules et par son écart-type s_{ij} .

⁽¹⁾ Pour tous les détails voir H. A. BEHRE et M. D. HASSIALIS dans A. F. TAGGART, *loc. cit.*, pp. 19-06.

Pour pouvoir se servir de l'équation (11) il faut connaître la granulométrie de l'or et de la gangue, la distribution de l'or dans la gangue et la teneur du minerai. Dans le cas d'un gravier alluvionnaire, nous ne devons pas tenir compte des barrés, la totalité de l'or étant considérée comme se trouvant à l'état libre. Par contre, dans le cas d'un minerai filonien, une petite partie de l'or est seulement libérée, le reste étant inclus dans la gangue. Une simplification résulte du fait que nous pouvons supposer toute la gangue comme aurifère. En effet, il n'y a pas moyen de distinguer entre une gangue vraiment stérile et légèrement aurifère.

Lorsqu'il faut tenir compte d'un grand nombre de fractions, les calculs sont assez longs, mais n'offrent aucune difficulté.

On obtient finalement l'équation suivante :

$$n_E s^2 = k \quad (11a)$$

k étant une constante numérique calculée à l'aide de (11).

Nous devons encore déterminer la valeur de l'écart-type qui dépend de la précision recherchée :

$$s = \frac{x}{\bar{X}} \quad (12)$$

x représente l'écart en % à la teneur moyenne. \bar{X} est fonction de la probabilité avec laquelle nous désirons obtenir le résultat final. Le tableau XIV donne quelques valeurs de \bar{X} :

TABLEAU XIV.

*Variation de l'écart-type unitaire
en fonction de la probabilité.*

P	X
0,50	0,675
0,68	1,000
0,90	1,645
0,95	1,960
0,96	2,054
0,97	2,170
0,98	2,326
0,99	2,576

A partir de (11a) et de (12), on obtient :

$$n_E = \frac{kX^2}{x^2}. \quad (13)$$

Le poids est donné par (dans le cas de particules sphériques) :

$$W = 0,52 n_E \sum_{ij} \bar{D}_{ij}^3 d_{ij} p_{ij} \quad (14)$$

(13) et (14) permettent de calculer le poids de l'échantillon :

$$W = \frac{0,52 kX^2}{x^2} \sum_{ij} \bar{D}_{ij}^3 d_{ij} p_{ij}. \quad (15)$$

Cette équation a exactement la même forme que (10), soit

$$W = \frac{k'}{x^2} \quad (15a)$$

ou également :

$$x = k'' W^{-\frac{1}{2}} \quad (15b)$$

(15b) représente une droite, lorsqu'on porte x en fonc-

tion de $W^{-\frac{1}{2}}$. On obtient aussi une droite, lorsqu'on envisage $\log x$ en fonction de $\log W$ (1).

Nous reviendrons à la formule (15) lors de la discussion de l'échantillonnage en tête de l'usine. Mais disons immédiatement que le champ d'application de cette formule nous paraît assez limité. Tout d'abord, elle demande une étude expérimentale préalable poussée du lot à échantillonner. De plus, les renseignements obtenus ne sont valables que pour le minerai en question et encore seulement au même degré de comminution. En effet, un concassage à une finesse plus grande modifie les granulométries et la distribution de l'or. C'est ainsi qu'en calculant le poids à prélever, par exemple pour un échantillon à — 15 mm, on ne peut pas prédire le poids après concassage à — 4 mm. De nouveau, seule une étude expérimentale permet l'application de la formule (15) au minerai concassé à — 4 mm.

C'est pourquoi on a essayé de se servir de formules empiriques plus simples, ne demandant pas une étude expérimentale très poussée. Ces formules ont toutes la forme suivante :

$$W = kD^m \quad (16)$$

k et m sont supposés constants pour un minerai donné.

Si on pouvait concasser un échantillon sans modifier la distribution de l'or, c'est-à-dire si chaque particule donnait naissance à un certain nombre de particules de composition identique à celle de la particule initiale, on obtiendrait $m = 3$. La formule (16) deviendrait alors semblable à (10) et à (15) :

$$W = kD^3. \quad (17)$$

(1) Voir p. 67.

Cependant, cette formule ne donne pas de bons résultats en pratique. D'une part, elle conduit à des poids excessifs pour de grands diamètres. D'autre part, elle ne tient pas compte du fait qu'à une finesse plus grande, il y a libération de particules d'or et qu'il y a plus de chances de trouver des particules riches dans les catégories fines que dans les catégories grosses. Par conséquent, elle donne des poids trop faibles pour les petits diamètres (1).

En se basant sur la constatation qu'en pratique, on prend des poids proportionnels au carré du diamètre, RICHARDS (2) a calculé des tableaux pour divers types de minerais. Nous avons représenté graphiquement ces tableaux dans la fig. 1.

Les poids sont donc donnés par :

$$W = KD^2 \quad (18)$$

Voici la valeur de K pour divers types de minerais aurifères, W étant exprimé en kg et D en mm :

<i>Nature des minerais.</i>	<i>K</i>
Minerais très pauvres ou très homogènes	0,21
Minerais pauvres ou homogènes	0,70
Minerais moyens I	1,55
Minerais moyens II	3,49
Minerais riches ou hétérogènes	8,95

En se basant sur la formule de RICHARDS, il est possible de trouver expérimentalement K pour un minerai de la façon suivante : on détermine, pour une finesse donnée, le poids de l'échantillon à prendre pour que

(1) R. H. RICHARDS et CH. E. LOCKE, A Textbook of Ore Dressing, New York, 1925, p. 316.

(2) Voir p. ex. A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 19-22. Notons que les valeurs minima données par Richards pour un minerai aurifère (colonne 16) correspondent à $W = 5,73 D^2$.

l'écart probable ne dépasse pas une certaine valeur limite ⁽¹⁾. Ceci permet alors de calculer K pour le minerai en question.

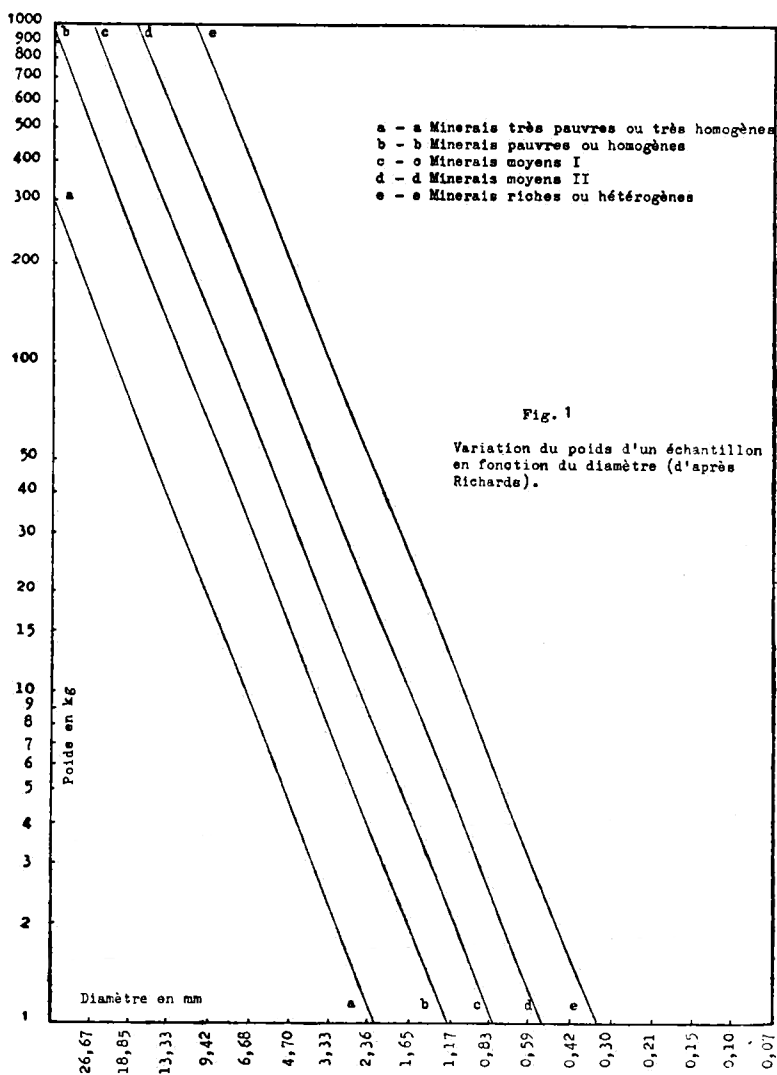


Fig. 1

Variation du poids d'un échantillon en fonction du diamètre (d'après Richards).

(1) Voir p. 31.

Nous avons déterminé de cette façon K, pour différentes étapes de la préparation mécanique des échantillons au laboratoire, notamment pour le concassage à — 15 et à — 4 mm.

a. *Concassage à — 15 mm.*

L'échantillon reçu au laboratoire est concassé à — 15 mm. Après mélange par la méthode du cône, on prélève environ 50 kg.

Nous avons déterminé, pour trois minerais différents, l'écart probable de cet échantillonnage.

Pour cela, nous avons concassé à — 15 mm environ 200 kg de minerai, dans un granulateur Denver 5" × 6". La fig. 2 montre la granulométrie obtenue. On mélange 10 fois par la méthode du cône. Ensuite, on divise l'échantillon en quatre fractions (I à IV) qui sont broyées à — 28 mesh, dans un pulvérisateur Braun. Finalement, on détermine la teneur de chaque fraction en analysant plusieurs prises.

Les tableaux XV à XVII montrent les résultats obtenus, pour chaque échantillon.

TABLEAU XV

Lubena, filon A, concassage — 15 mm.

Fraction	$t_{\text{Au}/\text{Am}}$ en g/T	x	x^2	$t_{\text{Au}/\text{T}}$ en g/T	x	x^2
I	12,30	+ 0,90	0,81	14,10	+ 0,75	0,56
II	11,90	+ 0,50	0,25	14,10	+ 0,75	0,56
III	9,65	— 1,75	3,07	11,55	— 1,80	3,25
IV	11,85	+ 0,45	0,20	13,65	+ 0,30	0,09
Moyenne	11,40	± 0,90	4,33	13,35	± 0,90	4,16

$$t_{\text{Au}/\text{Am}} : r = 0,81 = 7,1 \%$$

$$t_{\text{Au}/\text{T}} : r = 0,82 = 6,2 \%$$

TABLEAU XVI

Manguredjipa, gîte A, concassage — 15 mm.

Fraction	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2	$t_{\text{Au/T}}$ en g/T	x	x^2
I	56,5	— 0,5	0,25	78,2	— 0,5	0,25
II	57,9	+ 0,9	0,81	79,6	+ 0,9	0,81
III	55,3	— 1,7	2,89	77,6	— 1,1	1,21
IV	58,2	+ 1,2	1,44	79,5	+ 0,8	0,64
Moyenne	57,0	$\pm 1,1$	5,39	78,7	$\pm 0,8$	2,91

$$t_{\text{Au/Am}} : r = 0,91 = 1,6 \%$$

$$t_{\text{Au/T}} : r = 0,67 = 0,8 \%$$

TABLEAU XVII.

Lutunguru, filon II, concassage — 15 mm.

Fraction	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2	$t_{\text{Au/T}}$ en g/T	x	x^2
I	15,15	0,00	0,00	20,6	— 0,1	0,01
II	15,00	— 0,15	0,02	20,6	— 0,1	0,01
III	13,45	— 1,70	2,89	18,4	— 2,3	5,30
IV	17,00	+ 1,85	3,43	23,3	+ 2,6	6,78
Moyenne	15,15	$\pm 0,9$	6,34	20,7	$\pm 1,3$	12,10

$$t_{\text{Au/Am}} : r = 0,98 = 6,5\%$$

$$t_{\text{Au/T}} : r = 1,35 = 6,5\%$$

Voici, en résumé, les résultats obtenus, d'abord pour la teneur en or amalgamable et ensuite, pour la teneur en or total.

TABLEAU XVIII.

Concassage à — 15 mm.

Origine	$t_{Au/Am}$ en g/T	x moy. en g/T	r en g/T	r en %
Lubena	11,40	0,90	0,81	7,1
Lutunguru II	15,15	0,90	0,98	6,5
Manguredjipa	57,0	1,1	0,91	1,6

TABLEAU XIX.

Concassage à — 15 mm.

Origine	$t_{Au/r}$ en g/T	x moy. en g/T	r en g/T	r en %
Lubena	13,35	0,90	0,82	6,2
Lutunguru II	20,7	1,3	1,35	6,5
Manguredjipa	78,7	0,8	0,67	0,8

En premier lieu, n'oublions pas que l'écart probable n'a été déterminé qu'approximativement. Pour connaître sa valeur exacte, on aurait dû le calculer à partir d'un plus grand nombre de déterminations, ce qui était difficilement réalisable en pratique. Il est possible, cependant, de tirer quelques conclusions des chiffres obtenus :

Les meilleurs résultats ont été obtenus avec l'échantillon de Manguredjipa, gîte A. Nous l'attribuons à la présence d'or en grains relativement petits, bien répartis dans la gangue. Dans ce cas, l'écart probable de l'échantillonnage (des manipulations et de l'analyse) après concassage à — 15 mm, est voisin de 1 %, pour une prise de 40 kg environ.

Par contre, l'écart probable est plus grand, de 6 à 7 %, dans le cas du filon Lubena et du filon Lutunguru, pour des prises voisines de 50 kg, après concassage à — 15 mm.

Pour le travail courant, nous estimons que l'on peut continuer à prélever des prises de 50 kg à — 15 mm. Mais pour les analyses particulièrement importantes, il est nécessaire soit de prendre un poids plus grand, soit de concasser à — 10 mm.

On calcule pour la valeur de K de la formule de RICHARDS, 0,22, dans le cas d'un poids de 50 kg à — 15 mm. Le prélèvement d'une prise de 50 kg à — 10 mm correspondrait à $K = 0,50$.

b. *Concassage à — 4 mm.*

Nous avons voulu nous rendre compte si le prélèvement d'un échantillon de 5 kg, après concassage à — 4 mm, est accompagné d'un écart probable acceptable.

L'échantillon est concassé à — 4 mm, dans un concasseur Sturtevant 2" × 6" (voir fig. 3 pour les granulométries obtenues). On prélève ensuite un certain nombre de prises voisines de 5 kg, à l'aide de l'échantillonneuse Jones.

Les résultats obtenus figurent dans les tableaux XX à XXV.

Pour l'élimination de certains résultats, nous nous sommes servis de la distribution normale des écarts à la moyenne (1).

Voici, en résumé les résultats obtenus :

TABLEAU XXVI.
Concassage à — 4 mm.

Origine	$t_{Au/Am}$ en g/T	x moy. en g/T	r en g/T	r en %
Shamimba	5,45	0,28	0,24	4,5
Lubena II	6,50	0,55	0,47	7,2
Lutunguru I	21,75	0,82	0,74	3,4
Grande Mobale, tr. 4	23,0	0,9	0,67	2,9
Grande Mobale, tr. 2	24,6	1,3	1,12	4,6
Grande Mobale, tr. 10	43,4	1,7	1,42	3,3

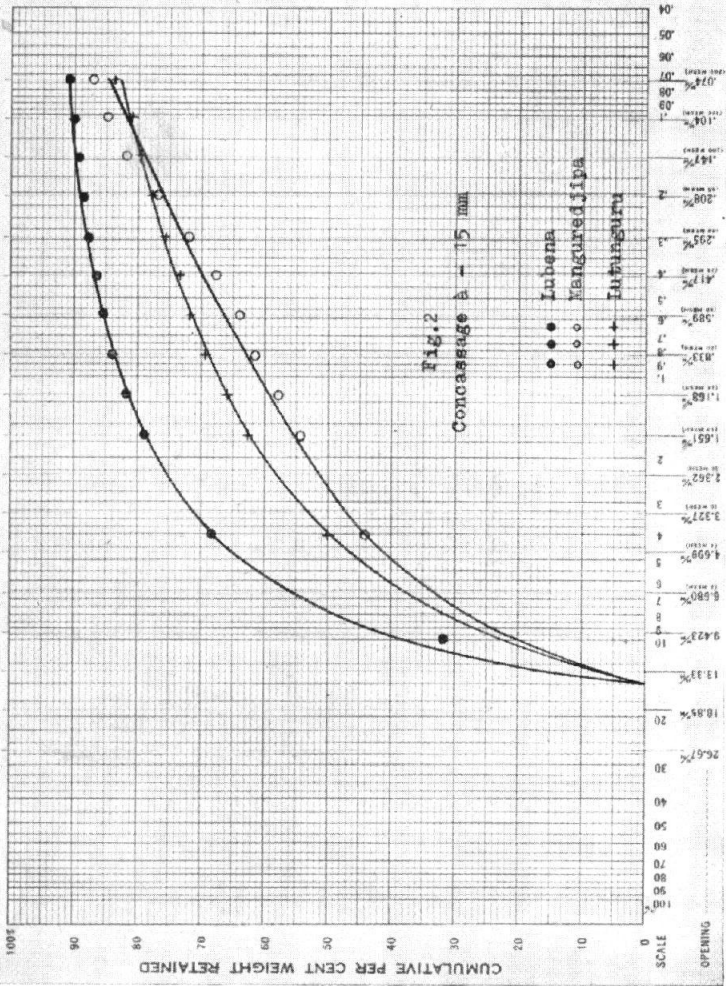
(1) D'après A. F. TAGGART, *loc. cit.*, p. 21-8.

The Tyler Standard Screen Scale

Cumulative Logarithmic Diagram of Screen Analysis on Sample of

Name

Date

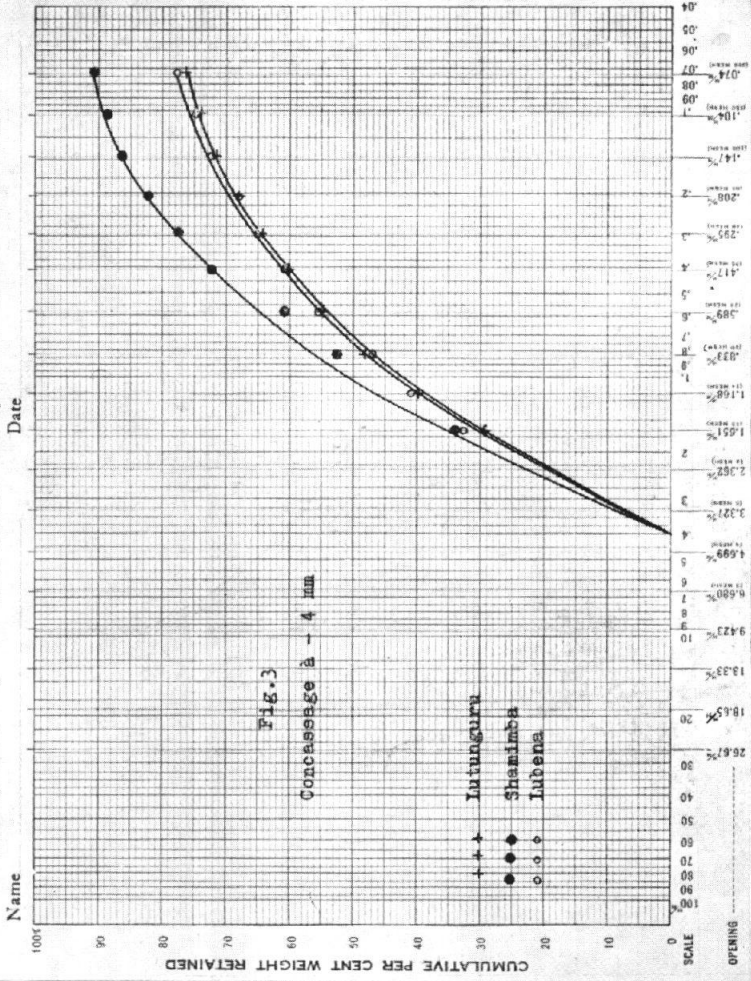


SCALE
OPENING

The Tyler Standard Screen Scale

Cumulative Logarithmic Diagram of Screen Analysis on Sample of _____

Form No. L.C.
Please refer to these
when ordering



L'écart probable est un peu trop élevé pour Lubena II. Dans ce cas, la prise de 5 kg ne semble pas être suffisante, après concassage à — 4 mm. Il faut donc soit prendre une prise plus importante, soit broyer plus finement.

Dans tous les autres cas étudiés, r varie de 2,9 à 4,6, avec une moyenne de 3,7 %. Cette concordance nous paraît suffisante. La valeur de K de la formule de RICHARDS est alors égale à 0,31.

TABLEAU XX.

Shamimba (— 4 mm).

N° prise	Poids en kg	Au en mg	^t Au/Am en g/T	x	x ²
1	4,850	27,65	5,70	+ 0,25	0,06
2	4,910	24,10	4,90	— 0,55	0,30
3	4,960	26,65	5,35	— 0,10	0,01
4	5,000	27,45	5,50	+ 0,05	0,00
5	4,930	25,15	5,10	— 0,35	0,12
6	4,965	26,40	5,30	— 0,15	0,02
7	4,960	28,20	5,70	+ 0,25	0,06
8	5,070	28,85	5,70	+ 0,25	0,06
9	4,980	29,35	5,90	+ 0,45	0,20
10	5,020	30,75	6,15	+ 0,70	0,49
11	(5,025)	(32,50)	(6,45)	—	—
12	5,100	27,70	5,45	0,00	0,00
13	4,990	24,95	5,00	— 0,45	0,20
14	5,110	25,10	4,90	— 0,55	0,30
15	5,080	27,30	5,35	— 0,10	0,01
16	5,260	29,00	5,50	+ 0,05	0,00
Total	75,185	408,60	—	4,25	1,83
Moyenne	5,010	—	5,45	± 0,28	—

TABLEAU XXI.

Lutunguru I (— 4 mm).

N ^o prise	Poids en kg	Au en mg	$t_{Au/Am}$ en g/T	x	x ²
1	5,035	110,60	22,00	+ 0,25	0,00
2	4,980	104,90	21,05	— 0,70	0,49
3	5,030	107,50	21,40	— 0,35	0,12
4	5,130	112,10	21,90	+ 0,15	0,02
5	4,950	111,60	22,55	+ 0,80	0,64
6	5,000	113,85	22,65	+ 0,90	0,81
7	4,980	112,90	22,70	+ 0,95	0,90
8	4,960	105,50	21,30	+ 0,45	0,20
9	4,990	103,30	20,70	— 1,05	1,10
10	4,985	119,45	23,95	+ 2,20	4,85
11	5,020	104,60	20,80	— 0,95	0,90
12	5,020	109,20	21,75	0,00	0,00
13	4,960	95,65	19,30	— 2,45	6,02
14	5,030	113,20	22,50	+ 0,75	0,56
15	4,960	106,40	21,45	— 0,30	0,09
16	(5,030)	(88,15)	(17,50)	—	—
Total	75,030	1.630,75	—	12,25	16,76
Moyenne	5,005	—	21,75	± 0,82	—

TABLEAU XXII
Lubena II (- 4 mm).

N° prise	Poids en kg	Au en mg	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2
1	5,040	34,55	6,85	+ 0,35	0,12
2	5,060	31,25	6,15	- 0,35	0,12
3	5,110	34,95	6,85	+ 0,35	0,12
4	5,170	38,05	7,35	+ 0,85	0,72
5	5,135	35,65	6,95	+ 0,45	0,20
6	5,060	33,25	6,55	+ 0,05	0,00
7	(5,150)	(24,25)	(4,70)	—	—
8	5,110	26,80	5,25	- 1,25	1,56
9	5,040	33,90	6,75	+ 0,25	0,06
10	5,025	31,80	6,35	- 0,15	0,02
11	5,000	31,10	6,20	- 0,30	0,09
12	5,020	37,30	7,45	+ 0,95	0,90
13	4,920	26,55	5,40	- 1,10	1,21
14	5,010	32,20	6,45	- 0,05	0,00
15	4,960	37,60	7,60	+ 1,10	1,21
16	5,110	29,90	5,85	- 0,65	0,42
Total	75,770	494,85	—	—	6,75
Moyenne	5,055	—	6,50	$\pm 0,55$	—

TABLEAU XXIII
G22 Gde Mobale, tranchée 2, (- 4 mm).

N° prise	Poids en kg	Au en mg	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2
1	4,800	124,20	25,9	+ 1,3	1,69
2	5,100	130,30	25,6	+ 1,0	1,00
3	5,250	131,05	25,0	+ 0,4	0,16
4	4,800	115,15	24,0	- 0,6	0,36
5	5,300	123,55	23,3	- 1,3	1,69
6	4,950	106,85	21,6	- 3,0	9,00
7	5,150	127,60	24,8	+ 0,2	0,04
8	5,350	144,00	26,9	+ 2,3	5,30
Total	40,700	1.002,70	—	—	19,24
Moyenne	5,090	—	24,6	$\pm 1,3$	—

TABLEAU XXIV.

G22 Gde Mobale, tranchée 4 (— 4 mm).

N° prise	Poids en kg	Au en mg	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2
1	(4,600)	(76,50)	(16,6)	(— 6,4)	—
2	4,650	101,55	21,8	— 1,2	1,44
3	4,900	109,60	22,4	— 0,6	0,36
4	4,870	117,60	24,1	÷ 1,1	1,21
5	4,750	111,20	23,4	÷ 0,4	0,16
6	4,600	102,80	22,3	— 0,7	0,49
7	5,000	121,50	24,3	÷ 1,3	1,69
8	5,100	114,00	22,3	— 0,7	0,49
Total	33,870	778,25	—	—	5,84
Moyenne	4,850	—	23,0	± 0,9	—

TABLEAU XXV.

G22 Gde Mobale, tranchée 10 (— 4 mm).

N° prise	Poids en kg	Au en mg	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2
1	(4,310)	(144,30)	(33,2)	(— 11,2)	—
2	4,450	182,70	41,1	— 2,3	5,30
3	4,300	193,30	44,9	+ 1,5	2,25
4	4,600	213,50	46,4	+ 3,0	9,00
5	4,710	208,45	44,2	— 0,8	0,64
6	4,800	210,65	43,9	+ 0,5	0,25
7	4,340	184,80	42,6	— 0,8	0,64
8	4,300	174,20	40,5	— 2,9	8,42
Total	31,600	1.367,60	—	—	26,50
Moyenne	4,500	—	43,4	± 1,7	—

Lorsque l'écart probable trouvé, pour le poids envisagé, doit être considéré comme trop élevé, on peut calculer le poids nécessaire pour que l'écart probable soit égal à une certaine valeur fixée à l'avance. Pour cela, il faut se servir de la formule (19) qui donne le nombre de prises à prélever dans le lot à échantillonner :

$$y = \left(\frac{Xs}{zt} \right)^2 \quad (19)$$

t : Teneur moyenne en g/T ;

s : Écart-type en g/T ;

z : Écart relatif fixé (par rapport à t) ;

X : Écart-type unitaire correspondant à une probabilité donnée (tableau XIV).

Le poids à prendre W_x est alors :

$$W_x = yW_1$$

W_1 étant le poids de chaque prise.

Appliquons cette formule au cas de l'échantillon Lubena II, concassé à — 4 mm. Nous avons obtenu $r = 7,2 \%$. Quel doit être le poids à prélever pour que l'écart probable soit égal à $3,7 \%$ (moyenne obtenue pour les autres échantillons après concassage à — 4 mm) ?

$$W_1 = 5,055 \text{ kg}$$

$$t = 6,5 \text{ g/T}$$

$$z = 0,037$$

$$s = 0,70$$

$$X = 0,675$$

$$y = \left(\frac{0,675 \cdot 0,70}{0,037 \cdot 6,5} \right)^2 = 3,9$$

$$W_x = 5,055 \cdot 3,9 = 19,7 \text{ kg.}$$

Nous possédons suffisamment de mesures, dans le cas de Shamimba, Lutunguru et Lubena, pour réunir chaque

fois deux prises successives et calculer ensuite l'écart probable pour des prises de 10 kg, après concassage à — 4 mm. Les tableaux XXVII à XXIX montrent les résultats obtenus.

TABLEAU XXVII.

Shamimba (— 4 mm).

N° prise	Poids en kg	Au en mg	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2
1 + 2	9,760	51,75	5,30	— 0,20	0,04
3 + 4	9,960	54,10	5,45	— 0,05	0,00
5 + 6	9,895	51,55	5,20	— 0,30	0,09
7 + 8	10,030	57,05	5,70	+ 0,20	0,04
9 + 10	10,000	60,10	6,00	+ 0,50	0,25
11 + 12	10,125	60,20	5,95	+ 0,45	0,20
13 + 14	10,100	50,05	4,95	— 0,55	0,30
15 + 16	10,340	56,30	5,45	— 0,05	0,00
Total	80,210	441,10	—	2,30	0,92
Moyenne	10,020	—	5,50	$\pm 0,29$	—

TABLEAU XXVIII.

Lutunguru I (— 4 mm).

N° prise	Poids en kg	Au en mg	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2
1 + 2	10,015	215,50	21,55	— 0,25	0,06
3 + 4	10,160	219,60	21,60	— 0,20	0,04
5 + 6	9,950	225,45	22,60	+ 0,80	0,64
7 + 8	9,940	218,40	22,00	+ 0,20	0,04
9 + 10	9,975	222,75	22,30	+ 0,50	0,25
11 + 12	10,040	213,80	21,25	— 0,55	0,30
13 + 14	9,990	208,85	20,90	— 0,90	0,81
15 + 16	(9,990)	(194,55)	(19,50)	—	—
Total	70,070	1.524,35	—	3,40	2,14
Moyenne	10,010	—	21,80	$\pm 0,49$	—

TABLEAU XXIX.

Lubena II (— 4 mm).

N° prise	Poids en kg	Au en mg	$t_{Au/Am}$ en g/T	x	x ²
1 + 2	10,100	65,80	6,50	— 0,10	0,01
3 + 4	10,280	73,00	7,10	+ 0,50	0,25
5 + 6	10,195	68,90	6,75	+ 0,15	0,02
7 + 8	(10,260)	(51,05)	(5,00)	—	—
9 + 10	10,065	65,70	6,55	— 0,05	0,00
11 + 12	10,020	68,40	6,80	+ 0,20	0,04
13 + 14	9,930	58,75	5,90	— 0,70	0,49
15 + 16	10,070	67,50	6,70	+ 0,10	0,01
Total	70,660	418,05	—	± 1,80	0,82
Moyenne	10,110	—	6,60	0,26	—

Voici la comparaison :

TABLEAU XXX

Origine	r en %	
	5 kg	10 kg
Shamimba	4,5	4,4
Lutunguru I	3,4	1,8
Lubena	7,2	3,7

Tandis que pour Shamimba et Lutunguru, la diminution de r est faible, on obtient une concordance sensiblement meilleure, dans le cas de Lubena II. Il en résulte que, dans ce cas, il faut prendre un échantillon de 10 kg, après concassage à — 4 mm ($K = 0,62$).

Dans le cas des exemples précédents, nous avons simplement déterminé, par expérience, la valeur de l'écart probable pour une prise d'un certain poids, concassée à une finesse donnée. Nous avons ensuite jugé si la valeur de l'écart probable était acceptable ou non. Cependant, cette méthode ne permet pas d'obtenir

le poids minimum à prélever et il peut arriver que le poids choisi soit, en réalité, trop élevé pour le minerai en question. Il faut alors s'adresser à une méthode plus complète, mais aussi beaucoup plus longue et onéreuse : *il faut déterminer expérimentalement la variation de l'écart probable en fonction du poids de l'échantillon.* A l'aide du graphique obtenu, on trouvera la valeur optimum du poids ⁽¹⁾.

Le schéma ci-annexé (Fig. 4) montre les détails de cette étude, dans le cas du concassage à — 4 mm, effectué avec l'échantillon du filon Lutunguru II, le poids variant entre 40 et 0,6 kg.

Toutefois, il ne faut pas perdre de vue que l'erreur totale est égale à la somme des erreurs partielles, soit :

1. Erreur provenant de la réduction du poids de l'échantillon ;
2. Erreur due au prélèvement de la prise pour l'analyse (quand la totalité de l'échantillon n'est pas soumise à l'analyse) ;
3. Erreur due à l'analyse chimique proprement dite.

Dans l'erreur provenant de la réduction du poids, il y a lieu de distinguer l'erreur due au nombre de particules présentes, c'est-à-dire au poids de l'échantillon, et l'erreur due aux diverses manipulations (mélange, nettoyage, division, etc...).

Comme la méthode expérimentale ne permet pas de déterminer uniquement l'erreur due au nombre de particules, qui nous intéresse particulièrement, mais l'erreur totale, les diverses opérations doivent être conduites de telle façon que les erreurs dues aux autres causes restent le plus constantes possibles. On peut alors attribuer la variation de l'erreur globale à la variation de l'erreur due au poids.

(1) N. W. BARYCHEV et P. L. KALLISTOW, *Zvetnie Metalli* 13 (n° 12), 3, 1938.

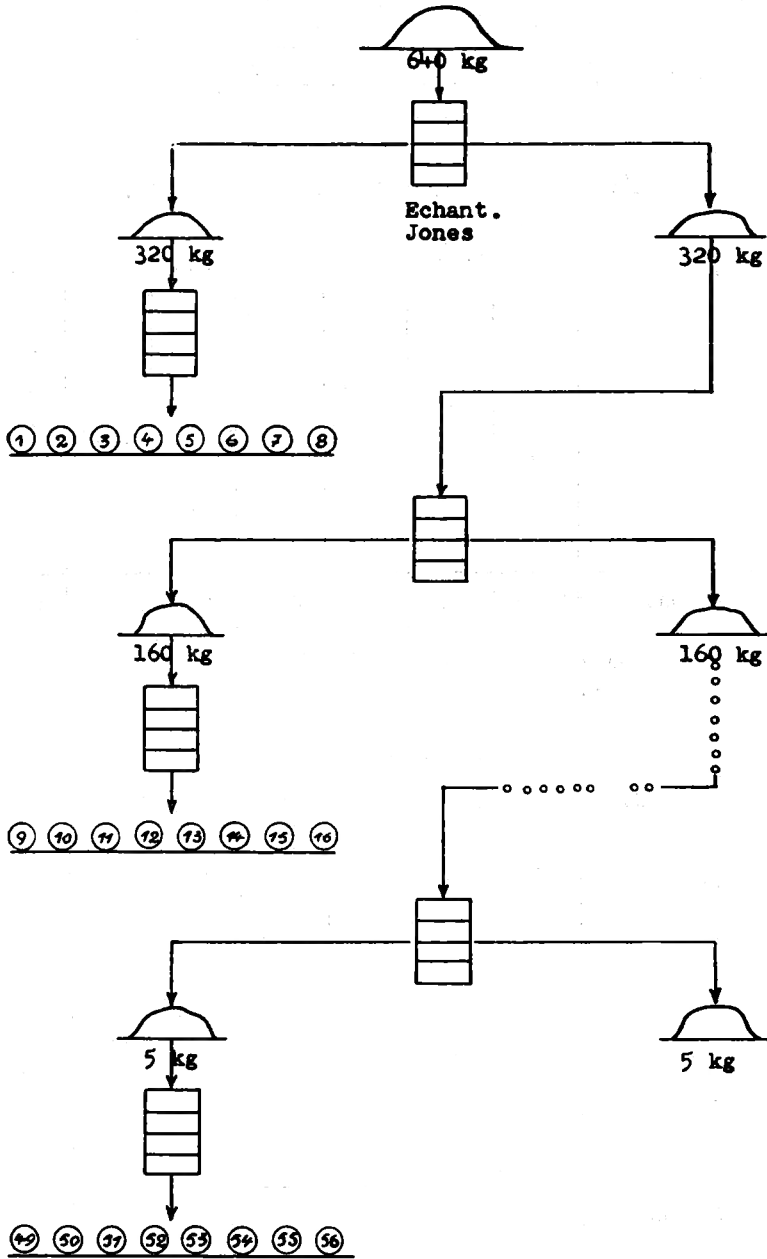


FIG. 4. — Schéma de l'étude du concassage à — 4 mm.

A titre d'exemple nous donnons en détail les analyses effectuées dans le cas de l'étude du concassage à — 4 mm (tableau XXXI à XXXVII).

TABLEAU XXXI.

Lutunguru II, concassage — 4 mm.

Fraction	Poids en kg	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2	$t_{\text{Au/T}}$ en g/T	x	x^2
1	39,500	11,8	— 1,2	1,44	16,8	— 1,6	2,56
2	39,500	11,8	— 1,2	1,44	17,2	— 1,2	1,44
3	39,500	13,2	+ 0,2	0,04	19,4	+ 1,0	1,00
4	39,500	13,4	+ 0,4	0,16	18,8	+ 0,4	0,16
5	39,430	14,2	+ 1,2	1,44	19,5	+ 1,1	1,21
6	39,990	13,6	+ 0,6	0,36	18,5	+ 0,1	0,01
7	39,725	13,0	0,0	0,00	18,3	— 0,1	0,01
8	39,850	13,2	+ 0,2	0,04	18,3	— 0,1	0,01
Moyenne	39,600	13,0	$\pm 0,6$	4,92	18,4	$\pm 0,7$	6,40

$$t_{\text{Au/Am}} : r = 0,57 = 4,3 \%$$

$$t_{\text{Au/T}} : r = 0,65 = 3,5 \%$$

TABLEAU XXXII.

Lutunguru II, concassage — 4 mm.

Fraction	Poids en kg	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T	x	x^2	$t_{\text{Au/T}}$ en g/T	x	x^2
9	20,210	14,55	+ 0,90	0,81	19,1	+ 1,1	1,21
10	20,125	13,05	— 0,60	0,36	17,7	— 0,3	0,09
11	19,990	13,90	+ 0,25	0,06	17,7	— 0,3	0,09
12	19,845	15,10	+ 1,45	2,11	19,1	+ 1,1	1,21
13	20,060	12,15	— 1,50	2,25	16,2	— 1,8	3,25
14	19,810	13,55	— 0,10	0,01	18,4	+ 0,4	0,16
15	19,890	13,85	+ 0,20	0,04	18,2	+ 0,2	0,04
16	19,610	13,00	— 0,65	0,42	17,7	— 0,3	0,09
Moyenne	19,940	13,65	$\pm 0,70$	6,06	18,0	$\pm 0,7$	6,14

$$t_{\text{Au/Am}} : r = 0,63 = 4,6 \%$$

$$t_{\text{Au/T}} : r = 0,63 = 3,5 \%$$

TABLEAU XXXIII.

Lutunguru II, concassage — 4 mm.

Fraction	Poids en kg	t _{Au/Am} en g/T	x	x ²	t _{Au/T} en g/T	x	x ²
17	9,830	13,70	+ 0,65	0,42	17,9	+ 0,5	0,25
18	9,820	13,30	+ 0,25	0,06	18,1	+ 0,7	0,49
19	9,750	11,25	— 1,80	3,24	15,8	— 1,6	2,56
20	9,770	14,10	+ 1,05	1,10	18,5	+ 1,1	1,21
21	9,740	14,00	+ 0,95	0,90	18,3	+ 0,9	0,81
22	9,690	11,15	— 1,90	3,61	15,5	— 1,9	3,61
23	9,740	12,30	— 0,75	0,56	16,4	— 1,0	1,00
24	9,650	14,60	+ 1,55	2,40	18,9	+ 1,5	2,25
Moyenne	9,750	13,05	± 1,1	12,29	17,4	± 1,2	12,18

$$t_{\text{Au/Am}} : r = 0,90 = 6,9 \%$$

$$t_{\text{Au/T}} : r = 0,89 = 5,1 \%$$

TABLEAU XXXIV.

Lutunguru II, concassage — 4 mm.

Fraction	Poids en kg	t _{Au/Am} en g/T	x	x ²	t _{Au/T} en g/T	x	x ²
25	4,950	12,65	— 0,40	0,16	16,9	— 0,7	0,49
26	5,000	11,80	— 1,25	1,56	16,2	— 1,4	1,96
27	4,940	13,75	+ 0,70	0,49	18,1	+ 0,5	0,25
28	4,970	13,80	+ 0,75	0,56	18,7	+ 1,1	1,21
29	4,950	13,65	+ 0,60	0,36	17,8	+ 0,2	0,04
30	4,980	11,45	— 1,60	2,56	16,6	— 1,0	1,00
31	4,960	13,70	+ 0,65	0,42	17,8	+ 0,2	0,04
32	5,000	13,45	+ 0,40	0,16	18,4	+ 0,8	0,64
Moyenne	4,970	13,05	± 0,8	6,27	17,6	± 0,7	5,63

$$t_{\text{Au/Am}} : r = 0,64 = 4,9 \%$$

$$t_{\text{Au/T}} : r = 0,60 = 3,4 \%$$

TABLEAU XXXV.

Lutunguru II, concassage — 4 mm.

Fraction	Poids en kg	$t_{Au/Am}$ en g/T	x	x^2	$t_{Au/T}$ en g/T	x	x^2
33	2,440	14,70	+ 0,30	0,09	18,8	+ 0,3	0,09
34	2,480	17,85	+ 3,55	12,60	22,0	+ 3,5	12,30
35	2,470	12,80	— 1,50	2,25	16,7	— 1,8	3,24
36	2,500	14,00	— 0,30	0,09	18,0	— 0,5	0,25
37	2,590	13,30	— 1,00	1,00	17,3	— 1,2	1,44
38	2,440	14,25	— 0,05	0,00	18,3	— 0,2	0,04
39	2,510	16,00	+ 1,70	2,88	19,9	+ 1,4	1,96
40	2,530	13,65	— 0,65	0,42	17,7	— 0,8	0,64
Moyenne	2,495	14,30	$\pm 1,1$	19,63	18,5	$\pm 1,2$	19,96

$$t_{Au/Am} : r = 1,13 = 7,9 \%$$

$$t_{Au/T} : r = 1,14 = 6,2 \%$$

TABLEAU XXXVI

Lutunguru II, concassage — 4 mm.

Fraction	Poids en kg	$t_{Au/Am}$ en g/T	x	x^2	$t_{Au/T}$ en g/T	x	x^2
41	1,230	12,10	— 2,20	4,85	15,6	— 2,3	5,30
42	1,250	15,55	+ 1,25	1,57	19,0	+ 1,1	1,21
43	1,245	14,90	+ 0,60	0,36	18,5	+ 0,6	0,36
44	1,260	16,80	+ 2,50	6,25	20,0	+ 2,1	4,41
45	1,265	12,30	— 2,00	4,00	15,4	— 2,5	6,25
46	1,250	16,50	+ 2,20	4,85	20,3	+ 2,4	5,76
47	1,245	14,00	— 0,30	0,09	18,4	+ 0,5	0,25
48	1,265	12,30	— 2,00	4,00	15,9	— 2,0	4,00
Moyenne	1,252	14,30	$\pm 1,6$	25,97	17,9	$\pm 1,7$	27,54

$$t_{Au/Am} : r = 1,30 = 9,1 \%$$

$$t_{Au/T} : r = 1,34 = 7,5 \%$$

TABLEAU XXXVII.

Lutunguru II, concassage — 4 mm.

Fraction	Poids en kg	$t_{Au/Am}$ en g/T	x	x^2	$t_{Au/T}$ en g/T	x	x^2
49	0,620	11,75	+ 0,75	0,02	14,9	+ 0,5	0,25
50	0,622	7,45	— 4,15	17,20	9,5	— 4,9	24,00
51	0,624	12,90	+ 1,30	1,69	15,6	+ 1,2	1,44
52	0,630	12,05	+ 0,45	0,20	15,1	+ 0,7	0,49
53	(0,603)	(34,30)	—	—	—	—	—
54	0,611	13,95	+ 2,35	5,53	17,0	+ 2,6	6,76
55	0,618	9,55	— 2,05	4,20	12,2	— 2,2	4,84
56	0,628	13,40	+ 1,80	3,25	16,4	+ 2,0	4,00
Moyenne	0,622	11,60	± 1,7	32,09	14,4	± 2,0	41,78

$$t_{Au/Am} : r = 1,56 = 13,4 \%$$

$$t_{Au/T} : r = 1,78 = 12,4 \%$$

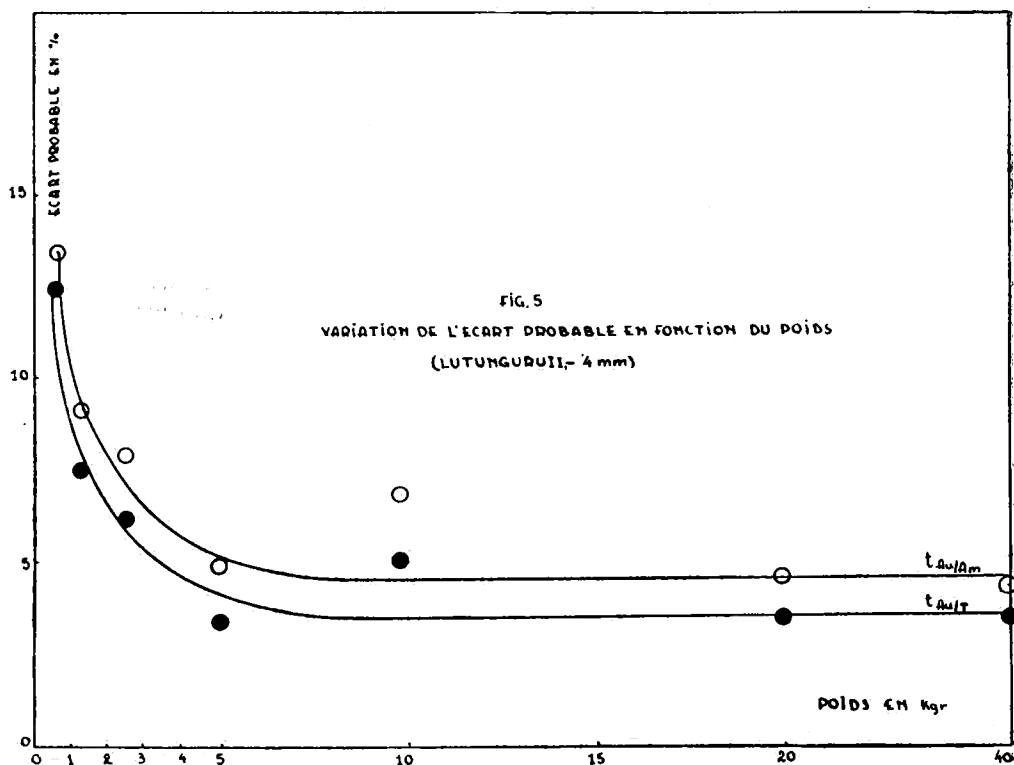
Avant de discuter les résultats obtenus, disons que, dans le cas du poids de 40 kg environ, nous avons broyé la totalité de la prise à — 28 mesh, dans un pulvérisateur Braun. Nous avons ensuite prélevé, après mélange soigné, trois prises de 5 kg environ qui ont été analysées par la méthode standard. A titre d'exemple, nous donnons ci-dessous, la concordance obtenue :

Fraction 6	Poids en kg	A_u/A_m en mg	A_u/A_m en g/T
Prise a	5,310	71,25	13,30
Prise b	5,400	71,75	13,45
Prise c	5,370	72,10	13,90
Moyenne			13,55
+ 28 mesh		0,25	0,01
Total			13,6

Comme d'habitude, le poids d'or récupéré dans la fraction + 28 mesh correspond au poids de l'échantillon total (39,990 kg pour la fraction N° 6).

Dans le cas des poids de 20 à 0,6 kg, nous avons soumis à l'analyse la totalité de l'échantillon.

Le tableau XXXVIII résume les résultats obtenus (voir aussi fig. 5, 6) :



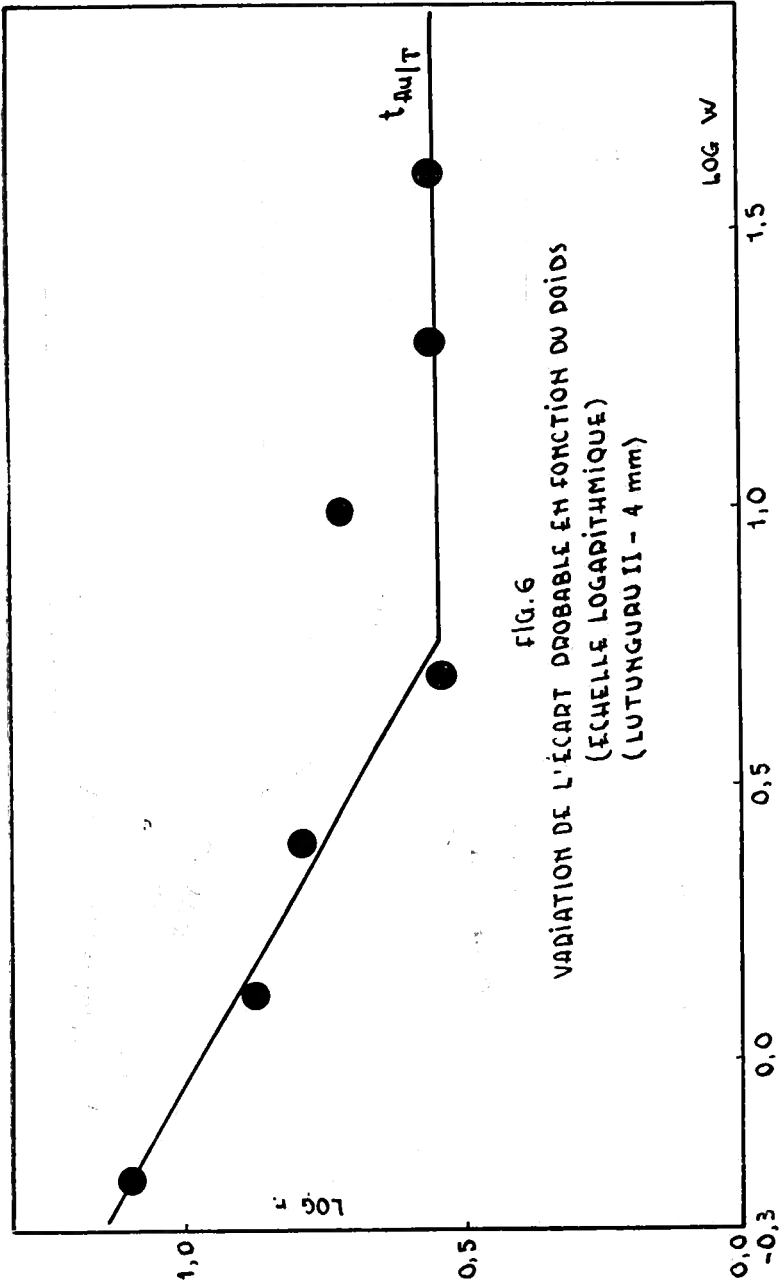


TABLEAU XXXVIII.

*Lutunguru II, concassage — 4 mm.
Variation de r en fonction de W .*

W en kg	r en % pour $t_{Au/Am}$	r en % pour $t_{Au/T}$
39,600	4,3	3,5
19,940	4,6	3,5
9,750	6,9	5,1
4,970	4,9	3,4
2,495	7,9	6,2
1,252	9,1	7,5
0,622	13,4	12,4

Nous constatons donc que r reste pratiquement constant jusqu'à un poids de 5 kg environ. Sa valeur moyenne est de 4,6 % pour $t_{Au/Am}$ et 3,5 % pour $t_{Au/T}$, en excluant le chiffre obtenu pour les prises de 10 kg environ. Lorsqu'on diminue le poids en dessous de 5 kg, r commence à monter.

Ces chiffres montrent que, dans le cas du minerai étudié, on n'a aucun avantage de s'adresser à des prises d'un poids supérieur à 5 kg. En admettant ce dernier poids, on obtient $K = 0,31$ pour le minerai Lutunguru II.

c. Broyage à — 20 mesh et à — 28 mesh.

Nous avons étudié la variation de l'écart probable en fonction du poids avec deux échantillons broyés à — 20 et — 28 mesh.

Le premier échantillon est plus ou moins représentatif du filon I de Lubena. Après broyage à — 20 mesh, dans un pulvérisateur Braun, il montre la granulométrie suivante :

TABLEAU XXXIX.

Lubena I (— 20 mesh).

Fraction	Pulvérisation à — 20 mesh
+ 20 mesh	0,6
— 20 + 35	16,2
— 35 + 65	32,3
— 65 + 100	11,2
— 100 + 150	7,8
— 150 + 200	6,6
— 200	25,3

L'amalgamation de 5 kg, sans broyage préalable, a permis de récupérer 61,5 mm d'or, ce qui correspond à une teneur de 12,3 g/T. 78 % de la totalité de l'or amalgamable se trouvent déjà à l'état libre, à la finesse de broyage envisagée.

Notons que par panning de 10 kg, nous avons trouvé une particule d'or d'une longueur de 1,1 mm et pesant 5,3 mg après coupellation. Ceci démontre la présence d'or gros dans l'échantillon.

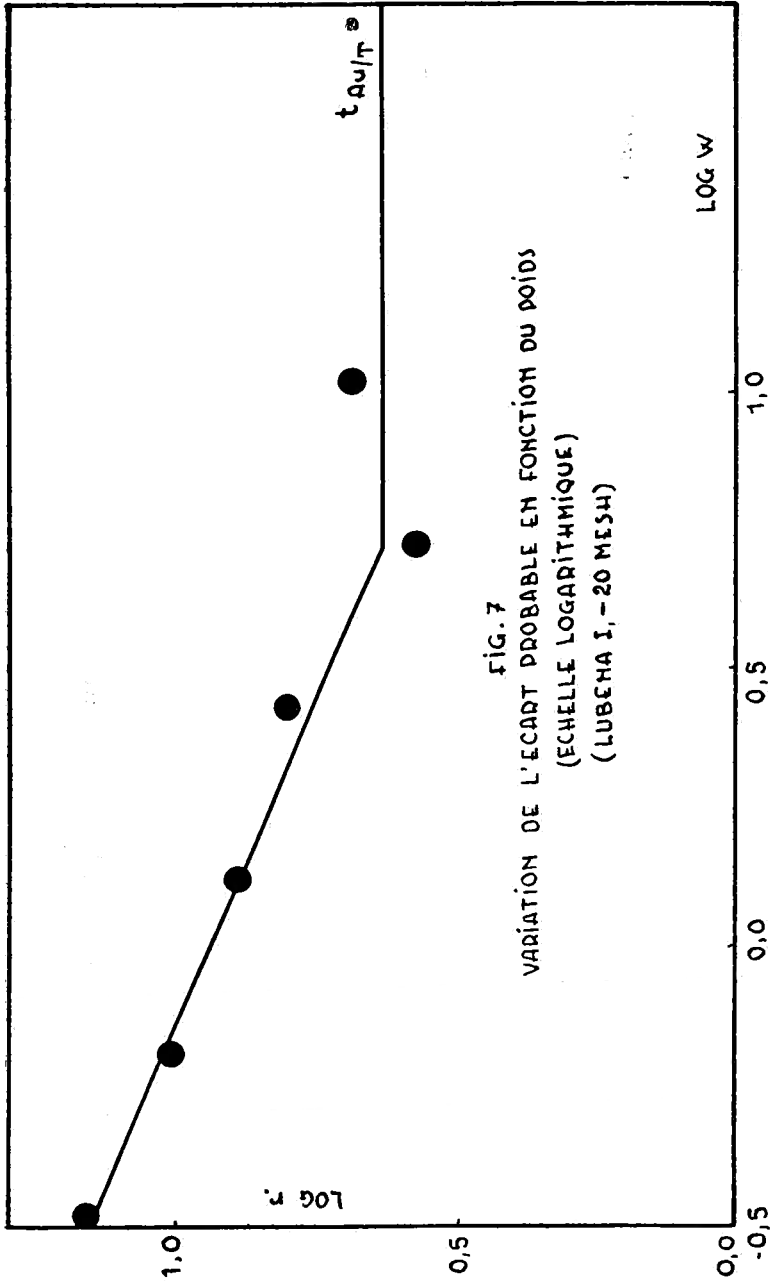
Les résultats obtenus figurent dans le tableau XL (voir aussi fig. 7).

TABLEAU XL.

*Lubena I, broyage à — 20 mesh.**Variation de r en fonction de W.*

W en kg	r en % pour $t_{Au/Am}$	r en % pour $t_{Au/T}$
10,490	5,5	4,8
5,280	4,6	3,8
2,690	6,8	6,3
1,330	8,3	7,8
0,650	10,8	10,2
0,332	15,3	14,5

ÉTUDE DU BILAN MÉTALLURGIQUE



r reste pratiquement constant, avec une moyenne de 5,0 % pour $t_{\text{Au/Am}}$ et 4,3 % pour $t_{\text{Au/T}}$, lorsque le poids n'est pas inférieur à 5 kg environ. Une diminution du poids de l'échantillon provoque alors une augmentation de r .

Il en résulte qu'il est inutile de prélever une prise supérieure à 5 kg, dans le cas de l'échantillon de Lubena, pulvérisé à — 20 mesh. La constante de Richards est 7,2.

Dans le cas de l'échantillon Lutunguru II, la granulométrie de l'échantillon est la suivante, après pulvérisation à — 28 mesh :

TABLEAU XLI.

Lutunguru II (— 28 mesh).

Fraction	Pulvérisation à — 28 mesh
+ 28	0,1
— 28 + 35	10,0
— 35 + 48	20,5
— 48 + 65	11,6
— 65 + 100	9,1
— 100 + 150	6,0
— 150 + 200	5,3
— 200	36,8

Par panning, on a constaté la présence de paillettes d'or jusqu'à 0,7 mm de longueur dans l'échantillon.

Le tableau XLII montre la variation de l'écart probable en fonction du poids, dans le cas de Lutunguru (voir fig. 8).

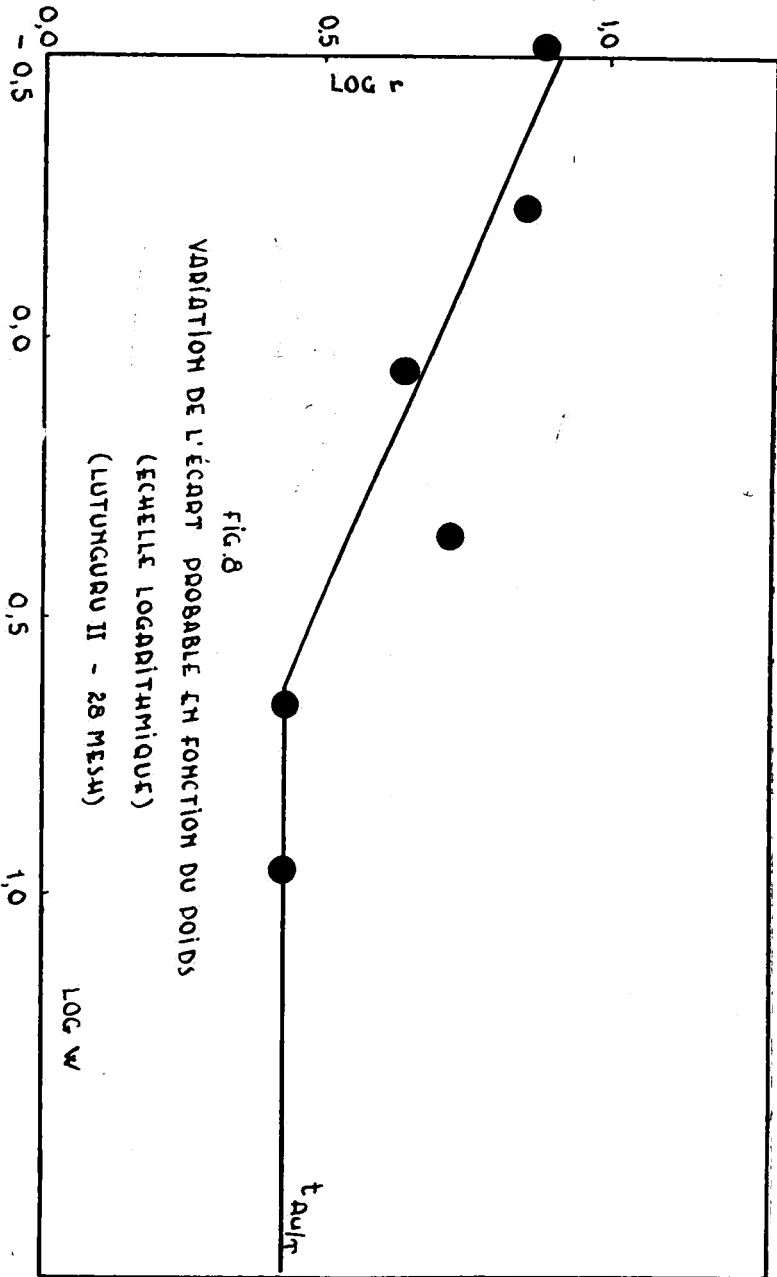


TABLEAU XLII.

*Lutunguru II, broyage à — 28 mesh.
Variation de r en fonction de W .*

W en kg	r en % pour $t_{\text{Au}/\text{Am}}$	r en % pour $t_{\text{Au}/\text{T}}$
9,095	3,2	2,7
4,570	3,4	2,7
2,310	7,2	5,3
1,160	5,2	4,4
0,590	8,4	7,2
0,304	8,7	7,6

La moyenne de r est de 4,7 % pour $t_{\text{Au}/\text{Am}}$ et 3,8 % pour $t_{\text{Au}/\text{T}}$, lorsque le poids n'est pas inférieur à 1,16 kg environ ⁽¹⁾. Ensuite r augmente lorsque le poids diminue.

Dans le cas de cet échantillon, il est donc inutile de prélever un poids supérieur à 1,16 kg. On calcule $K = 3,3$.

Lorsqu'on porte la variation de l'écart probable en fonction du poids, sur un diagramme à échelle logarithmique, on obtient deux droites qui se rencontrent au poids W' égal au poids minimum à prélever pour l'analyse. La droite horizontale correspond aux poids supérieurs à W' , l'écart probable dû aux diverses manipulations et à l'analyse chimique étant constante. Par contre, l'augmentation de l'écart probable provoquée par une diminution du poids en dessous de W' doit être attribuée à une variation du nombre de particules prélevées.

La droite obtenue est en conformité avec la formule (15) déduite du calcul des probabilités ⁽²⁾.

⁽¹⁾ Si l'on ne tient pas compte des résultats obtenus avec $W = 2,3$ kg, on obtient pour l'écart probable 4,0 et 3,3 %.

⁽²⁾ Notons que l'on obtient également une droite, lorsque l'on porte r en fonction de $W^{-\frac{1}{2}}$.

Remarquons encore que nos essais n'avaient pas seulement un but théorique, mais qu'ils ont eu des conséquences très utiles pour le travail du laboratoire : *il a été possible, en effet, de réduire à la fois le poids et la finesse de broyage des échantillons courants*, ce qui s'est manifesté par une économie très appréciable de main-d'œuvre et des pièces d'usure des machines.

d. *Variation de la « constante » de Richards.*

Nous avons réuni, dans le tableau suivant, les diverses valeurs de la constante de Richards obtenues expérimentalement pour les minerais étudiés.

TABLEAU XLIII.
Constante de Richards.

Origine	Finesse concassage ou broyage en mm	K exp
Manguredjipa	— 15	0,2
Shamimba	— 4	0,3
Lubena A	— 15	> 0,2
Lubena II	— 4	0,6
Lubena I	— 0,83	7,2
Lutunguru II	— 15	> 0,2
Lutunguru I	— 4	0,3
Lutunguru II	— 4	0,3
Lutunguru II	— 0,59	3,3
Grande Mobale	— 4	0,3

D'après les données de ce tableau, on constate qu'il est possible de grouper les minerais étudiés en trois classes, entre 15 et 4 mm :

Classe 1 (K = 0,2).

Manguredjipa.

Classe 2 ($K = 0,3$).

Lutunguru
Shamimba
Grande Mobale.

Classe 3 ($K = 0,6$).

Lubena.

La classe 1 correspond aux minerais homogènes, contenant de l'or sous forme de particules très petites, bien réparties dans la gangue.

La classe 2 correspond aux minerais moins homogènes, à particules d'or plus grandes et moins bien réparties dans la gangue.

Enfin, la classe 3 correspond aux minerais assez hétérogènes, montrant des particules d'or relativement grandes (de l'ordre de 1 mm).

En principe, chaque nouveau gisement devrait être soumis à une étude expérimentale pour déterminer la valeur de K (entre 4 et 15 mm). Mais en pratique, ceci n'est pas possible et le laboratoire est obligé d'effectuer la réduction du poids des échantillons conformément à un flow sheet standard qui doit convenir dans la majorité des cas. Ce n'est que lorsqu'un échantillon donne de mauvais résultats qu'il faut avoir recours aux poids plus importants ($K > 0,3$).

Dans notre cas, nous estimons que nous pouvons travailler, avec un facteur de sécurité raisonnable, en basant l'échantillonnage au laboratoire sur $K = 0,3$.

Ceci donne les poids suivants (W'' étant le poids arrondi) :

D en mm	W en kg	W'' en kg
15	67	70
10	30	30
4	4,8	5

Ce sont les poids W'' qui sont employés par le labora-

toire de Kamituga. Ces chiffres correspondent à un écart probable moyen de 4,5 % pour $t_{\text{Au}/\text{Am}}$ et de 3,9 % pour $t_{\text{Au}/\text{T}}$ (1). Rappelons qu'il s'agit de l'erreur due aux manipulations au laboratoire et à l'analyse chimique, à l'exclusion de l'erreur due au nombre de particules.

Passons aux diamètres inférieurs à 1 mm. Dans le cas des deux essais effectués, nous avons obtenu pour K des valeurs sensiblement plus élevées, de l'ordre de 5, et nous pouvons nous attendre même à $K = 10$, pour des diamètres voisins de 0,2 — 0,1 mm.

Dans le cas de diamètres plus élevés, supérieurs à quelques cm, on pourrait, sans doute, avoir recours à une valeur plus faible de K, de l'ordre de 0,1 et même moins. Nos essais ne permettent pas de le démontrer, mais l'allure de la variation de K nous fait penser que c'est bien le cas.

En déterminant K, pour un minerai donné, pour un diamètre de quelques mm, et en se servant de cette valeur pour calculer le poids des prises d'un autre diamètre à l'aide de l'équation (18), on obtiendrait alors des poids trop élevés pour les grands diamètres et des poids trop faibles pour les petits diamètres.

On voit donc que la « constante » de Richards est en réalité une fonction du diamètre. Il en résulte que les poids figurant dans les tableaux de Richards, qui supposent justement que K est constante, dans les limites du diamètre considérées, ne doivent être appliqués qu'avec beaucoup de circonspection et qu'ils ne résistent pas à une étude expérimentale.

Méthode de Demond et Halferdahl (2).

Nous ne voulons pas passer sous silence la méthode de

(1) Ces chiffres résultent des tableaux XXVI, XXXVIII, XD et XDII.

(2) DEMOND et HALFERDAHL, *Eng. Min. J.*, 114, 208, 948.

DEMOND et HALFERDAHL malgré qu'elle est, comme cela résulte de nos essais, d'une application très limitée.

Pour obtenir le poids minimum qui figure dans l'équation (16)

$$W = kD^m$$

DEMOND et HALFERDAHL déterminent expérimentalement, pour une certaine finesse, le poids qui correspond à un écart probable inférieur à l'erreur admissible, dans 90 à 95 % des cas.

En opérant de la même façon à une autre finesse, pour le même minerai, on obtient une seconde équation et il est possible de calculer les deux constantes :

$$\begin{aligned} W_1 &= kD_1^m \\ W_2 &= kD_2^m . \end{aligned}$$

La connaissance de k et de m permet alors de calculer les poids de l'échantillon pour n'importe quelle autre finesse.

D'après DEMOND et HALFERDAHL, il ne faut pas employer pour m des valeurs inférieures à 1,5 ce qui donnerait des poids trop faibles.

Comme critique de cette méthode, il faut remarquer que DEMOND et HALFERDAHL supposent, tout comme RICHARDS, que k et m sont constants pour tous les diamètres envisagés, ce qui n'est pas le cas, comme c'était à prévoir d'après les considérations théoriques et comme nous venons de le montrer. Par conséquent, *la formule de Demond et Halferdahl conduit, comme la formule de Richards, aux poids trop faibles pour les petits diamètres et aux poids trop grands pour les grands diamètres.*

C. — ÉCHANTILLONNAGE EN TÊTE DE L'USINE.

Nous avons vu, lors de la discussion de l'échantillonnage au laboratoire, que le poids de l'échantillon

augmente très rapidement lorsque le diamètre des morceaux dépasse quelques cm. C'est la raison pour laquelle le minerai doit être concassé en tête de l'usine *avant* la prise de l'échantillon. Toutefois, ce concassage doit être poussé assez loin, disons à — 25 mm, pour qu'un échantillon d'un poids non exagéré soit représentatif du minerai traité. Sans cela, les résultats obtenus seraient mauvais. Ainsi, en 1939, on prélevait à l'Usine de Kamituga, un échantillon journalier de 20-30 kg en tête de l'usine, après concassage primaire, pour environ 100 T de minerai traité. Cet échantillon montrait un refus de 40 % au tamis de 20 mm et contenait des morceaux jusqu'à 10-12 cm. Aucune correspondance n'aurait pu être trouvée entre deux échantillons prélevés le même jour et on était obligé de conclure que l'échantillon n'était nullement représentatif de l'alimentation de l'usine. A la suite de ces résultats, l'échantillonnage avait été abandonné en tête de l'Usine de Kamituga.

Assez récemment, le problème de l'échantillonnage a été de nouveau repris. Cette fois-ci, le but poursuivi n'était pas seulement la détermination de la teneur du minerai fourni à l'usine, mais on désirait connaître en même temps la teneur du minerai de chaque chantier alimentant l'usine.

Pour résoudre ce problème, une usine-pilote capable de traiter près de 500 kg par heure de minerai tout venant, contenant environ 75 % de matières débourbables, a été installée à proximité de l'Usine de Kamituga.

Une pelletée de minerai est prélevée dans chaque dixième wagonnet. Les échantillons sont stockés séparément par chantier. A la fin du mois, chaque échantillon est traité à l'usine-pilote pour déterminer sa teneur.

La fig. 9 montre le flow sheet de l'usine d'échantillonnage qui peut être caractérisé comme suit :

1. Débourbage avec traitement des boues sur tapis en caoutchouc rillé ;

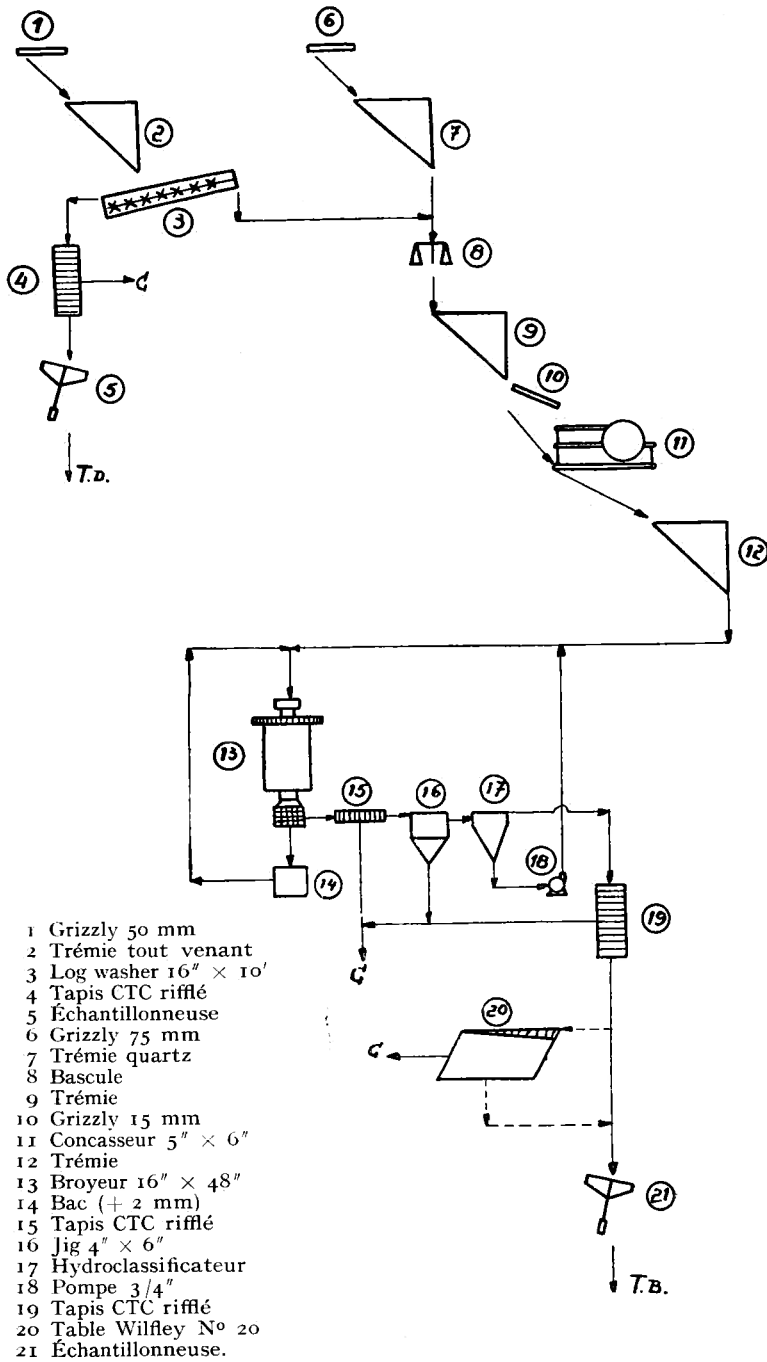


FIG. 9. — Flow sheet de l'usine d'échantillonnage.

2. Concassage en un étage ;
3. Broyage en un étage ;
4. Récupération de l'or libéré et des concentrés dans le circuit broyeur-classificateur à l'aide d'un tapis en caoutchouc rifflé et dans un jig ;
5. Récupération de l'or dans l'overflow du classificateur à l'aide de tapis en caoutchouc rifflé et d'une table Wilfley.

DESCRIPTION DE L'INSTALLATION.

(1) *Grizzly 50 mm.*

Un grizzly à barres distantes de 50 mm se trouve en haut de la trémie (2). Les morceaux de schistes refusés par ce grizzly sont écrasés à l'aide d'une masse, tandis que les morceaux de quartz sont jetés sur le grizzly (6).

(2) *Trémie tout venant.*

Le passant du grizzly (1) arrive, par l'intermédiaire d'une goulotte fortement inclinée, dans la trémie (2) qui sert au stockage du minerai avant le débouillage.

(3) *Log washer Denver 16" × 10'.*

Le débouillage du minerai tout venant a lieu dans un log washer 16" × 10' actionné par un moteur de 2 HP et tournant à une vitesse de 38 t/min. La pente du fond de cet appareil est de 13 %. La capacité horaire est voisine de 500 kg.

(4) *Tapis en caoutchouc rifflé.*

L'overflow du log washer, qui doit avoir une dilution voisine de 10:1, passe sur un tapis en caoutchouc rifflé qui a les dimensions de 200 × 20,5 cm. Le clean up de ce tapis est fait deux fois par heure.

(5) *Échantillonneuse automatique.*

Les tailings sont échantillonnés à l'aide d'une échantillonneuse automatique.

(6) *Grizzly 70 mm.*

Un grizzly à barres distantes de 70 mm se trouve en haut de la trémie (7). Les morceaux de quartz retenus par ce grizzly sont concassés à l'aide d'une masse.

(7) *Trémie quartz.*

Le minerai de quartz arrive dans cette trémie par intermédiaire d'une goulotte fortement inclinée.

(8) *Bascule.*

Le minerai de quartz et le minerai lavé dans le log washer sont pesés sur une bascule.

(9) *Trémie.*

Une trémie se trouve en tête du concasseur.

(10) *Grizzly.*

Un grizzly avec des barres espacées de 15 mm est placé avant le concasseur pour enlever les fines.

(11) *Concasseur Denver 5" × 6".*

Le minerai est concassé à environ — 1" dans un concasseur Denver 5" × 6" actionné par un moteur de 5 HP.

La capacité horaire de ce concasseur est près de 500 kg de quartz à — 1/2".

(12) *Trémie.*

Le minerai concassé est stocké dans une trémie.

(13) *Broyeur à boulets Denver 16" × 48"*.

Le broyage du minerai a lieu dans un broyeur à boulets Denver 16" × 48" actionné par un moteur de 3 HP. Sa vitesse est de 51 t/min. La charge est de 150 kg de boulets de 2".

La capacité horaire est près de 125 kg pour un minerai d'une dureté moyenne et pour une finesse de broyage voisine de 50 % à — 200 mesh (overflow du classificateur).

(14) *Bac*.

Nous avons placé un petit trommel muni d'un treillis de 2 mm à la sortie du broyeur à boulets pour éliminer les morceaux + 2 mm de la pulpe arrivant dans le classificateur (ces morceaux + 2 mm obstruaient la pompe à diaphragme).

Le refus + 2 mm tombe dans un bac et est reporté périodiquement en tête du broyeur.

(15) *Tapis en caoutchouc rifflé*.

Un tapis en caoutchouc rifflé, de dimensions 50 × 12 cm se trouve dans la goulotte menant au jig. Le clean up est fait deux fois par heure. Les concentrés récoltés sont ajoutés aux concentrés du jig.

(16) *Denver Mineral Jig 4" × 6"*.

Un jig 4" × 6" actionné par un moteur de 1/4 HP se trouve dans le circuit broyeur-classificateur. Les matières récoltées sont concentrées par pannage. Les tailings de celui-ci sont remis en tête du broyeur.

(17) *Hydroclassificateur*.

Nous avons fait construire un classificateur à cône à courant d'eau ascendant réglable qui entraîne les

matières fines dans l'overflow. Les sables tombent au fond du cône où ils sont repris par la pompe (18). Cet hydroclassificateur possède un diamètre intérieur de 405 mm. Il a le grand avantage de pouvoir être nettoyé sans difficultés.

(18) *Pompe à diaphragme Denver 3/4".*

Une pompe à diaphragme 3/4" actionnée par un moteur de 1/2 HP, sert à renvoyer les sables en tête du broyeur à boulets.

La pompe fait 75 pulsations par minute.

(19) *Tapis en caoutchouc rifflé.*

L'overflow du classificateur passe au-dessus de tapis en caoutchouc rifflé qui ont les dimensions suivantes : 200 × 20,5 cm.

Le clean up est fait deux fois par heure.

(20) *Table Wilfley.*

Les tailings des tapis en caoutchouc rifflé sont normalement rejetés. Toutefois, lorsqu'il est utile de connaître la nature des pertes dans les tailings, il est possible de les faire passer sur une table Wilfley N° 20 actionnée par un moteur de 3 HP.

(21) *Échantillonneuse automatique.*

Les tailings sont échantillonnés à l'aide d'une échantillonneuse automatique.

La teneur d'un échantillon traité à l'usine-pilote est donnée par :

$$t_E = \frac{Au_{C_B} + Au_{C_D} + t_B [W'_B(1-h_B) - W_{C_B}]}{W'_E(1-h_E)} + \frac{t_D [W'_E(1-h_E) - W'_B(1-h_B) - W_{C_D}]}{W'_E(1-h_E)} \quad (20)$$

W'_E	Poids humide de l'échantillon prélevé.
W'_B	Poids humide soumis au broyage.
h_E	Humidité de l'échantillon prélevé.
h_B	Humidité de l'underflow du log washer.
Au_{C_B}	Quantité d'or récolté dans la section de broyage.
Au_{C_D}	Quantité d'or récolté dans la section de débourbage.
W_{C_B}	Poids sec des concentrés récoltés dans la section de broyage.
W_{C_D}	Poids sec des concentrés récoltés dans la section de débourbage.
t_B	Teneur des tailings de la section de broyage.
t_D	Teneur des tailings de la section de débourbage.
t_E	Teneur de l'échantillon.

Voici quelques remarques concernant la détermination des diverses grandeurs qui figurent dans l'expression (20).

Les échantillons traités pèsent de 1 à 4 T. Leur poids humide est déterminé sur le pont à peser de l'Usine de Kamituga et nous estimons qu'il est connu à 0,5 % près. Lors du déchargement, une pelletée de minerai est prélevée dans chaque wagonnet. L'échantillon est séché sur place et l'humidité résulte de la perte de poids. Probablement, sa valeur est déterminée avec une précision de 10 %.

Le refus du log washer est pesé très exactement sur une bascule. Un échantillon est prélevé ensuite pour la détermination de l'humidité qui est assez constante (voisine de 10 %).

Pour connaître la quantité d'or récolté par les appareils de l'usine, un nettoyage parfait de toute l'installation est absolument indispensable. En particulier, le

broyeur à boulets est complètement démonté après chaque essai.

Les concentrés récoltés sont envoyés au laboratoire qui détermine leur poids sec et les soumet à l'analyse habituelle en vue de la détermination de l'or amalgamable et de l'or total.

De même, les tailings prélevés aux sections de broyage et de débouillage, à l'aide d'une échantillonneuse automatique, sont expédiés au laboratoire qui détermine l'or amalgamable et l'or total.

Le tableau suivant montre la concordance obtenue, dans le cas de minerais ayant un pourcentage élevé de matières débouillables :

TABLEAU XLIV
Échantillonnage par l'usine-pilote.

Chantier	Teneur en g/T			
	1 ^{er} échantillon		2 ^e échantillon	
	Au /Am	Au /T	Au /Am	Au /T
Kahusimira	1,65	2,18	1,60	2,50
G15 G ^{de} Mobale	1,13	1,78	1,40	2,10
D3 (1005-1035)	0,55	1,15	0,65	1,20
D3 (975- 990)	1,06	2,18	1,48	2,60
Tshanda	0,61	1,19	0,58	1,27

Ces chiffres sont acceptables, si l'on tient compte du fait que l'échantillon est prélevé simplement à l'aide d'une pelle en haut des berlines.

Malheureusement, les résultats sont moins bons lorsque le minerai envoyé à l'usine contient de l'or gros. Dans ce cas, on devrait augmenter le poids de l'échantillon prélevé jusqu'à 10 T et même plus.

V. Discussion des résultats obtenus.

La concordance entre la teneur d'alimentation de

l'Usine de Kamituga calculée d'après les résultats de l'usine et la teneur déterminée par l'usine d'échantillonnage résulte du tableau XLV qui montre les teneurs en or amalgamable observées pour la période août 1952 à janvier 1953.

TABLEAU XLV

Concordance obtenue.

Mois	$t_{\text{Au/Am}}$ en g/T		Δ en g/T	Δ en %
	Usine d'échantillonnage	Usine de Kamituga		
Août 1952	1,39	1,48	+ 0,09	+ 6,5
Septembre	1,56	1,31	- 0,25	+ 16,1
Octobre	1,03	1,03	0,00	0,0
Novembre	1,03	1,09	+ 0,06	+ 5,8
Décembre	1,16	1,10	- 0,06	- 5,2
Janvier 1953	1,085	1,04	- 0,045	- 4,1

En moyenne, Δ est de 0,08 g/T, soit près de 6 %. Ce résultat nous paraît comme très satisfaisant et montre qu'il est possible d'obtenir une concordance suffisante entre la teneur trouvée par échantillonnage du minerai fourni à l'usine et la teneur calculée à partir des résultats de l'usine de traitement.

Nous avons vu que la différence entre la valeur du minerai fourni par la mine et les résultats obtenus à l'usine de traitement dépendent, dans le cas envisagé, de toute une série de grandeurs qui figurent dans les expressions (6) et (20). Leur nombre est suffisamment grand pour expliquer les divergences éventuelles observées quelquefois en pratique entre la mine et l'usine, surtout lorsqu'on ne prend pas toutes les mesures nécessaires pour éviter des erreurs systématiques et pour réduire les erreurs probables.

Rappelons que l'erreur probable est donnée par :

$$s^2 = s_1^2 + s_2^2 + \dots + s_n^2 \quad (21a)$$

$$r = 0,675s$$

$$r^2 = r_1^2 + r_2^2 + \dots + r_n^2 \quad (21b)$$

r étant l'écart probable du résultat final, tandis que $r_1, r_2 \dots r_n$ sont les écarts probables individuels des diverses opérations qui mènent au résultat final (par exemple détermination du tonnage, prélèvement de l'échantillon, analyse, etc...).

Il en résulte que l'écart probable du résultat final ne peut pas être inférieur à l'écart probable le plus élevé d'une des déterminations partielles.

En ce qui concerne des erreurs systématiques, elles s'additionnent, compte tenu de leur signe.

Nous avons réuni, dans le tableau XLVI, tous les éléments nécessaires pour calculer l'erreur commise en déterminant la teneur du minerai à l'aide de l'usine-pilote.

TABLEAU XLVI.

Libellé	Signe employé	Valeur moyenne	Écart probable en % (*)
Poids échantillon traité (humide)	W'_E	4 T	0,42
Poids alimentation broyeur (humide)	W'_B	1,2 T	0,68
Poids concentrés section broyage (sec)	W_{C_B}	63 kg	0,68
Poids concentrés section débourbage (sec)	W_{C_D}	10 kg	4,2
Humidité échantillon traité	h_E	18 %	8,5
Humidité alimentation broyeur	h_B	10 %	4,2
Teneur tailings section broyage	t_{T_B}	1,0 g/T	8,5
Teneur tailings section débourbage	t_{T_D}	0,6 g/T	13,5
Or récolté dans section broyage	Au_{C_B}	4,1 g	1,7
Or récolté dans section débourbage	Au_{C_D}	0,1 g	8,5
Or perdu dans tailings section broyage	Au_{T_B}	1,0 g	7,3 (**)
Or perdu dans tailings section débourbage	Au_{T_D}	1,3 g	14 (**)

(*) Écart probable égal à l'écart moyen multiplié par 0,85.

(**) Valeurs calculées.

Calculons d'abord l'erreur maximum à laquelle nous pouvons nous attendre lors de la détermination de t_E :

$$\frac{\Delta t_E}{t_E} = \frac{\Delta Au}{Au} + \frac{\Delta W'}{W'} + \frac{\Delta(1 - h_E)}{1 - h_E}$$

$$\frac{\Delta Au}{Au} = 7,35 \%$$

$$\frac{\Delta W'}{W'} = 0,5 \%$$

$$\frac{\Delta(1 - h_E)}{1 - h_E} = 2,2 \%$$

$$\frac{\Delta t_E}{t_E} = 7,35 + 0,5 + 2,2 = 10,05 \%$$

Lorsqu'on détermine une seule teneur à l'aide de l'usine-pilote, l'erreur peut atteindre 10 % de la valeur réelle. Cependant, notre calcul ne tient pas compte du prélèvement de l'échantillon dans les wagonnets. Vu la grosseur des morceaux du minerai et la présence occasionnelle d'or gros, nous estimons que l'erreur due à l'échantillonnage peut arriver à 10 %. Il en résulte que dans le cas le plus défavorable, deux échantillons provenant du même chantier peuvent montrer un écart de 20 %. En pratique, la concordance est souvent meilleure comme le montre le tableau XLIV. Cependant, quelquefois l'écart est plus élevé et atteint même 40-50 %. Ceci peut être dû, en premier lieu, à la présence d'or gros dans le minerai traité, mais aussi à une erreur grossière commise pendant les manipulations, comme cela arrive de temps à temps dans les conditions de travail spéciales à l'Afrique, malgré toutes les recommandations données.

Comme l'Usine de Kamituga est alimentée normalement par 6-7 chantiers différents et comme on prélève un échantillon séparément pour chaque chantier, l'erreur de la teneur moyenne résulte de l'erreur affectant un seul échantillonnage, divisé par \sqrt{n} , n étant le nombre d'échantillons traités. \sqrt{n} est voisin de 2,5, dans notre cas. Calculons l'écart probable à l'aide de la formule (21b), pour 6-7 échantillons :

$$r_{\text{Au}} = 2,1 \%$$

$$r_{\text{Wt}} = 0,17 \%$$

$$r_{(t-h_E)} = 0,75 \%$$

$$r^2 = 4,4 + 0,03 + 0,56 \approx 5,0$$

$$r = 2,2 \%$$

En tenant compte de l'échantillonnage :

$$r^2 = 4^2 + 2,2^2$$

$$r = 4,6 \%$$

Nous voyons donc que *la teneur moyenne du minerai fourni pendant un mois à l'usine de traitement a un écart probable voisin de 5 %*.

Passons à l'expression (6). Le tableau XLVII montre la valeur moyenne de chaque grandeur, ainsi que son écart probable, qui intervient dans l'établissement du bilan métallurgique (1).

(1) Ces chiffres correspondent à peu près aux résultats d'exploitation pour 1952.

TABLEAU XLVII

Libellé	Signe employé	Valeur moyenne	Écart probable en %
Nombre wagonnets	a	40.000	0,0
Poids moyen wagonnets remplis	W _M	1.130kg	0,5
Poids moyen wagonnets après déchargement	W _O	310kg	2,5
Tonnage minerai (humide)	T' _M	33.000T	1,6
Tonnage section broyage (humide)	T' _B	7.400T	0,5
Tonnage concentrés (humide)	T' _C	13 T	8,5
Humidité minerai traité	h _M	12,4 %	8,5
Humidité alimentation section broyage	h _B	10 %	4,2
Humidité concentrés	h _C	15 %	8,5
Teneur minerai traité	t _M	1,8 g/T	4,6(*)
Teneur concentrés	t _C	300 g/T	1,7
Teneur tailings section broyage	t _{T_B}	0,93g/T	1,3 %
Teneur tailings section débourbage	t _{T_D}	0,58g/T	2,1%
Or fourni par la mine	Au _M	52,6 kg	5,9(*)
Or récolté sous forme amalgames	Au _A	30 kg	0,1
Or échappé au clean up normal	Au _{A'+c'}	0,3 kg	100
Or soustrait	Au _S	?	?
Or contenu dans concentrés	Au _C	3,3 kg	4,5(*)
Or perdu dans tailings	Au _T	19 kg	3,4(*)
Or mis en évidence à l'usine	Au _V	52,6 kg	2,2(*)

(*) Valeurs calculées.

Nous avons précédemment trouvé l'écart probable de la teneur moyenne du minerai traité dans l'usine. En se servant de sa valeur, nous pouvons calculer l'écart probable de l'or fourni par la mine :

$$r_{T'_M} = 1,6 \%$$

$$r_{(1-h_M)} = 1,2 \%$$

$$r_{t_M} = 4,6 \%$$

$$r^2 = 1,6^2 + 1,2^2 + 4,6^2 = 25,2$$

$$r_{Au_M} = 5,02 \%$$

Calculons ensuite l'écart probable de l'or mis en évidence à l'usine, égal à l'or récolté plus l'or perdu dans les tailings. L'or récolté est donné par l'équation (2). L'écart probable de Au_A et de $Au_{A'+C'}$ figure dans le tableau XLVII. Comme nous ignorons la valeur de Au_S , nous sommes obligés de ne pas en tenir compte. Pour calculer l'écart probable de l'or contenu dans les concentrés, rappelons que l'Usine de Kamituga fournit tous les mois cinq concentrés différents qui sont pesés, échantillonnés et analysés séparément. L'écart probable d'un échantillonnage est estimé à 5 %, le concentré étant broyé assez finement.

$$r_{T'_c} = 8,5 \%$$

$$r_{(1-h_c)} = 1,5 \%$$

$$r_{t_c} = 1,7 \%$$

$$r^2 = \frac{5^2 + 8,5^2 + 1,5^2 + 1,7^2}{(\sqrt{5})^2} = 20,5$$

$$r_{Au_c} = 4,5 \%$$

Au total, on obtient 0,14 % pour l'écart probable de Au_R .

Enfin, nous devons encore déterminer l'écart probable de l'or perdu dans les tailings :

$$Au_T = T'_B(1 - h_B)(t_{T_B} - t_{T_D}) + a(W_M - W_O)(1 - h_M)t_{T_D}$$

Pour le premier terme de cette expression, nous obtenons :

$$r_{T'_B} = 0,5 \%$$

$$r_{(1-h_B)} = 0,47 \%$$

$$r_{(t_{T_B} - t_{T_D})} = 6,85 \%$$

$$r_1^2 = 0,5^2 + 0,47^2 + 6,85^2 = 47,3$$

$$r_1 = 6,87 \%$$

Pour le second terme, on a :

$$r_{T_M} = 1,6 \%$$

$$r_{(1-h_M)} = 1,2 \%$$

$$r_{t_{T_D}} = 2,1 \%$$

$$r_{II}^2 = 1,6^2 + 1,2^2 + 2,1^2$$

$$r_{II} = 2,90 \%$$

Au total, on calcule que r_{Au_T} est égal à 3,4 %. Notons que nous avons négligé l'erreur due à l'échantillonnage à l'usine.

Pour l'ensemble de l'or récolté à l'usine et perdu dans les tailings, r s'élève à 2,2 %. Ce résultat favorable s'explique par le fait que l'or récupéré sous forme d'amalgames est connu très exactement.

Calculons pour finir l'écart probable de Au_U/Au_M :

$$r_{Au_U} = 2,2 \%$$

$$r_{Au_M} = 5,0 \%$$

$$r^2 = 2,2^2 + 5,0^2 = 29,8$$

$$r = 5,5 \%$$

Nous pouvons donc nous attendre à un écart probable de 5-6 % entre les résultats de l'usine de traitement et la valeur du minerai fourni par la mine. Ces chiffres correspondent assez bien à ceux du tableau XLV.

Mais nous ne devons pas perdre de vue que cette concordance peut être atteinte uniquement dans le cas où les erreurs systématiques sont négligeables. Ainsi, par exemple, la teneur des tailings est connue très exactement, car il s'agit d'une moyenne de 25-30 mesures. Néanmoins, si l'échantillonnage à l'usine est défectueux et l'échantillon envoyé au laboratoire non représentatif, l'erreur systématique peut devenir très

importante et fausser complètement le bilan. Nous devons donc continuellement veiller à ce que les prélèvements de tous les échantillons soient effectués conformément aux règles prescrites et en toute impartialité, que toutes les manipulations soient faites soigneusement et qu'enfin, les méthodes d'analyse employées soient précises. Ce n'est qu'alors que le bilan métallurgique sera juste.

Pour terminer nous voudrions remercier la Compagnie Minière des Grands Lacs Africains qui a bien voulu nous autoriser à publier cette étude.

SIGNES EMPLOYÉS

a	Nombre de wagonnets de minerai fourni à l'usine.
Au_A	Or récolté à l'usine sous forme d'amalgames.
$Au_{A'+C'}$	Or récolté à l'usine, mais échappé au clean up normal.
Au_C	Or récolté à l'usine sous forme de concentrés.
Au_M	Or contenu dans le minerai fourni par la mine.
Au_R	Or récolté à l'usine.
Au_S	Or soustrait à l'usine.
Au_T	Or perdu dans les tailings de l'usine.
Au_{T_B}	Or perdu dans les tailings de la section de broyage de l'usine.
Au_{T_D}	Or perdu dans les tailings de la section de débouillage de l'usine.
Au_U	Or mis en évidence à l'usine.
Au_{C_B}	Or récolté à la section de broyage de l'usine-pilote sous forme de concentrés.
Au_{C_D}	Or récolté à la section de débouillage de l'usine-pilote sous forme de concentrés.
Au_{T_B}	Or perdu dans les tailings de la section de broyage de l'usine-pilote.
Au_{T_D}	Or perdu dans les tailings de la section de débouillage de l'usine-pilote.
d_1	Densité des particules de minerai d'un échantillon.
d_2	Densité des particules de gangue d'un échantillon.
\bar{D}	Diamètre moyen des particules d'un échantillon.
h_B	Humidité du minerai à l'entrée de la section de broyage de l'usine.
h_C	Humidité des concentrés récoltés à l'usine.
h_M	Humidité du minerai fourni à l'usine.
h_B	Humidité de l'underflow du log washer de l'usine-pilote.
h_E	Humidité de l'échantillon traité à l'usine-pilote.
i	Nombre de fractions de dimensions différentes dans un échantillon.

j	Nombre de fractions de densités différentes dans un échantillon.
k	Constante.
K	Constante de Richards.
m	Constante dans l'équation (16).
n	Nombre d'observations.
n_E	Nombre de particules dans un échantillon.
p_{ij}	Proportion de particules de la fraction ij par rapport au nombre total de particules dans un échantillon.
P	Probabilité.
r	Écart probable d'une seule observation.
r_0	Écart probable de la moyenne arithmétique.
s	Écart-type.
s_{ij}	Écart-type de la fraction ij .
t	Teneur en général.
$t_{Au/Am}$	Teneur en or amalgamable.
$t_{Au/F}$	Teneur en or total (déterminée par fusion directe).
$t_{Au/T}$	Teneur en or total.
t_C	Teneur des concentrés récoltés à l'usine.
t_{ij}	Teneur de la fraction ij .
t_M	Teneur du minerai fourni par la mine.
t_T	Teneur des tailings de l'usine.
t_{T_B}	Teneur des tailings de la section de broyage de l'usine.
t_{T_D}	Teneur des tailings de la section de débouillage de l'usine.
t'_E	Teneur de l'échantillon traité à l'usine-pilote.
t'_{T_B}	Teneur des tailings de la section de broyage de l'usine-pilote.
t'_{T_D}	Teneur des tailings de la section de débouillage de l'usine-pilote.
T_c	Tonnage des concentrés secs récoltés à l'usine.
T_M	Tonnage du minerai sec fourni à l'usine.
T_{T_B}	Tonnage (sec) des tailings de la section de broyage de l'usine.
T_{T_D}	Tonnage (sec) des tailings de la section de débouillage de l'usine.
T'_B	Tonnage du minerai humide servant à l'alimentation de la section de broyage de l'usine.
T'_C	Tonnage des concentrés humides récoltés à l'usine.
T'_M	Tonnage du minerai humide fourni à l'usine.

W_1	Poids d'une prise unitaire.
W_x	Poids d'un échantillon à prélever.
\bar{W}_o	Poids moyen des wagonnets après déchargement.
\bar{W}_m	Poids moyen des wagonnets remplis.
W_{C_B}	Poids des concentrés secs récoltés à la section de broyage de l'usine-pilote.
W_{C_D}	Poids des concentrés secs récoltés à la section de débouillage de l'usine-pilote.
W'_B	Poids humide soumis au broyage à l'usine-pilote.
W'_E	Poids de l'échantillon humide traité à l'usine-pilote.
x	Écart à la moyenne.
X	Écart-type unitaire.
y	Nombre de prises à prélever.
z	Écart relatif.

TABLE DES MATIÈRES

I. Introduction	3
II. Détermination des poids et des tonnages	6
1. Amalgames	6
2. Concentrés	8
3. Minerai fourni par la mine	8
4. Minerai soumis au broyage	10
III. Détermination des humidités	11
1. Concentrés	11
2. Alimentation du broyeur à boulets	11
3. Minerai fourni par la mine	11
IV. Détermination des teneurs	13
1. Concentrés	13
2. Tailings de l'usine	18
A. Prélèvement de l'échantillon	18
B. Préparation mécanique de l'échantillon au laboratoire	19
C. Analyse de l'échantillon	20
D. Concordance obtenue	21
3. Minerai fourni par la mine	27
A. Analyse de l'échantillon	28
B. Échantillonnage au laboratoire	33
a. Concassage à — 15 mm	43
b. Concassage à — 4 mm	46
c. Broyage à — 20 et — 28 mesh	62
d. Variation de la « constante » de Richards	68
C. Échantillonnage en tête de l'usine	71
V. Discussion des résultats obtenus	79
Signes employés	88

