

Académie royale  
des  
Sciences d'Outre-Mer

—  
CLASSE  
DES SCIENCES TECHNIQUES

—  
Mémoires in-8°. Nouvelle série.  
Tome XV, fasc. 1.

Koninklijke Academie  
voor  
Overzeese Wetenschappen

—  
KLASSE  
VOOR TECHNISCHE WETENSCHAPPEN

—  
Verhandelingen in-8°. Nieuwe reeks.  
Boek XV, aflev. 1.

---

# Échantillonnage et analyse des minerais hétérogènes à faible teneur

PAR

A. PRIGOGINE

AGRÉGÉ DE L'ENSEIGNEMENT SUPÉRIEUR  
MEMBRE DE L'ACADÉMIE ROYALE DES SCIENCES D'OUTRE-MER  
DIRECTEUR DU SERVICE MÉTALLURGIQUE DE LA COMPAGNIE  
MINIÈRE DES GRANDS LACS AFRICAINS ET DE COBELMIN



Rue de Livourne, 80A,  
BRUXELLES 5

Livornostraat, 80A,  
BRUSSEL 5

—  
1961

—  
PRIX : F 200  
PRIJS :





# Échantillonnage et analyse des minerais hétérogènes à faible teneur

PAR

A. PRIGOGINE

AGRÉGÉ DE L'ENSEIGNEMENT SUPÉRIEUR  
MEMBRE DE L'ACADÉMIE ROYALE DES SCIENCES D'OUTRE-MER  
DIRECTEUR DU SERVICE MÉTALLURGIQUE DE LA COMPAGNIE  
MINIÈRE DES GRANDS LACS AFRICAINS ET DE COBELMIN

Mémoire présenté à la séance du 18 décembre 1959.

# Échantillonnage et analyse des minerais hétérogènes à faible teneur

---

---

## 0. INTRODUCTION

Le poids d'une substance soumise à l'analyse chimique conventionnelle est toujours plus ou moins limité suivant la méthode employée et la teneur à déterminer. C'est ainsi que la prise destinée à l'analyse chimique par voie humide dépasse rarement quelques grammes. Dans le cas des analyses par voie sèche, ce poids peut même atteindre une centaine de grammes, chiffre qui constitue à peu près le maximum pouvant être soumis à une analyse chimique proprement dite.

Il existe cependant des produits à échantillonner où le prélèvement d'une prise représentative d'un faible poids est très difficile, voire impossible, comme dans le cas de minerais à faible teneur, spécialement lorsqu'ils sont hétérogènes. On est alors obligé de prélever un échantillon d'un poids élevé ou, comme on le dit couramment, un échantillon massif. De plus, pour différentes raisons, la réduction du poids de ces échantillons volumineux ne peut pas toujours être envisagée et on est forcé d'analyser un échantillon massif.

Il va de soi que les méthodes d'analyse habituelles ne peuvent plus servir pour trouver la teneur de tels échantillons et qu'il faut alors avoir recours à une technique spéciale.

Tout d'abord, la nature de la substance même peut nous forcer à prélever un échantillon d'un poids important. C'est le cas des gisements alluvionnaires de minéraux de grande valeur marchande où chaque particule de minéral utile se trouve mélangée à un nombre très élevé de particules de gangue stérile. Des teneurs aussi faibles que 0,2 g/t d'or sont encore exploitables économiquement, dans certaines conditions favorables. Comme l'or se rencontre quelquefois sous forme de grains pesant 1 g et même plus, on voit immédiatement que le nombre de parti-

cules de gangue est énorme par rapport à celui de particules d'or. Sans devoir s'adresser aux formules qui peuvent être établies à l'aide du calcul des probabilités, le bon sens indique déjà que le prélèvement d'un échantillon représentatif doit être difficile et qu'il faut s'adresser, sans doute, à un échantillon très volumineux (1). Dans le cas de la cassitérite, pour choisir un autre minéral rencontré le plus souvent sous forme d'alluvions, les teneurs exploitables sont environ 1.000 fois supérieures à celles de l'or. Cependant, la cassitérite peut se présenter sous forme de morceaux relativement grands pesant quelquefois une quarantaine de grammes et plus. Encore une fois, il est indispensable de prélever un échantillon d'un poids élevé pour qu'il soit représentatif.

Dans le cas des gisements primaires, spécialement ceux de cassitérite et de wolframite, les teneurs exploitables sont plus importantes, disons de l'ordre de 5 à 10 kg/t pour des exploitations en souterrain. Mais, par contre, ces minéraux se rencontrent souvent sous forme de poches de plusieurs kilogrammes entourées par une gangue pratiquement stérile. Ici également, il faut avoir recours à des échantillons massifs.

Notons encore que les filons aurifères sont généralement caractérisés par une minéralisation relativement uniforme et l'absence d'or pépitique. Cependant, nous connaissons des filons à quartz pratiquement stérile contenant des masses d'or de plusieurs dizaines de grammes. Comme la teneur des filons aurifères est très faible, de l'ordre de 20 g/t, il paraît évident que l'évaluation de tels filons ne peut avoir lieu qu'à l'aide d'échantillons massifs.

Nous voyons donc que le prospecteur se trouve souvent en présence d'échantillons d'un poids très important. A priori, on pourrait essayer de soumettre ces échantillons aux opérations habituelles conduisant finalement à la prise convenant à l'analyse chimique.

Cependant, la nature de l'échantillon ne se prête pas toujours à cette réduction de poids. C'est ainsi qu'il n'est pas possible

(1) Il s'agit du prélèvement d'un échantillon représentatif à un endroit déterminé. Nous ne discuterons pas dans ce mémoire s'il est plus avantageux de prélever un grand nombre d'échantillons de faible poids, par exemple par forages ou par sondages, ou un nombre réduit d'échantillons massifs. Ces questions se posent lors de l'évaluation d'un gisement et sortent du cadre de notre sujet.

d'appliquer cette technique aux minerais contenant de l'or pépitique (alluvions et filons). En effet, le broyage ne ferait qu'écraser ou déchirer les particules d'or et on risquerait de les perdre en fin de compte. C'est pourquoi l'on conseille généralement de séparer les particules métalliques par tamisage avant chaque réduction du poids de l'échantillon. Comme l'analyse par fusion est faite normalement après broyage à au moins 100 mesh, il en résulte qu'on serait obligé d'éliminer, par des tamisages successifs, la presque totalité de l'or gros et moyen avant de pouvoir soumettre l'échantillon à l'analyse par fusion. Cette technique est très délicate si l'on veut l'appliquer aux minerais contenant une proportion importante d'or métallique relativement gros et elle est à déconseiller.

Ces objections ne sont pas valables dans le cas de minerais stannifères ou wolframitères. En principe, il est possible de ramener l'échantillon massif, par des réductions de poids successives, précédées chaque fois par des réductions du diamètre des particules les plus grandes et des mélanges soignés, à une prise d'un poids très faible. Cependant, pour que cette dernière soit représentative de l'échantillon massif initial, il est indispensable que les différentes opérations de réduction du poids ne soient entachées d'aucune erreur systématique. Ceci est difficile à réaliser dans les conditions particulières qui existent en Afrique. D'une part, le prospecteur ne peut guère songer à surveiller personnellement les différentes phases de la préparation d'un échantillon de poids réduit qui, dans ces conditions, n'aurait qu'une valeur très discutable. D'autre part, il n'est pas toujours possible de transporter les échantillons dans un laboratoire. Par conséquent, ils doivent être analysés sur place avec les moyens dont on dispose.

Un autre facteur dont l'importance ne doit guère être sous-estimée est le prix de revient de l'analyse. Il est évident qu'il est avantageux de se servir de la méthode la moins coûteuse. Par conséquent, si l'analyse chimique classique, d'un coût relativement élevé, peut être remplacée par une méthode simple et moins onéreuse donnant, bien entendu, des résultats satisfaisants, c'est cette dernière méthode qui doit être choisie. C'est ainsi que le simple pannage manuel convient très bien à la détermination exacte de la teneur d'un échantillon de gravier alluvionnaire

contenant de la cassitérite grosse et moyenne. Dans ce cas, la méthode conventionnelle, c'est-à-dire la préparation d'une petite prise représentative suivie de l'analyse chimique, est non seulement d'un coût plus élevé, mais conduirait très probablement à un résultat moins précis <sup>(1)</sup>.

Enfin, la méthode chimique donne la quantité totale de l'élément recherché dans l'échantillon analysé. Il existe cependant des cas où la connaissance de cette teneur, qui ne donne aucun renseignement ni sur la granulométrie de l'élément de valeur, ni sur sa libération, est insuffisante. Il faut connaître en plus la teneur qu'il serait possible de réaliser par un traitement, dans une installation industrielle, du minerai tout venant.

Ceci nous amène à considérer les possibilités des appareils de concentration qui seront utilisés lors du traitement du minerai en question. Dans le cas des mines congolaises étudiées dans ce mémoire, les techniques de traitement sont, pour les minerais aurifères, essentiellement la concentration gravimétrique, l'amalgamation et accessoirement la flottation et la cyanuration ; pour les minerais de cassitérite, de wolframite et de columbo-tantalite la concentration gravimétrique seule.

Ce procédé fait appel à certains appareils (sluice, jig, spirale, table), dont les rendements de récupération décroissent avec la finesse des grains pour devenir insuffisants en dessous d'une certaine dimension variable suivant le type d'appareil utilisé. La connaissance de la variation du rendement en fonction de la granulométrie est donc essentielle pour chaque appareil.

Nous devons alors introduire les notions suivantes :

— *Teneur chimique ou teneur en élément total* d'un échantillon qui correspond à la totalité du minéral de valeur contenu ;

— *Teneur théoriquement récupérable* qui correspond à la fraction de minéral de valeur qu'il serait possible de récupérer après broyage très fin, dans une installation équipée de tous les appareils adaptés aux diverses granulométries ; cette teneur sera déterminée à l'aide du superpanner HAULTAIN ;

— *Teneur pratiquement récupérable*, ou simplement *teneur*

<sup>(1)</sup> Nous reviendrons plus loin sur ce problème et nous établirons la précision obtenue dans ces deux cas.

*recupérable*, ou *teneur en élément récupérable* <sup>(1)</sup>, qui correspond à la partie de l'élément ou minéral de valeur que devrait récupérer une usine industrielle conçue correctement et économiquement et dont les divers appareils marcheraient aussi bien que ceux d'un laboratoire bien surveillé. Cette teneur devra être déterminée en s'adressant aux mêmes types d'appareils que ceux employés en pratique dans l'usine.

Chaque fois, lorsqu'il est question de la teneur récupérable d'un minerai primaire, il est indispensable de préciser la finesse de broyage qui correspond à cette teneur. Sans cela, la teneur récupérable n'aurait aucune signification.

Nous voyons donc que la nature du minerai, les conditions de travail particulières à l'Afrique, le coût relatif des analyses et l'utilité de connaître la teneur en élément récupérable sont les différents arguments qui, dans certains cas, nous font abandonner les méthodes d'analyse chimique classique et nous obligent à traiter les échantillons prélevés par une technique spéciale. Dans ce mémoire, nous nous proposons de décrire cette technique et de discuter en détail ses diverses applications aux gisements détritiques et primaires, sans aborder toutefois le problème de l'évaluation.

Différents auteurs, comme BEHRE et HASSIALIS [4] (\*), JAHNS [15] et tout spécialement GY [9] [10] [11], ont étudié, ces dernières années, le problème de l'échantillonnage des minerais en se basant sur la statistique mathématique. Les formules ainsi établies permettent de calculer le poids de l'échantillon en fonction de certaines données qui dépendent de la nature du lot échantillonné et de l'écart admissible.

L'application de la formule de BEHRE et HASSIALIS est très laborieuse en présence de plusieurs classes granulométriques. De plus, les catégories granulométriques stériles contribuent à la variance totale et, comme nous le montrerons dans la suite, ceci ne correspond pas à la réalité.

JAHNS n'a pas approfondi le problème et n'est pas arrivé à une formule suffisamment générale.

(1) Nous avons choisi cette terminologie par analogie avec les teneurs en or total et en or amalgamable [22].

(\*) Les chiffres entre [ ] renvoient à la bibliographie *in fine*.

Les remarquables travaux de GY représentent un grand progrès dans le domaine de l'échantillonnage. En partant de considérations purement théoriques, GY a pu présenter la relation entre le poids de l'échantillon et la variance de la teneur en fonction de différents paramètres caractéristiques du lot sous une forme relativement simple. Nous avons obtenu la même formule, en suivant une autre voie, dans le cas de minerais alluvionnaires. Ensuite, nous avons démontré une formule analogue pour les minerais primaires.

La bibliographie est inexistante pour le second problème traité dans ce mémoire, soit l'analyse des minerais hétérogènes à faible teneur. Quoique la technique proposée soit d'application dans différents laboratoires, elle n'a jamais fait l'objet d'une étude approfondie indiquant ses bases théoriques et démontrant ses avantages par rapport aux procédés d'analyse classiques.

Pour terminer, disons encore quelques mots concernant la définition d'un échantillon hétérogène. Lorsqu'un échantillon est constitué par exemple par des morceaux de quartz et de cassitérite, de la grosseur d'un poing, on est habitué à le désigner comme hétérogène. Prenons ensuite le même échantillon et broyons le à moins 200 mesh. Il se présentera alors sous forme d'une poudre uniforme presque impalpable. On parle alors couramment d'un échantillon homogène. En réalité, cette distinction est bien arbitraire. Il suffit, en effet, d'examiner cet échantillon sous un binoculaire pour se rendre compte immédiatement qu'il est constitué également par des morceaux de quartz et des morceaux de cassitérite. La seule différence réside dans le diamètre de ces morceaux. Par conséquent, nous sommes obligés d'abandonner la définition basée simplement sur l'aspect macroscopique et nous introduirons plus loin la notion d'homogénéité ou, par différence, d'hétérogénéité d'un échantillon déduite de considérations théoriques.

Qu'il me soit permis de remercier ici M. P. SEYER, ingénieur général des mines, avec qui j'ai pu discuter en détail certains chapitres de ce mémoire et qui m'a donné de précieux conseils. Je voudrais aussi exprimer mes remerciements à la Compagnie minière des Grands Lacs Africains qui m'a autorisé à publier le présent travail et qui a facilité sa publication par une subvention très généreuse.

## 1. CALCUL DU POIDS DE L'ÉCHANTILLON

Le problème général qui se pose lors de l'échantillonnage d'un lot est de connaître la relation qui existe entre la teneur réelle du lot, qui n'est pas connue, et la teneur donnée par l'analyse d'un échantillon prélevé dans ce lot.

Ces deux teneurs diffèrent d'un certain écart qui est lié à l'écart-type que nous nous proposons de déterminer en fonction du poids de l'échantillon et de certaines caractéristiques du lot à échantillonner.

Comme il s'agit de problèmes d'échantillonnage ne demandant pas une grande précision, on peut apporter certaines simplifications aux calculs théoriques pour aboutir à des formules simples et facilement applicables.

### 11. Minerais détritiques.

Nous étudierons en premier lieu le cas des minerais détritiques contenant les deux constituants — minéral de valeur (appelé aussi minéral utile) et gangue stérile — à l'état libre.

#### 111. CONSIDÉRATIONS THÉORIQUES.

##### 1111. *Cas de deux types de constituants.*

Considérons d'abord le cas d'un lot de minéral constitué par seulement deux types de particules, soit des particules de minéral utile ayant toutes le même poids  $M$  et des particules de stérile ayant toutes le même poids  $S$ .

Précisons ensuite que les quatre conditions suivantes sont supposées être remplies :

1) Le lot est constitué par un très grand nombre de particules. Le prélèvement de l'échantillon ne modifie guère sa composition.

2) Le lot est homogène ; en d'autres mots, l'endroit choisi pour le prélèvement de l'échantillon n'a aucune influence sur le résultat final. Ceci suppose un mélange parfait et l'absence de tout phénomène de ségrégation.

3) Toutes les particules constituant le lot sont accessibles à l'échantillonnage.

4) Les diverses opérations conduisant à l'échantillon final ne sont entachées d'aucune erreur systématique. Chaque particule du lot initial a les mêmes chances d'être choisie pour l'échantillon.

Les poids (en g) d'une particule de minéral utile M et de gangue stérile S sont donnés respectivement par :

$$M = \delta_m f_m d_m^3 \quad (1a)$$

$$S = \delta_s f_s d_s^3 \quad (1b)$$

$\delta$  est la densité des particules.

$f$  est le facteur de forme qui peut être calculé à l'aide des équations (1a) et (1b) (1).

$d$  est le diamètre des particules (en cm).

L'indice M se rapporte aux particules de minéral de valeur, l'indice S à celles de gangue.

Si l'on prélève un échantillon aléatoire comprenant  $n$  particules, l'écart-type de la proportion de particules de minéral utile dans l'échantillon est donné par :

$$\sigma' = \sqrt{\frac{pq}{n}} \quad (2)$$

où  $p$  et  $q$  sont les proportions respectives des particules de minéral utile et de gangue dans le lot. Notons que l'expression (2) est strictement valable pour la loi binomiale qui tend vers la loi de Gauss lorsque  $n$  croît.

(1) En réalité, on peut déterminer facilement le poids des particules et leur densité. Par contre, la détermination du diamètre est plus délicate en pratique. Il en résulte que c'est le produit  $fd^3$  qui est connu exactement, tandis que  $f$  dépend de la définition du diamètre. Nous reviendrons plus loin sur ce problème (voir p. 31).

Pour pouvoir exprimer l'écart-type non en fonction des proportions relatives des particules, mais en fonction de la teneur  $a$ , il suffira de multiplier  $\sigma'$  par un facteur de conversion. Les fonctions « teneur » et « proportions » sont liées, mais la loi de liaison n'est pas linéaire et par suite, le facteur de conversion n'est pas une constante. Pour des variations petites autour de la moyenne, nous pouvons écrire, avec une approximation suffisante (1) :

$$\sigma_a = \frac{da}{dp} \sigma' \quad (3)$$

où  $\sigma_a$  est l'écart-type du poids du minéral utile dans l'échantillon, égal à l'écart-type absolu de la teneur  $a$  du lot.

Cette formule est générale et applicable aussi bien aux teneurs élevées qu'aux teneurs faibles, mais sous la seule restriction que l'écart-type ne soit pas trop grand.

La teneur du lot (en valeur décimale) résulte de :

$$a = \frac{pM}{pM + qS} = \frac{pM}{p(M - S) + S} \quad (4)$$

Calculons d'abord  $\frac{da}{dp}$  :

$$\frac{da}{dp} = \frac{MS}{(pM + qS)^2} \quad (5)$$

Exprimons ensuite  $p$  et  $q$  en fonction de  $a$ , de  $M$  et de  $S$  :

$$p = \frac{aS}{(1 - a)M + aS} \quad (6)$$

$$q = \frac{(1 - a)M}{(1 - a)M + aS} \quad (7)$$

A partir de (5), (6) et (7) nous pouvons écrire :

$$\frac{da}{dp} = \frac{[(1 - a)M + aS]^2}{MS} \quad (8)$$

(1) Cette formule résulte du théorème de ROLLE.

Finalement, nous obtenons pour l'écart-type absolu :

$$\sigma_a = \frac{(1-a)M + aS}{\sqrt{MS}} \sqrt{\frac{a(1-a)}{n}} \quad (9)$$

Il en résulte que le nombre de particules à prélever est donné par l'équation :

$$n = \frac{a(1-a)[(1-a)M + aS]^2}{\sigma_a^2 MS} \quad (10)$$

Introduisons alors l'écart-type relatif  $\sigma_r (= \sigma)$  à la place de l'écart-type absolu  $\sigma_a$  :

$$\sigma = \frac{\sigma_a}{a} \quad (11)$$

L'expression (10) devient alors :

$$n = \frac{(1-a)[(1-a)M + aS]^2}{a\sigma^2 MS} \quad (12)$$

Dans le cas des minerais alluvionnaires d'or, de cassitérite, de wolframite etc., la teneur est généralement inférieure à 10 kg/t ( $a = 0,01$ ) et cette formule peut être simplifiée <sup>(1)</sup> <sup>(2)</sup> :

$$n = \frac{M}{a\sigma^2 S} \quad (12a)$$

<sup>(1)</sup> Cette simplification est seulement possible, si le poids unitaire des particules de gangue ne dépasse pas de beaucoup (environ 10 fois) celui du minéral utile.

<sup>(2)</sup> P. SEYER (communication personnelle) a attiré notre attention sur le fait que cette formule peut être obtenue plus simplement, en admettant, dès le début, que la teneur en minéral utile est très faible.

L'équation (2) devient alors :

$$\sigma' = \sqrt{\frac{\bar{p}}{n}} \quad (2a)$$

De même, la relation (4) prend alors la forme :

$$a = \frac{pM}{S} \quad (4a)$$

La variance absolue de la teneur de l'échantillon est, dans ce cas :

$$\sigma_a^2 = \sigma'^2 \frac{M^2}{S^2} = \frac{pM^2}{nS^2} = \frac{aM}{nS}$$

Finalement, en passant à la variance relative, on obtient la formule (12a).

Le nombre de particules à prélever est égal au poids unitaire des particules de minéral utile divisé par le poids unitaire des particules de gangue, la teneur du lot et la variance relative.

Le poids de l'échantillon à prélever est donné par :

$$P = mM + sS \quad (13)$$

$m$  et  $s$  sont les nombres de particules de minéral utile et de gangue dans l'échantillon, avec

$$n = m + s \quad (14)$$

Examinons les cas suivants :

a) Toutes les particules ont le même poids (ce qui constitue un cas très spécial) :

$$M = S$$

$$P = (m + s)S = nS \quad (13a)$$

$$P = \frac{M}{a\sigma^2} \quad (15)$$

Pour une teneur donnée et une variance imposée le poids de l'échantillon est proportionnel au poids des particules du lot.

b) Les particules de minéral utile et de gangue ont le même volume :

$$f_m d_m^3 = f_s d_s^3$$

Dans ce cas, la formule (12) devient :

$$n = \frac{(1 - a)[(1 - a)\delta_m + a\delta_s]^2}{a\sigma^2\delta_m\delta_s}$$

Introduisons la densité moyenne du lot donnée par :

$$\delta_L = \frac{\delta_m\delta_s}{(1 - a)\delta_m + a\delta_s} \quad (16)$$

Il en résulte pour  $n$  :

$$n = \frac{(1 - a)\delta_m\delta_s}{a\sigma^2\delta_L^2} \quad (17)$$

Calculons le poids de l'échantillon :

$$P = (m\delta_m + s\delta_s)f_m d_m^3$$

$$P = n\delta'_L f_m d_m^3$$

où  $\delta'_L$  est la densité de l'échantillon.

Sans faire une erreur importante sur le poids de l'échantillon, nous pouvons admettre que  $\delta'_L$  est égale à la densité du lot  $\delta_L$ , d'où :

$$\delta'_L \approx \delta_L$$

$$P = n\delta_L f_m d_m^3$$

$$P = \frac{(1-a)\delta_s \delta_m f_m d_m^3}{a\sigma^2 \delta_L} \quad (18)$$

Cette expression est très générale : elle est applicable à toutes les teneurs.

Lorsque la teneur est faible ( $\delta_L \approx \delta_s$ ), elle se réduit à la formule (15) :

$$P = \frac{\delta_m f_m d_m^3}{a\sigma^2} = \frac{M}{a\sigma^2} \quad (15)$$

c) Les particules de minéral utile et de gangue ont le même diamètre. Par contre, elles diffèrent à la fois par la densité et le facteur de forme :

$$d_m = d_s$$

$$\delta_m \neq \delta_s$$

$$f_m \neq f_s$$

Ce cas présente un intérêt spécial, car il correspond à une fraction granulométrique isolée à l'aide de deux tamis à ouvertures très voisines.

Le nombre de particules à prélever est alors donné, conformément à (10a), par :

$$n = \frac{(1-a)[(1-a)\delta_m f_m + a\delta_s f_s]^2}{a\sigma^2 \delta_m f_m \delta_s f_s}$$

Comme, dans le cas des minerais détritiques, la teneur en mi-

néral utile est généralement inférieure à 0,01, nous pouvons écrire pour  $n$ , sans commettre une erreur appréciable :

$$n = \frac{\delta_m f_m}{a\sigma^2 \delta_s f_s} \quad (19)$$

D'autre part, nous avons l'inégalité :

$$a = \frac{mM}{mM + sS} < 0,01 \quad (20)$$

$$mM < 0,01sS$$

Nous pouvons négliger  $mM$  devant  $sS$  et écrire pour le poids de l'échantillon :

$$P = sS \quad (13a)$$

De plus,  $m$  peut être négligé devant  $s$ , à condition que  $M$  soit supérieur à  $S$ , ou si ces deux poids unitaires ont le même ordre de grandeur <sup>(1)</sup>. Nous avons alors, conformément à (14) :

$$n = s \quad (14a)$$

Dans le cas présent, cette condition est facilement réalisée. En effet, la densité des minéraux utiles qui nous intéressent spécialement (or, cassitérite, wolframite etc.) est au moins deux fois supérieure à celle de la gangue (quartz). L'influence de la densité est donc favorable. En ce qui concerne le facteur de forme,  $f_m$  et  $f_s$  sont généralement de même ordre de grandeur, à l'exception de paillettes d'or où  $f_m$  est plus petit que  $f_s$ . Mais comme les alluvions d'or ont très rarement des teneurs supérieures à 100 g/t, l'influence de la faible valeur de  $f_m$  est largement compensée.

Nous pouvons donc écrire :

$$P = nS = \frac{\delta_m f_m S}{a\sigma^2 \delta_s f_s}$$

$$P = \frac{\delta_m f_m S d_m^3}{a\sigma^2 \delta_s f_s d_s^3} = \frac{M}{a\sigma^2}$$

<sup>(1)</sup> Lorsque la teneur est particulièrement faible, de l'ordre de 0,001, on peut négliger  $m$ , même si  $S$  est 10 fois supérieur à  $M$ .

A nouveau nous obtenons la formule (15).

d) Les particules de minéral utile et celles de gangue ont des diamètres et des poids différents :

$$\delta_m f_m d_m^3 \neq \delta_s f_s d_s^3$$

Ce cas correspond à une catégorie granulométrique définie par deux tamis dont les ouvertures ne sont pas très voisines (p. ex. modules 2 et même  $\sqrt{2}$ ) (1). Cette catégorie contiendra donc des particules, de minéral utile et de gangue stérile, qui montreront des diamètres variant entre certaines limites. Par conséquent, nous devons vérifier si les équations établies précédemment restent valables et dans quelles conditions.

Pour pouvoir traiter ce cas général, nous devons de nouveau tenir compte de la faible teneur des gisements alluvionnaires. Il en résulte :

$$mM < 0,01sS$$

$$P = sS$$

Toutefois, nous avons vu précédemment que  $M$  doit être supérieur à  $S$  ou que ces deux poids doivent avoir le même ordre de grandeur, pour que  $m$  puisse être négligé devant  $s$ .

Nous avons étudié, dans le paragraphe précédent, l'influence de  $\delta_m$  et de  $f_m$ . Examinons celle due au diamètre des particules. Les deux cas  $d_m = d_s$  et  $d_m > d_s$  ne demandent aucune discussion spéciale. Par contre, il faut approfondir le cas où  $d_m$  est inférieur à  $d_s$ .

Par exemple, dans le cas d'un lot constitué de columbite ( $\delta_m = 5$  ;  $f_m = 0,6$ ) et de quartz ( $\delta_s = 2,5$  ;  $f_s = 0,6$ ), la condition limite est donnée par la relation suivante, pour une teneur de 1 % :

$$5,0,6 d_m^3 = 2,5,0,6 d_s^3$$

$$d_m = 0,8 d_s$$

Nous pouvons donc négliger  $m$ , à condition que le diamètre des particules de columbite ne soit pas très inférieur à 80 %

(1) Voir p. 25.

de celui des particules de quartz. Pour la cassitérite, ce chiffre est un peu plus faible : 70 %.

Le cas de l'or ( $\delta_m = 17$  ;  $f_m = 0,3$ ) est particulièrement favorable. C'est ainsi qu'on obtient, pour une teneur de 100 g/t (qui est tout à fait exceptionnelle), encore la même approximation, lorsque S est égal à 100M. Nous avons alors pour la condition limite :

$$100.17.0,3 d_m^3 = 2,5.0,6 d_s^3$$

$$d_m = 0,14 d_s$$

Même lorsque le diamètre des particules d'or ne représente que 14 % du diamètre des particules de gangue,  $m$  peut encore être négligé à côté de  $s$ .

Ces exemples montrent qu'en employant des catégories granulométriques définies par le module  $\sqrt{2}$ , on peut négliger  $m$  à côté de  $s$  dans le cas de l'or, de la cassitérite et même de la columbite où, cependant, l'approximation est un peu plus grande. Par contre, en s'adressant aux catégories à module 2, la condition limite est remplie seulement pour l'or et on commet déjà une erreur pour la cassitérite et surtout la columbite.

Nous pouvons donc écrire, pour les cas exposés ci-dessus :

$$n = s \tag{14a}$$

Il résulte de nouveau des formules (12a), (13a) et (14a) que le poids de l'échantillon est donné par l'expression (15).

Si nous désignons par  $Q$  la quantité de minéral utile dans l'échantillon prélevé <sup>(1)</sup>, nous obtenons pour la variance :

$$\sigma^2 = \frac{M}{Q} \tag{15a}$$

La variance de la teneur est égale au rapport du poids d'une particule de minéral utile au poids de minéral utile contenu dans l'échantillon prélevé.

<sup>(1)</sup> En réalité,  $a$  est la teneur du lot et non celle de l'échantillon prélevé. Toutefois, la teneur du lot n'est pas connue et nous la remplaçons, dans toutes les formules, par la teneur de l'échantillon (ou la teneur moyenne des échantillons) ce qui peut être fait sans commettre une erreur importante.

Enfin, nous pouvons exprimer l'écart-type en fonction du nombre de particules de minéral utile :

$$\sigma^2 = \frac{M}{aP}$$

$$a = \frac{mM}{P} \quad (21)$$

$$\sigma^2 = \frac{1}{m} \quad (22)$$

La variance est égale à l'inverse du nombre de particules de minéral utile prélevées dans l'échantillon. Cette formule a été proposée déjà en 1945 par de MAGNÉE [7].

En résumé, lorsque le lot échantillonné :

— est constitué par un très grand nombre de particules de minéral utile et de particules de gangue stérile, de poids, de volume ou de diamètre identique, ou lorsque le rapport  $d_s/d_m$  ne dépasse pas une certaine valeur limite ;

— est homogène ;

— montre une faible teneur (inférieure à 0,01) en minéral utile, la variance relative de la teneur est donnée par l'expression

$$\sigma^2 = \frac{M}{Q} \quad (15a)$$

Comme nous le verrons dans la suite, cette relation est extrêmement générale et nous l'établirons dans tous les cas où la teneur du lot échantillonné est faible.

#### 1112. *Cas général.*

Considérons ensuite le cas d'un lot constitué de particules de minéral de valeur et de particules de gangue, ces particules ayant des dimensions et des poids quelconques.

Nous supposerons que ce lot est partagé en un très grand nombre de classes granulométriques et que dans chaque classe les particules de minéral utile, d'une part, et les particules de gangue, d'autre part, ont des poids suffisamment voisins les uns des autres pour que nous puissions appliquer les résultats trouvés précédemment pour chacune des classes granulométriques.

Conformément à (15), nous avons pour une classe granulométrique  $\lambda$  :

$$\sigma_{\lambda}^2 = \frac{M_{\lambda}}{a_{\lambda}P_{\lambda}} \quad (23)$$

Supposons maintenant que nous prélevions dans le lot, constitué par les diverses classes granulométriques  $\lambda$ , un échantillon de poids  $P$ .

Dans ce cas, la variance absolue de la quantité de minéral utile contenue dans l'échantillon de poids  $P$  est la somme des variances absolues des quantités de minéral utile contenues dans les fractions de poids  $P_{\lambda}$  de cet échantillon. Nous pouvons alors écrire, en passant à la variance relative :

$$a^2P^2\sigma^2 = \sum_{\lambda} a_{\lambda}^2P_{\lambda}^2\sigma_{\lambda}^2 \quad (24)$$

D'autre part, nous avons :

$$P = \sum_{\lambda} P_{\lambda} \quad (25)$$

Posons :

$$P_{\lambda} = \pi_{\lambda}P \quad (26)$$

avec

$$\sum_{\lambda} \pi_{\lambda} = 1 \quad (27)$$

A partir de (23), (24) et (26) nous obtenons :

$$\sigma^2 = \frac{1}{a^2P} \sum_{\lambda} a_{\lambda}\pi_{\lambda}M_{\lambda} \quad (28)$$

On peut facilement démontrer la relation :

$$a_{\lambda}\pi_{\lambda} = a\pi_{m\lambda} \quad (29)$$

avec

$$Q_{\lambda} = \pi_{m\lambda}Q \quad (30)$$

et

$$\sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} = 1 \quad (31)$$

où  $\pi_{m\lambda}$  représente la proportion de minéral utile contenu dans la catégorie granulométrique  $\lambda$ .

A partir de (28) et de (29), nous obtenons finalement pour la variance :

$$\sigma^2 = \frac{1}{aP} \sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} M_{\lambda} \quad (32)$$

Or les différents termes de la somme ne sont rien d'autre que le *poids moyen pondéré* de toutes les particules de minéral utile de l'échantillon.

Nous pouvons donc écrire :

$$\sigma^2 = \frac{\bar{M}}{Q} \quad (32a)$$

Nous voyons donc que l'échantillonnage de différents lots, caractérisés par différentes valeurs de  $\pi_{m\lambda}$  et  $M_{\lambda}$ , mais ayant tous la même valeur pour  $\bar{M}$ , conduira à la même variance, à condition qu'on prélève la même quantité de minéral utile dans les échantillons.

Cette expression est semblable à la formule (15a) : la variance est égale au poids moyen pondéré des particules de minéral utile divisé par le poids de minéral utile prélevé dans l'échantillon.

D'autre part, conformément à (21) et (29), nous avons pour chaque catégorie granulométrique :

$$m_{\lambda} = \frac{a\pi_{m\lambda}P}{M_{\lambda}} \quad (33)$$

Les expressions (32) et (33) nous donnent alors la formule suivante <sup>(1)</sup> :

$$\sigma^2 = \sum_{\lambda} \frac{\pi_{m\lambda}^2}{m_{\lambda}} \quad (34)$$

La variance est égale à la somme des termes donnés chacun par le quotient du carré du poids relatif du minéral utile et du nombre des particules de minéral utile de chaque classe granulométrique de l'échantillon prélevé.

(1) La formule (34) diffère de l'expression proposée par DE MAGNÉE [6] dans laquelle  $\pi_{m\lambda}$  est remplacé par  $\pi_{\lambda}$ .

Nous pouvons admettre que la densité et la forme des particules sont en première approximation indépendantes de la granulométrie.

Les particules de minéral utile peuvent être considérées comme ayant toutes la même densité <sup>(1)</sup> ; il en est de même pour l'ensemble de celles d'une même classe granulométrique. Nous avons par conséquent :

$$\delta_{m\lambda} = \delta_m$$

A partir de (1a), nous définirons le facteur de forme d'une catégorie granulométrique par :

$$f_{m\lambda} = \frac{\bar{M}_\lambda}{\delta_m (\bar{d}_{m\lambda})^3}$$

où  $\bar{M}_\lambda$  est le poids moyen des particules et  $\bar{d}_{m\lambda}$  leur diamètre moyen.

Comme, par hypothèse, le module des tamis employés est très voisin de l'unité et que les limites de nos classes granulométriques sont très rapprochées, nous pouvons écrire :

$$\bar{M}_\lambda = M_\lambda$$

$$\bar{d}_{m\lambda} = d_{m\lambda}$$

Si de plus nous admettons que les particules de minéral utile de toutes les classes sont homothétiques, ces diverses particules ont un même facteur de forme  $f_m$  et ce facteur est également celui des diverses classes granulométriques. Ceci nous permet d'écrire :

$$f_{m\lambda} = f_m$$

L'expression (28) prend alors la forme suivante :

$$\sigma^2 = \frac{\delta_m f_m}{a^2 P} \sum_\lambda a_\lambda \pi_\lambda d_{m\lambda}^3 \quad (28a)$$

<sup>(1)</sup> Cependant, nous connaissons des cas où la densité est fonction de la granulométrie. Ceci se présente quelquefois pour les columbo-tantalites [22, p. 28].

Pour pouvoir appliquer cette formule, il faut effectuer une analyse granulométrique et déterminer la teneur de chaque fraction. Notons que les fractions stériles ( $a_\lambda = 0$ ) ne contribuent pas à la valeur de la variance totale (et au poids de l'échantillon à prélever).

D'une façon analogue, nous obtenons pour la relation (32) :

$$\sigma^2 = \frac{\delta_m f_m}{aP} \sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} d_{m\lambda}^3 \quad (32b)$$

C'est uniquement la granulométrie du minéral utile qui détermine le poids de l'échantillon à prélever ; la granulométrie de la gangue stérile n'intervient guère dans le calcul de ce poids.

Lorsqu'on inscrit les valeurs de  $d_{m\lambda}$  dans l'ordre décroissant, les différents termes de la somme diminuent rapidement, à condition que les différentes valeurs de  $\pi_{m\lambda}$  aient le même ordre de grandeur. Il suffit alors de calculer les trois ou quatre premiers termes pour connaître P avec une approximation suffisante. Ceci montre que les particules très petites contribuent à peine à la variance de la teneur.

Il est possible de fixer les limites des diverses catégories granulométriques de telle façon que le diamètre de chaque catégorie soit une fraction simple du diamètre des plus grosses particules de minéral utile présentes dans le lot. Choisissons, par exemple, une progression géométrique de raison  $1/F$ , F étant le module de la série de tamis utilisés pour séparer les classes granulométriques :

$$d_{m\lambda} = \frac{d_{m1}}{F^{(\lambda-1)}} \quad (35)$$

$d_{m1}$  étant le diamètre de la première classe granulométrique ( $\lambda = 1$ ).

La formule (32b) devient alors :

$$\sigma^2 = \frac{\delta_m f_m d_{m1}^3}{aP} \sum_{\lambda} \frac{\pi_{m\lambda}}{F^{3(\lambda-1)}} \quad (36)$$

La relation (36) est semblable à la formule (3-13) de Gy [10, p. 76].

Nous appellerons, pour simplifier, l'expression donnée par la

somme le « facteur granulométrique » (« paramètre granulométrique » de GY) :

$$\gamma_m = \sum_{\lambda} \frac{\pi_{m\lambda}}{F^{3(\lambda-1)}} = \frac{1}{M_1} \sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} M_{\lambda} = \frac{\bar{M}}{M_1} \quad (37)$$

où  $M_1$  est le poids des particules de minéral utile appartenant à la classe  $\lambda = 1$  et  $\bar{M}$  le poids moyen pondéré.

Posons :

$$d_{m_r} = d_{m_1} \sqrt[3]{\gamma_m} \quad (38)$$

et appelons la nouvelle grandeur ainsi définie « le diamètre réduit ». En effet, en remplaçant  $d_{m_1}$  et  $\gamma_m$  par  $d_{m_r}$  dans la formule (36), tout se passe comme si l'échantillon était constitué uniquement de particules d'un diamètre  $d_{m_r}$  et nous pouvons écrire :

$$P = \frac{\delta_m f_m d_{m_r}^3}{a\sigma^2} \quad (39)$$

Nous verrons, dans la suite, l'utilité d'introduire la notion du diamètre réduit.

En résumé, lorsque le lot échantillonné :

— est constitué par un très grand nombre de particules de minéral utile et de particules de gangue stérile ayant des dimensions et des poids quelconques ;

— est homogène ;

— montre une faible teneur (inférieure à 0,01) en minéral utile ;

— est supposé partagé en un très grand nombre de classes granulométriques de telle sorte que les particules d'une même classe puissent être considérées comme ayant les mêmes diamètres et les mêmes poids ;

— est constitué de particules de minéral utile ayant toutes le même facteur de forme ;

la variance relative de la teneur est donnée par les deux relations :

$$\sigma^2 = \frac{\overline{M}}{Q} \quad (32a)$$

$$\sigma^2 = \frac{\delta_m f_m a_{m_1}^3}{aP} \sum_{\lambda} \frac{\pi_{m\lambda}}{F^{3(\lambda-1)}} \quad (36)$$

Inversément, en fixant à l'avance la variance, il est possible de calculer à l'aide de ces deux formules le poids de l'échantillon à prélever dans le cas de minerais détritiques.

Remarquons encore que c'est la relation (32a) qui est la plus générale, car elle est basée sur un minimum d'hypothèses. Par contre, l'expression (36) suppose que la densité et le facteur de forme sont indépendants de la granulométrie.

## 112. DÉTERMINATION PRATIQUE DES DIFFÉRENTES VARIABLES.

Comme cela résulte des formules (32b) ou (36), le poids de l'échantillon à prélever dépend de six variables qu'il faut soit déterminer expérimentalement, soit se fixer à l'avance, comme c'est le cas pour la variance.

Nous examinerons donc, dans ce chapitre, la détermination pratique de ces variables et nous discuterons leur incidence sur le poids de l'échantillon.

### 1121. Densité.

La densité du minéral de valeur varie peu d'un gisement à l'autre et on peut accepter une valeur moyenne pour le calcul du poids de l'échantillon.

Dans le cas de l'or alluvionnaire, nous obtenons des densités de 15,1 à 17,6, avec une moyenne de 17,1, pour différents gisements de la MGL <sup>(1)</sup> et on peut prendre, sans faire une erreur importante, le chiffre 17 pour la densité de l'or alluvionnaire dans l'est du Congo (titre MGL Sud 950, MGL Centre 978). Notons seulement que l'or d'un titre faible peut montrer une densité même de 15.

Nous avons trouvé des densités variant de 6,6 à 6,9, avec une moyenne de 6,7 pour différentes cassitérites d'origine alluvion-

<sup>(1)</sup> Compagnie Minière des Grands Lacs Africains (Congo).

naire. Généralement, on admet un chiffre plus élevé, voisin de 7 pour cette densité.

Pour la wolframite, nous avons obtenu des densités de 6,8 à 7,2 avec une moyenne de 7,0 quoiqu'on donne généralement 7,1 à 7,5 pour ce minéral.

Enfin, dans le cas des columbo-tantalites, la densité est essentiellement variable. Elle dépend de la composition du minéral et ses valeurs extrêmes sont 5,2 et 7,8. Il faut donc déterminer la densité, lorsqu'on doit prélever un échantillon dans un gisement détritique à columbo-tantalite.

### 1122. *Granulométrie.*

Les études théoriques exposées dans le chapitre 1112 nous ont conduit à certaines formules dans l'hypothèse que l'échantillon avait été partagé en un grand nombre de classes granulométriques, en se servant d'une série de tamis de module F très voisin de l'unité. Or, dans la pratique, de tels tamis n'existent pas et l'on utilise couramment au Congo la série Tyler de module  $F = \sqrt{2} = 1,414$  et souvent on supprime même un tamis sur deux de cette série, travaillant par conséquent avec une série de tamis de module 2.

Nous nous proposons, dans ce chapitre, d'examiner la détermination pratique du diamètre réduit et d'étudier l'influence du module de tamisage sur le calcul du diamètre réduit.

Considérons, par exemple, la série des tamis Tyler. Nous obtenons alors, conformément à (37), pour le facteur granulométrique :

$$\gamma_M = \pi_{M_1} + \left(\frac{1}{\sqrt{2}}\right)^3 \pi_{M_2} + \left(\frac{1}{2}\right)^3 \pi_{M_3} + \left(\frac{1}{2\sqrt{2}}\right) \pi_{M_4} + \dots$$

$$\begin{aligned} \gamma_M = \pi_{M_1} + 0,354 \pi_{M_2} + 0,125 \pi_{M_3} + 0,044 \pi_{M_4} + 0,016 \pi_{M_5} \\ + 0,0055 \pi_{M_6} + \dots \end{aligned}$$

La valeur du facteur granulométrique résulte donc, le module étant fixé, de l'analyse granulométrique du minéral utile et du choix de  $d_{M_1}$  (diamètre des plus grosses particules présentes).

Pour la moyenne du diamètre des particules d'une catégorie

granulométrique donnée nous acceptons la moyenne arithmétique <sup>(1)</sup> de l'ouverture des deux tamis limitant cette catégorie.

Montrons le calcul détaillé du facteur granulométrique dans le cas d'un échantillon de cassitérite alluvionnaire (Miki, Katsinga L. 42) :

Tableau I.

Calcul du facteur granulométrique			
Fraction en mesh	Diamètre moyen en cm	$\pi_{m\lambda}$	$\frac{\pi_{m\lambda}}{F^3(\lambda-1)}$
— 3 + 4	0,568	0,031	0,0310
— 4 + 6	0,400	0,146	0,0517
— 6 + 8	0,284	0,269	0,0337
— 8 + 10	0,201	0,301	0,0133
— 10 + 14	0,141	0,145	0,0023
— 14 + 20	0,100	0,056	0,0003
— 20		0,052	0,0000
Total	—	—	0,1323

Nous obtenons donc  $\gamma_m = 0,132$  après avoir choisi le diamètre moyen de la fraction — 3 + 4 mesh pour  $d_{m_1}$ .

Souvent le diamètre de la première fraction granulométrique est parfaitement défini. C'est le cas d'un échantillon qui a été concassé ou broyé à une certaine finesse, en circuit fermé avec un tamis. La limite supérieure du diamètre des particules est égale à l'ouverture du tamis employé. La limite inférieure dépend du module des tamis. Le calcul du diamètre réduit n'offre donc pas de difficultés.

(1) Il semblerait plus logique de prendre la moyenne cubique donnée par

$$\sqrt[3]{\frac{D_\lambda^3 + D_{\lambda-1}^3}{2}}$$

à la place de la moyenne arithmétique, pour calculer le diamètre moyen d'une catégorie granulométrique. Cependant, pour faciliter les calculs, nous nous contentons de la moyenne arithmétique (qui, dans le cas des tamis Tyler, représente 97,5 % de la moyenne cubique) (voir [28] pour la discussion des diverses moyennes employées dans certains cas).

Cependant, dans d'autres cas, par exemple lorsqu'il s'agit de minéraux de valeur trouvés dans un gisement détritique ou concassés en circuit ouvert, le choix de la première fraction granulométrique, et de la valeur de  $d_{m_1}$  qui en résulte, est difficile (1). Comme la valeur de  $\gamma_m$  dépend de  $d_{m_1}$ , on pourrait penser que  $d_{m_r}$  dépend également de  $d_{m_1}$ . On peut cependant montrer que le diamètre réduit tend vers une valeur bien définie lorsqu'on choisit des catégories granulométriques caractérisées par des valeurs de plus en plus faibles de  $\pi_{m_1}$ .

Nous avons représenté, dans la *fig. 1*, quelques exemples montrant à la fois les variations du diamètre réduit  $d_{m_r}$  (courbe passant par +) et la variation des pourcentages cumulés du refus  $\pi_{m_1}$  (courbe passant par o) en fonction de différentes valeurs du diamètre  $d_{m_1}$  choisi pour la première catégorie granulométrique.

Voici les valeurs obtenues, par exemple, pour la cassitérite de Kiandjo :

Tableau II.

Variations de $d_{m_r}$ en fonction de $d_{m_1}$			
$d_{m_1}$	$\pi_{m_1}$	$\gamma_m$	$d_{m_r}$
3,14	0,002	0,014	0,760
2,66	0,005	0,024	0,765
2,27	0,010	0,037	0,760
1,93	0,020	0,056	0,750
1,61	0,045	0,089	0,715

La *fig. 1* montre que, pour des variations de 1 à 2 de la valeur du diamètre moyen de la première fraction granulométrique, correspondant aux variations de 1 à 20 de la valeur de  $\pi_{m_1}$ , la valeur de  $d_{m_r}$  varie seulement de 11 %. On peut obtenir la valeur exacte du diamètre réduit par extrapolation. Cependant, dans la

(1) Nous extrapolons pour cela la courbe granulométrique, dans le diagramme de ROSIN-RAMMLER, et nous déterminons de cette façon le diamètre supérieur  $D_\lambda$  limitant la 1<sup>re</sup> catégorie granulométrique. Le diamètre inférieur en résulte à  $D_\lambda/\sqrt{2}$ . La catégorie ainsi délimitée ne correspond pas nécessairement à une des catégories granulométriques de la série TYLER, mais simplement à une série quelconque de module  $F = \sqrt{2}$  commençant à  $D_\lambda$ .

plupart des cas, on obtient une valeur suffisamment rapprochée (de 3 % trop faible) en prenant, pour le diamètre réduit, une catégorie granulométrique caractérisée par  $\pi_{m_1}$  de l'ordre de 0,01.

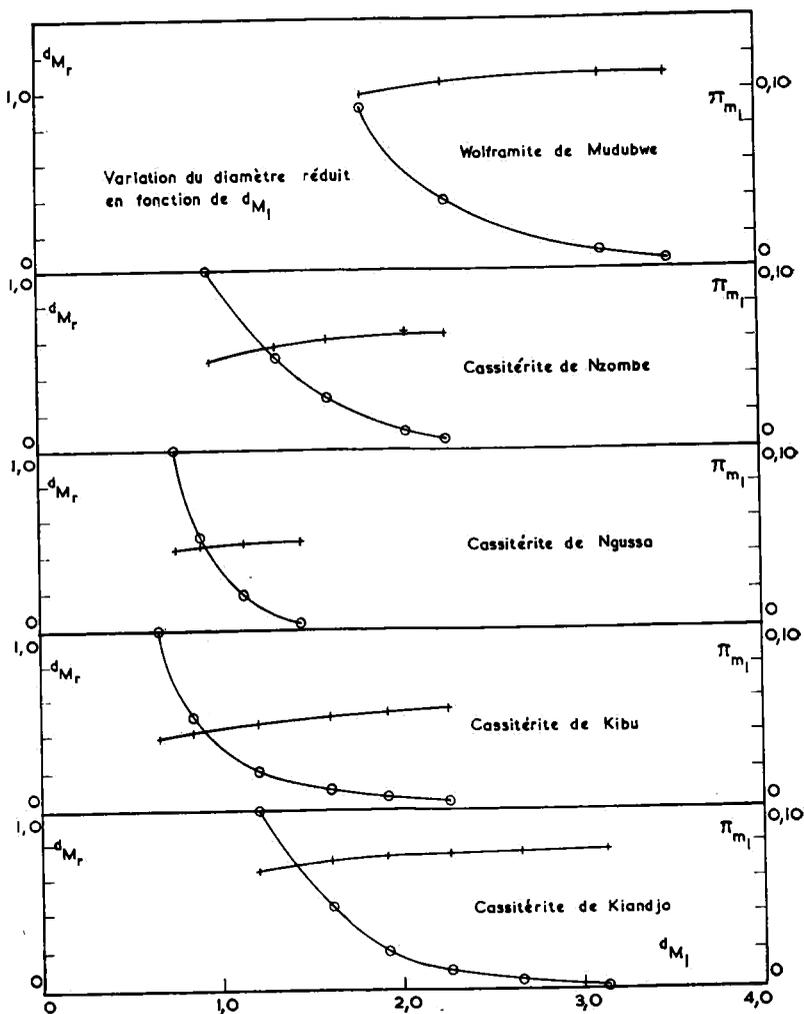


FIG. 1. — Variation du diamètre réduit en fonction de  $d_{M_1}$ .

En pratique, pour raccourcir l'analyse granulométrique et pour faciliter les calculs, nous supprimons quelquefois un tamis

sur deux de la série TYLER ; en d'autres mots, le module devient 2. Examinons les répercussions sur le diamètre de la première fraction et sur le facteur granulométrique.

Si  $D_\lambda$  est le diamètre supérieur limitant la première fraction, le diamètre inférieur est égal à  $D_\lambda/\sqrt{2}$  dans le cas du module  $\sqrt{2}$ , et  $D_\lambda/2$  dans le cas du module 2. Nous obtenons alors pour le diamètre moyen :

$$d_{m_1} = \frac{D_\lambda + \frac{1}{\sqrt{2}} D_\lambda}{2} = 0,8535D_\lambda$$

$$d'_{m_1} = \frac{D_\lambda + \frac{1}{2} D_\lambda}{2} = 0,750D_\lambda$$

$$d'_{m_1} = 0,88d_{m_1}$$

Pour le facteur granulométrique, nous avons :

$$\gamma_m = \pi_{m_1} + 0,354\pi_{m_2} + 0,125\pi_{m_3} + 0,044\pi_{m_4} + 0,016\pi_{m_5} + \dots$$

$$\gamma'_m = \pi'_{m_1} + 0,125\pi'_{m_2} + 0,016\pi'_{m_3} + \dots$$

où  $\gamma'_m$  et  $\pi'_{m_\lambda}$  se rapportent aux tamis avec le module 2. Après avoir remplacé  $\pi'_{m_\lambda}$  par les valeurs correspondantes de  $\pi_{m_\lambda}$  on obtient :

$$\gamma'_m = (\pi_{m_1} + \pi_{m_2}) + 0,125(\pi_{m_3} + \pi_{m_4}) + 0,016(\pi_{m_5} + \pi_{m_6}) + \dots$$

$$\gamma'_m - \gamma_m = 0,646\pi_{m_2} + 0,081\pi_{m_4} + 0,0105\pi_{m_6} + \dots \quad (40)$$

En première approximation, nous pouvons écrire pour simplifier :

$$\gamma'_m = 0,65\pi_{m_2} + \gamma_m \quad (40a)$$

La différence entre  $\gamma'_m$  et  $\gamma_m$  dépend donc principalement de  $\pi_{m_2}$ . Cependant, en pratique, nous ne connaissons pas la valeur de  $\pi_{m_2}$ . L'expression précédente ne peut donc pas servir au calcul de la relation entre  $\gamma'_m$  et  $\gamma_m$ .

Considérons alors le diamètre réduit. La fig. 2 (1) montre que

(1) On trouvera dans l'annexe un exemple (tableaux AI et AII) ayant servi au calcul de  $d_{m_r}$  et  $d'_{m_r}$ .

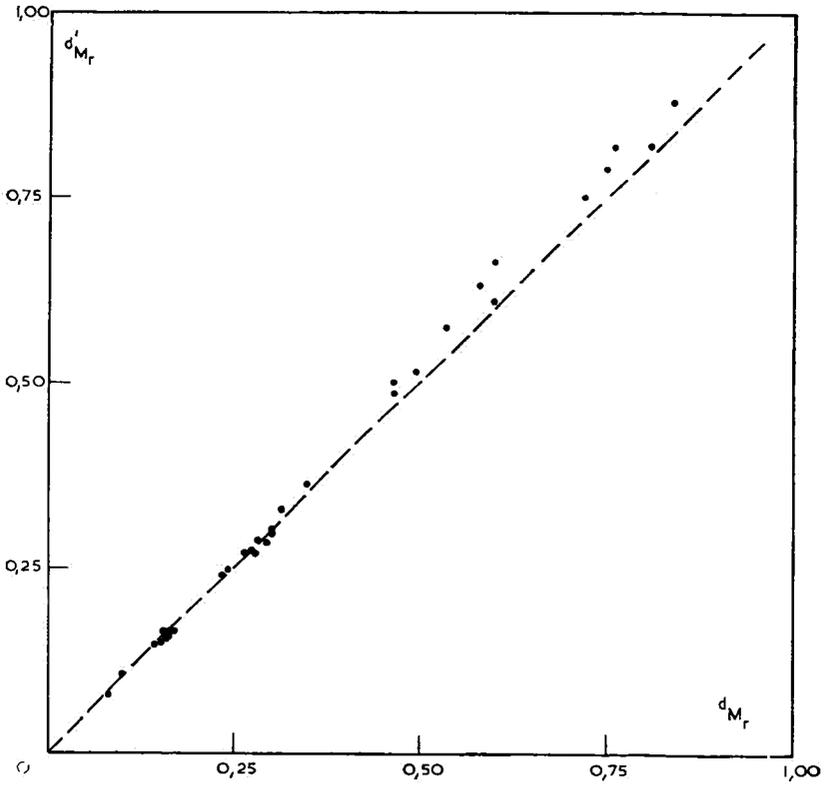


FIG. 2. — Corrélation entre  $d'_{M_r}$  et  $d_{M_r}$ .

sa valeur est indépendante en première approximation du module choisi et que nous pouvons écrire :

$$d'_{M_r} = d_{M_r} \quad (41)$$

En réalité, on constate que  $d'_{M_r}$  dépasse légèrement  $d_{M_r}$ , pour des valeurs de  $d_{M_r}$  supérieures à 0,4, de 5 % en moyenne.

P. SEYER <sup>(1)</sup> nous a fait remarquer qu'en deuxième approximation, le diamètre réduit diminue avec le module et tend vers une valeur limite, lorsque le module s'approche de 1.

Cette variation dépend de la forme de la courbe granulométri-

(1) Communication personnelle.

que. En particulier, lorsque, dans le diagramme de ROSIN-RAMMLER, le début de la courbe est concave (tourné vers le bas), la variation en fonction du module est notable. Elle est plus faible dans le cas de courbes convexes qui correspondent généralement à un concassage ou broyage en circuit fermé. Signalons à ce propos que la position des points de la *fig. 2*, pour des valeurs de  $d_{m_r}$  supérieures à 0,40, a été déterminée à partir de courbes concaves. Par contre, les valeurs de  $d_{m_r}$  inférieures à 0,40 proviennent de courbes convexes et, dans ce cas, la concordance est bonne.

Comme le diamètre réduit intervient au cube dans l'expression (39), il ne faut pas perdre de vue que l'emploi d'un module 2, ou même de  $\sqrt{2}$ , peut conduire, dans certains cas, aux valeurs trop fortes pour P ou pour  $\sigma^2$ .

Par définition, nous avons, conformément à (41) :

$$\begin{aligned} d'_{m_1} \sqrt[3]{\gamma'_m} &= d_{m_1} \sqrt[3]{\gamma_m} \\ 0,88 \sqrt[3]{\gamma'_m} &= \sqrt[3]{\gamma_m} \\ \gamma'_m &= 1,47\gamma_m \end{aligned} \quad (42)$$

En effet, il existe (*fig. 3*) une relation linéaire entre  $\gamma'_m$  et  $\gamma_m$ . Toutefois, le facteur numérique est voisin de 1,38. De plus, on constate que les valeurs de  $\gamma'_m$  sont systématiquement trop élevées pour  $\gamma_m$  inférieur à 0,1 et systématiquement trop faibles pour  $\gamma_m$  supérieur à environ 0,5. Dans l'ensemble, cette relation linéaire est moins bien vérifiée que l'expression (41).

### 1123. Facteur de forme.

Le facteur de forme  $f_\lambda$  est par définition :

$$\begin{aligned} f_\lambda &= \frac{\bar{M}_\lambda}{\left[ \frac{D_\lambda + D_\lambda/F}{2} \right]^3 \delta_m} \\ f_\lambda &= \frac{\bar{M}_\lambda}{\left( \frac{F+1}{2F} \right)^3 D_\lambda^3 \delta_m} \end{aligned} \quad (43)$$

où  $D_\lambda$  est l'ouverture du tamis supérieur délimitant le diamètre des particules et  $F$  le module des tamis. En déterminant expérimentalement le poids moyen des particules appartenant à la catégorie  $\lambda$  et leur densité, on peut calculer le facteur de forme pour la catégorie considérée.

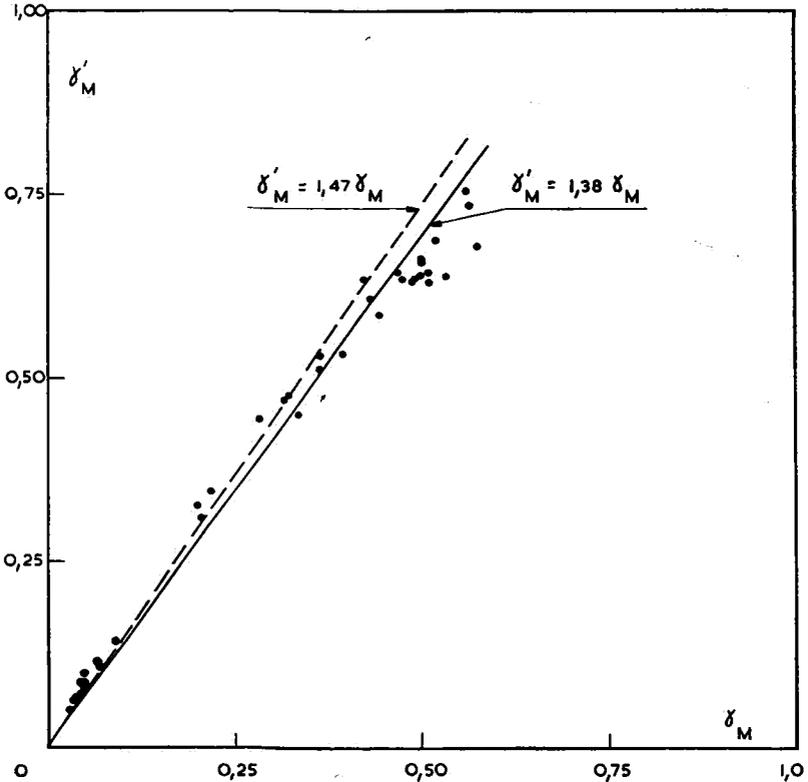


FIG. 3. — Corrélation entre  $\gamma'_M$  et  $\gamma_M$ .

En nous adressant aux tamis de la série TYLER, caractérisée par un module égal à  $\sqrt{2}$ , on obtient :

$$f_\lambda = \frac{\bar{M}_\lambda}{0,624D_\lambda^3\delta_m} \quad (43a)$$

Conformément à l'expression (43), le facteur de forme dépend du module choisi, en d'autres mots, des limites granulométriques. Si, par exemple, nous supprimons un nombre de plus en plus

grand de tamis de la série TYLER, nous changeons à la fois le diamètre moyen (qui dépend uniquement des limites choisies) et le poids moyen des particules (qui dépend de leurs proportions respectives). Nous obtenons alors les valeurs suivantes pour le facteur qui se trouve dans la formule (43a) :

F	$\left(\frac{F + 1}{2F}\right)^3$
$\sqrt{2}$	0,624
2	0,423
$2\sqrt{2}$	0,309
4	0,238

Les deux derniers modules ne sont jamais employés ; par contre, nous nous servons quelquefois du module 2.

Examinons la variation du facteur de forme en fonction des limites granulométriques choisies. Dans le cas du module F', nous avons conformément à (43) :

$$f'_\lambda = \frac{\bar{M}'_\lambda}{\left(\frac{F' + 1}{2F'}\right)^3 D_\lambda^3 \delta_m} \tag{43b}$$

A partir de (43) et de (43b), nous obtenons :

$$f'_\lambda = \left[\frac{(F + 1)F'}{(F' + 1)F}\right]^3 \frac{\bar{M}'_\lambda}{\bar{M}_\lambda} f_\lambda \tag{44}$$

Posons, pour simplifier les calculs :

$$F' = F^2$$

Il en résulte pour (44) :

$$f'_\lambda = \left[\frac{(\sqrt{F'} + 1)\sqrt{F'}}{F' + 1}\right]^3 \frac{\bar{M}'_\lambda}{\bar{M}_\lambda} f_\lambda \tag{45}$$

Nous pouvons considérer la catégorie granulométrique à module F' comme étant constituée par deux catégories granulométriques successives à module F. Le poids moyen pondéré des

particules de la catégorie caractérisée par le module  $F'$  est donné par :

$$\bar{M}'_{\lambda} = \frac{\pi_{m_1} \bar{M}_1 + \pi_{m_2} \bar{M}_2}{\pi_{m_1} + \pi_{m_2}}$$

où  $\bar{M}_1$  et  $\bar{M}_2$  sont les poids moyens des particules des deux catégories successives qui constituent la catégorie granulométrique à module  $F'$ . Exprimons ces poids moyens à l'aide de la relation (43) (1) :

$$\bar{M}'_{\lambda} = f_{\lambda} \delta_m \frac{\pi_{m_1} \left[ \frac{D_{\lambda} + D_{\lambda}/\sqrt{F'}}{2} \right]^3 + \pi_{m_2} \left[ \frac{D_{\lambda}/\sqrt{F'} + D_{\lambda}/F'}{2} \right]^3}{\pi_{m_1} + \pi_{m_2}}$$

$$\bar{M}'_{\lambda} = f_{\lambda} \delta_m \left[ \frac{D_{\lambda} + D_{\lambda}/\sqrt{F'}}{2} \right]^3 \frac{\pi_{m_1} + \left( \frac{1}{\sqrt{F'}} \right)^3 \pi_{m_2}}{\pi_{m_1} + \pi_{m_2}}$$

$$\bar{M}'_{\lambda} = \bar{M}_{\lambda} \frac{\pi_{m_1} + \left( \frac{1}{\sqrt{F'}} \right)^3 \pi_{m_2}}{\pi_{m_1} + \pi_{m_2}}$$

Posons :

$$\pi_{m_1} = c \pi_{m_2} \quad (46)$$

Nous obtenons alors pour  $\bar{M}'_{\lambda}$  :

$$\bar{M}'_{\lambda} = \bar{M}_{\lambda} \frac{c + \left( \frac{1}{\sqrt{F'}} \right)^3}{c + 1} \quad (47)$$

A partir de (45) et de (47), nous pouvons calculer  $f'_{\lambda}$  :

$$f'_{\lambda} = \left[ \frac{(\sqrt{F'} + 1) \sqrt{F'}}{F' + 1} \right]^3 \frac{c + \left( \frac{1}{\sqrt{F'}} \right)^3}{c + 1} f_{\lambda} \quad (48)$$

(1) Nous admettons que  $f_{\lambda}$  est le même pour ces deux catégories granulométriques voisines. Cependant, comme le montre le *tableau IV*, ceci n'est exact qu'en première approximation.

Lorsque  $c$  est égal à 1, on peut montrer facilement que l'on a :

$$\frac{\overline{M}'_{\lambda}}{\overline{M}_{\lambda}} = \frac{c + \left(\frac{1}{\sqrt{F'}}\right)^3}{c + 1} = \left[\frac{F' + 1}{(\sqrt{F'} + 1)\sqrt{F'}}\right]^3$$

Il en résulte :

$$f'_{\lambda} = f_{\lambda}$$

Le *tableau III* montre la variation du facteur de forme en fonction du module pour différentes valeurs de  $c$  :

Tableau III.

Variation du facteur de forme en fonction du module des tamis					
F'	$c = 0,2$	$c = 0,5$	$c = 1$	$c = 2$	$c = 5$
1	1	1	1	1	1
$\sqrt[8]{2} = 1,091$	0,95	0,97	1	1,02	1,04
$\sqrt[4]{2} = 1,189$	0,91	0,95	1	1,04	1,08
$\sqrt{2} = 1,414$	0,83	0,92	1	1,08	1,17
2	0,68	0,84	1	1,16	1,32

Suivant que la courbe granulométrique est « ascendante » ( $c < 1$ ) ou « descendante » ( $c > 1$ ), le facteur de forme trouvé expérimentalement est respectivement trop faible ou trop élevé. Il faut se placer dans la partie de la courbe granulométrique qui correspond le plus possible à  $c = 1$  pour obtenir une valeur relativement exacte du facteur de forme. Enfin, comme c'était à prévoir, plus le module est faible, plus les valeurs trouvées pour le facteur de forme se rapprochent du chiffre réel.

Nous avons déterminé expérimentalement le facteur de forme pour la wolframite, la cassitérite et l'or, en choisissant des minéraux d'origines différentes. Les moyennes obtenues figurent dans le *tableau IV*.

Dans le cas de la wolframite et de la cassitérite, le facteur de forme augmente de 0,5 à environ 0,8, lorsque le diamètre des particules diminue. Dans le cas de l'or, nous avons obtenu des

valeurs plus faibles pour des particules supérieures à 2 mm. Les particules d'or sont, en effet, toujours plus ou moins aplaties <sup>(1)</sup>.

Nous voyons que le facteur de forme varie légèrement en fonction de la granulométrie. Cependant, nous pouvons admettre, avec une approximation suffisante, les chiffres suivants :

Wolframite : 0,6  
 Cassitérite : 0,6  
 Or : 0,3 à 0,5

Tableau IV. — Facteur de forme.

Fraction	Wolframite	Cassitérite	Or <sup>(2)</sup>
— 13,33 + 9,42	0,50		
— 9,42 + 6,68	0,53		
— 6,68 + 4,70	0,54	0,47	0,31
— 4,70 + 3,33	0,63	0,62	0,40
— 3,33 + 2,36	0,68	0,68	0,49
— 2,36 + 1,65	0,73	0,68	0,60
— 1,65 + 1,17	0,83	0,72	0,65
— 1,17 + 0,83		0,69	0,68
— 0,83 + 0,59			0,71

#### 1124. Variance.

La variance résulte de la précision avec laquelle on désire connaître la teneur vraie du lot à échantillonner. Si nous fixons l'écart maximum  $\Delta a$  (en valeur absolue), qui ne peut pas être dépassé avec une probabilité de 95 %, entre la teneur vraie du lot et la teneur de l'échantillon prélevé, nous pouvons écrire :

$$\frac{\Delta a}{a} = 2\sigma$$

La formule (39) devient alors :

$$P = \frac{4\delta_m f_m a d_{m_r}^3}{(\Delta a)^2} \quad (49)$$

<sup>(1)</sup> Des paillettes d'or très plates montrent des valeurs nettement plus faibles pour le facteur de forme (30 à 70 % des chiffres du *tableau IV*).

<sup>(2)</sup> Il s'agit d'or alluvionnaire anguleux ou roulé.

Le poids à prélever est inversement proportionnel au carré de l'écart maximum admis, en valeur absolue, toutes autres choses étant égales. D'un autre côté, en prélevant un échantillon d'un poids déterminé, il en résulte un certain écart maximum pour un gravier de composition donnée.

Notons qu'en bien des cas, il est possible de fixer à l'avance une valeur pour  $\Delta a$ , en se basant sur des teneurs de graviers rencontrés en pratique. Par exemple, dans le cas de l'or, les teneurs varient normalement de 0,2 à 2 g/m<sup>3</sup>. Des teneurs plus faibles ne montrent aucun intérêt, n'étant pas exploitables. D'autre part, les teneurs supérieures se rencontrent plus rarement. Nous pouvons alors admettre 0,1 g/m<sup>3</sup> pour la valeur de l'écart maximum, entre des limites assez larges. Une teneur de 1 g/m<sup>3</sup> sera connue à  $\pm 10\%$  près, tandis qu'une teneur de 0,2 g/m<sup>3</sup> sera déterminée seulement à  $\pm 50\%$  près. Le fait d'obtenir une précision réduite pour les faibles teneurs n'a aucune importance au point de vue pratique, l'exploitabilité n'étant pas assurée pour ces faibles teneurs. Les mêmes chiffres s'appliquent aussi aux graviers stannifères ou wolframifères, mais la teneur est 1.000 fois plus élevée.

Dans d'autres cas, par contre, on peut admettre que l'écart maximum représente un certain pourcentage de la teneur du lot à échantillonner :

$$\Delta a = ka$$

L'expression (49) prend alors la forme :

$$P = \frac{4\delta_m f_m d_m r}{k^2 a} \quad (49a)$$

La valeur relative de l'écart maximum étant fixée, le poids à prélever est inversement proportionnel à la teneur du lot à échantillonner.

### 113. APPLICATIONS.

#### 1131. *Prélèvement de l'échantillon.*

En pratique, aucune des quatre conditions citées au début du chapitre 1111 n'est complètement remplie. Tout au plus, en multi-

pliant les précautions, nous pouvons essayer de nous rapprocher de ces conditions. Ceci est relativement facile dans un laboratoire. Par contre, sur le terrain, il est beaucoup plus difficile de satisfaire à ces conditions. En d'autres mots, l'échantillon prélevé sur le terrain est généralement nettement moins représentatif que les échantillons secondaires prélevés au laboratoire.

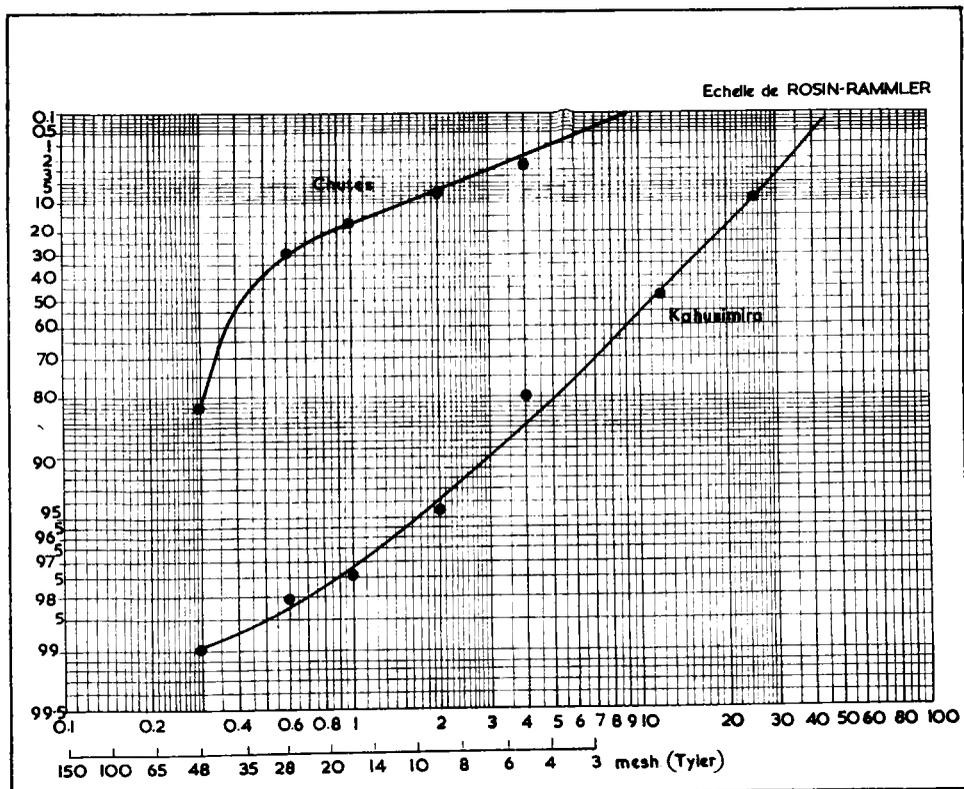


FIG. 4. — Granulométrie de l'or alluvionnaire provenant des chantiers Kahumira et Chutes.

Pour le moment nous continuerons à supposer que les formules théoriques sont applicables en pratique et nous nous en servirons pour montrer, dans quelques cas précis, que le poids de l'échantillon à prélever peut être très important.

11311. *Gravier aurifère de Kahusimira* (1).

Il s'agit d'un gravier caractérisé par la présence d'or pépitique comme cela résulte de la *fig. 4*. Calculons d'abord le diamètre réduit à partir de l'analyse granulométrique après avoir choisi  $D_1 = 45,0$  mm pour la limite supérieure de la première catégorie granulométrique (d'où  $(4,50 + 3,18)/2 = 3,84$  pour  $d_{m_1}$ ) :

Fraction (2)	$\pi_{m\lambda}$	$\frac{\pi_{m\lambda}}{r^3(\lambda-1)}$
— 45,0 + 31,80	0,028	0,0280
— 31,8 + 22,50	0,102	0,0360
— 22,5 + 15,90	0,170	0,0213
— 15,9 + 11,25	0,200	0,0088
$\gamma_m$	—	0,0950

$$d_{m_r} = 3,84 \sqrt[3]{0,095} = 1,75$$

Les autres paramètres nécessaires sont les suivants :

$$\delta_m = 17$$

$$f_m = 0,4$$

$$a = 6,6 \cdot 10^{-6}$$

Si nous désirons connaître la teneur vraie à 10 % près et avec une probabilité de 95 %, nous avons :

$$\Delta a = 0,1a = 6,6 \cdot 10^{-7}$$

$$P = \frac{4 \cdot 17 \cdot 0,4 \cdot 6,6 \cdot 10^{-7} \cdot 5,4}{43,4 \cdot 10^{-14}} = 2,24 \cdot 10^9$$

Il faudrait donc prélever un échantillon de 2.240 tonnes pour satisfaire à la condition posée. Ce poids est tellement élevé que le prélèvement n'est pas réalisable en pratique. Mais même en admettant 30 % pour l'écart maximum, on calcule encore un poids de 250 tonnes.

(1) A. PRIGOGINE [20, p. 56].

(2) Comme d'habitude, les fractions granulométriques sont indiquées en mm. Par contre, le diamètre réduit est calculé en cm pour pouvoir donner tous les poids en grammes.

11312. *Gravier aurifère de Chutes* (1).

D'après la *fig. 4* on calcule le diamètre réduit comme suit (pour  $D_1 = 8,0$  mm) :

Fraction	$\pi_{M\lambda}$	$\frac{\pi_{M\lambda}}{F^3(\lambda-1)}$
— 8,0 + 5,6	0,009	0,0090
— 5,6 + 4,0	0,011	0,0039
— 4,0 + 2,8	0,020	0,0025
— 2,8 + 2,0	0,035	0,0015
— 2,0 + 1,4	0,065	0,0010
$\gamma_m$	—	0,018

$$d_{m,r} = 0,68\sqrt[3]{0,018} = 0,178$$

Le poids de l'échantillon résulte des autres données :

$$\delta_m = 17$$

$$f_m = 0,4$$

$$a = 1,63 \cdot 10^{-6}$$

$$\Delta a = 0,1a = 1,63 \cdot 10^{-7}$$

$$P = \frac{27,2 \cdot 1,63 \cdot 10^{-6} \cdot 5,7 \cdot 10^{-3}}{2,65 \cdot 10^{-14}} = 9,5 \cdot 10^6$$

Il faut donc prélever un échantillon d'un poids voisin de 10 tonnes.

11313. *Graviers stannifères.*

Appliquons la formule (49) aux graviers stannifères pour un écart maximum de  $0,1$  kg/m<sup>3</sup> (avec  $\delta_m = 7$  et  $f_m = 0,6$ ) :

$$P = 6,7 \cdot 10^9 a d_{m,r}^3$$

Le *tableau V* montre les poids calculés pour quelques cassité-

(1) A. PRIGOGINE [20, p. 52].

rites d'origine alluvionnaire en admettant différentes valeurs pour la teneur (1).

Tableau V. — Calcul du poids de l'échantillon (en kg) dans le cas de graviers à cassitérite pour  $\Delta a = 0,1 \text{ kg/m}^3$ .

Origine	$d_{M1}$	$\gamma_M$	$d_{Mr}$	$d_{Mr}^3$	P en kg			
					0,2 kg/m <sup>3</sup>	0,5 kg/m <sup>3</sup>	1,0 kg/m <sup>3</sup>	2,0 kg/m <sup>3</sup>
Makalapongo R <sub>1</sub>	1,14	0,029	0,35	0,043	29	73	145	290
Ngussa N <sub>3</sub>	1,14	0,068	0,46	0,098	66	165	330	660
Kibu	1,61	0,029	0,49	0,118	79	197	395	790
Nzombe Aval A <sub>3</sub>	1,61	0,037	0,54	0,158	106	265	530	1060
Kiandjo J <sub>5</sub>	1,61	0,048	0,58	0,195	131	328	655	1310
Kiandjo J <sub>3</sub>	2,27	0,037	0,76	0,440	295	737	1475	2950
Kiandjo J <sub>4</sub>	2,27	0,050	0,84	0,600	402	1005	2010	4020

Nous voyons que, pour des teneurs de 0,5 à 1 kg/m<sup>3</sup>, il faut prélever des échantillons pesant entre 100 et 2.000 kg. En réduisant, par des opérations appropriées, le poids du gravier extrait d'un puits, on diminue fortement la précision de l'échantillon (2). Calculons la valeur de  $\Delta a$  en supposant qu'on se contente de prélever respectivement 4, 8 ou 16 pans de gravier (1).

Comme cela résulte du *tableau VI*, en lavant par exemple 8 pans de gravier de Kiandjo J<sub>3</sub> et en supposant que sa teneur vraie est de 1 kg/m<sup>3</sup>, nous pouvons nous attendre à trouver une teneur entre 0,670 et 1,330 kg/m<sup>3</sup>, avec une probabilité de 95 %. Bien que le poids prélevé soit déjà de 134 kg, la précision obtenue est certainement insuffisante.

Tous ces exemples montrent clairement que la nature même du lot à échantillonner ne permet pas une réduction du poids et qu'il faut se résoudre à analyser des échantillons massifs. On ne pourrait guère penser à prélever sur place un échantillon d'un faible poids, d'une vingtaine de kilos, et l'envoyer dans un laboratoire. Cette opération devrait être précédée par la réduction du diamètre des plus gros morceaux de l'échantillon, mais ceci n'est pas praticable en prospection.

(1) Nous supposons, pour la facilité des calculs, qu'un mètre cube pèse 2000 kg. Un pan correspond alors à 16,7 kg de gravier non foisonné.

(2) Sans concassage préalable.

Tableau VI. — Calcul de  $\Delta a$  (en  $\text{kg}/\text{m}^3$ ).

Origine	Nombre de pans prélevés					
	$a = 0,5 \text{ kg}/\text{m}^3$			$a = 1 \text{ kg}/\text{m}^3$		
	4	8	16	4	8	16
Makalapongo R <sub>1</sub>	0,104	0,074	0,052	0,148	0,104	0,074
Ngussa N <sub>3</sub>	0,156	0,108	0,078	0,216	0,156	0,108
Kibu	0,172	0,122	0,086	0,244	0,172	0,122
Nzombe Aval A <sub>3</sub>	0,198	0,142	0,099	0,284	0,198	0,142
Kiandjo J <sub>6</sub>	0,221	0,156	0,111	0,312	0,221	0,156
Kiandjo J <sub>3</sub>	0,330	0,234	0,155	0,468	0,330	0,236
Kiandjo J <sub>4</sub>	0,383	0,275	0,194	0,550	0,388	0,275

Pour terminer, rappelons qu'en pratique ni la teneur du gravier, ni la granulométrie du minéral de valeur ne sont connues avant le prélèvement de l'échantillon. Tout au plus, possède-t-on des indications sur leur ordre de grandeur en se basant sur les résultats obtenus dans les puits voisins. Le poids de l'échantillon prélevé sera donc différent de celui calculé en se basant sur les renseignements qui résultent *a posteriori* à partir de l'échantillon obtenu.

Nous avons :

$$P(\Delta a)^2 = P'(\Delta a')^2$$

$$\Delta a' = \Delta a \sqrt{\frac{P}{P'}} \quad (50)$$

où  $P'$  et  $\Delta a'$  se rapportent à l'échantillon prélevé.

L'écart maximum avec lequel la teneur sera connue est donc proportionnel à la racine carrée du rapport entre le poids calculé et le poids prélevé. A partir de la valeur de  $\Delta a'$  il faudrait juger, dans chaque cas, si la précision obtenue est suffisante <sup>(1)</sup>. Dans la négative, un échantillon d'un poids plus élevé doit être prélevé.

<sup>(1)</sup> Il ne faut pas perdre de vue que la teneur moyenne du placier, pris dans son ensemble, sera  $\sqrt{N}$  fois plus précise que la teneur d'un seul puits,  $N$  étant le nombre de puits.

On arrive donc au résultat final par des approximations successives.

1132. *Réduction du poids de l'échantillon.*

Nous avons vu que la réduction du poids d'un échantillon est accompagnée par l'augmentation proportionnelle de la variance de la teneur. On ne peut donc pas diminuer le poids à prélever au delà d'une certaine valeur qui dépend de l'écart maximum fixé à l'avance.

Comme le poids est proportionnel au cube du diamètre réduit, la seule façon de diminuer le poids, l'écart-type étant imposé, consiste à soumettre l'échantillon à un procédé de comminution.

En concassant à une certaine finesse, seules les catégories disparues contribuent à la diminution du poids de l'échantillon. Par contre, conformément à (31), l'importance des catégories granulométriques restantes augmente. Il en résulte que le poids de l'échantillon à prélever, après concassage, n'est pas proportionnel au cube du rapport des diamètres, mais à une fonction décroissant beaucoup plus lentement.

Nous avons, conformément à (39) :

$$\frac{P'}{P} = \frac{d_{mr}'^3}{d_{mr}^3} = \frac{d_{m1}'^3 \gamma_M'}{d_{m1}^3 \gamma_M}$$

où  $P'$ ,  $d_{m1}'$  et  $\gamma_M'$  se rapportent aux caractéristiques de l'échantillon concassé.

Posons :

$$d_{m1}' = r d_{m1} \quad (51)$$

$$\Gamma_M = \frac{\gamma_M'}{\gamma_M} \quad (52)$$

$r$  étant le degré de comminution. On obtient alors la formule suivante :

$$\frac{P'}{P} = \frac{\Gamma_M}{r^3} \quad (53)$$

Il n'est pas possible de calculer à l'avance la nouvelle valeur du facteur granulométrique qui dépend de la nature du minerai concassé ainsi que du procédé employé. Nous pouvons seulement

dire qu'il sera supérieur à la valeur initiale si le concassage ou le broyage sont faits en circuit fermé avec un tamis.

Tableau VII. — Variation du poids de l'échantillon en fonction du degré de comminution pour la cassitérite.

Origine	Avant concassage		Après concassage		$\gamma$	$\Gamma_M$	P'
	$d_{M1}$	$\gamma_M$	$d'_{M1}$	$\gamma'_M$			
Makalapongo R <sub>1</sub>	1,14	0,029	0,401	0,204	2,84	7,0	0,31000
	1,14	0,029	0,201	0,364	5,66	12,5	0,06900
Ngussa N <sub>3</sub>	1,14	0,068	0,401	0,367	2,84	5,4	0,23600
	1,14	0,068	0,201	0,502	5,66	7,4	0,04100
	1,14	0,068	0,101	0,534	11,26	7,8	0,00550
Kibu	1,61	0,029	0,401	0,425	4,00	14,7	0,23100
	1,61	0,029	0,201	0,609	8,00	21,0	0,04100
Nzombe Aval A <sub>3</sub>	1,61	0,037	0,401	0,434	4,00	11,8	0,18500
	1,61	0,037	0,201	0,565	8,00	15,3	0,01560
	1,61	0,037	0,101	0,511	15,95	13,8	0,00340
Kiandjo J <sub>5</sub>	1,61	0,048	0,401	0,323	4,00	6,7	0,10500
	1,61	0,048	0,201	0,470	8,00	9,8	0,01910
	1,61	0,048	0,101	0,489	15,95	10,1	0,00248
Nzombe Z <sub>15</sub>	1,61	0,051	0,401	0,221	4,00	4,3	0,06800
	1,61	0,051	0,201	0,472	8,00	9,3	0,01810
Nzombe Z <sub>17</sub>	1,61	0,051	0,401	0,318	4,00	6,2	0,09700
	1,61	0,051	0,201	0,487	8,00	9,5	0,01860
	1,61	0,051	0,101	0,512	15,95	10,1	0,00248
Kiandjo J <sub>3</sub>	2,27	0,037	0,401	0,395	5,66	10,7	0,05900
	2,27	0,037	0,201	0,520	11,30	14,0	0,00970
	2,27	0,037	0,101	0,574	22,70	15,5	0,00132
Nzombe Z <sub>14</sub>	2,27	0,045	0,401	0,283	5,66	6,3	0,03500
	2,27	0,045	0,201	0,498	11,30	11,1	0,00770
Kiandjo J <sub>4</sub>	2,27	0,050	0,401	0,336	5,66	6,7	0,03700
	2,27	0,050	0,201	0,446	11,30	8,9	0,00610
	2,27	0,050	0,101	0,501	22,70	10,0	0,00085

Nous avons réuni, dans le *tableau VII*, le poids de l'échantillon

calculé conformément à l'expression (53) pour des cassitérites d'origines différentes, en posant  $P$  égal à 1. Les valeurs de  $\gamma_m$  et de  $\gamma'_m$  ont été déterminées expérimentalement (1). Le concassage de l'échantillon a été effectué dans un granulateur jusqu'à — 4 mesh. Pour les réductions à — 8 et à — 14 mesh, nous nous sommes servis d'un pulvérisateur à disques (2). Les appareils employés ont été réglés de façon à fournir d'abord un refus au tamis qui limite la dimension des plus grands morceaux. L'importance de ce refus a été ensuite progressivement diminuée en réduisant le réglage des appareils jusqu'à ce que la totalité passe par le tamis.

Le *tableau VII* indique que le facteur de correction  $F$  varie de 4 à 21. Comme il fallait le prévoir, ce facteur contrebalance partiellement l'influence du degré de comminution. En concassant un échantillon à une certaine finesse, il ne suffit donc pas de prélever un échantillon d'un poids qui résulte de la division du poids initial par le cube du degré de réduction : il faut prélever un poids sensiblement plus élevé.

Mais examinons la *fig. 5* qui a été obtenue à partir des données du *tableau VII*. Nous y avons dessiné deux droites : l'une en supposant que le poids de l'échantillon est une fonction du cube du degré de comminution, l'autre en admettant que ce poids est une fonction du carré du degré de comminution. Nous constatons que les points expérimentaux se rapprochent assez exactement de la seconde droite et que nous pouvons écrire, en première approximation :

$$\frac{P'}{P} = \frac{1}{r^2} \quad (53a)$$

La loi de RICHARDS, trouvée empiriquement (3), s'explique donc par l'intervention du terme correctif  $F'_m$ . Cependant, son influence est seulement marquée si le lot initial est caractérisé par une faible valeur de  $\gamma_m$ . C'est le cas d'abord pour tous les échantillons d'origine détritique n'ayant subi aucun traitement

(1) On trouvera un exemple dans l'annexe (voir *tableaux AI* et *AII*).

(2) Un broyeur à rouleaux aurait mieux convenu.

(3) Voir p. ex. A. PRIGOGINE [21, pp. 41, 42]. D'après F. STOLZE [27] les valeurs données par TAGGART pour 55 cas correspondent à 1,8 pour l'exponentiel de la formule (53a) et STOLZE arrondit à 2 ce chiffre, ce qui conduit à la loi de RICHARDS.

modifiant la granulométrie du minéral de valeur et aussi pour des échantillons ayant été soumis à un procédé de comminution, sans limiter la finesse par l'emploi d'un tamis.

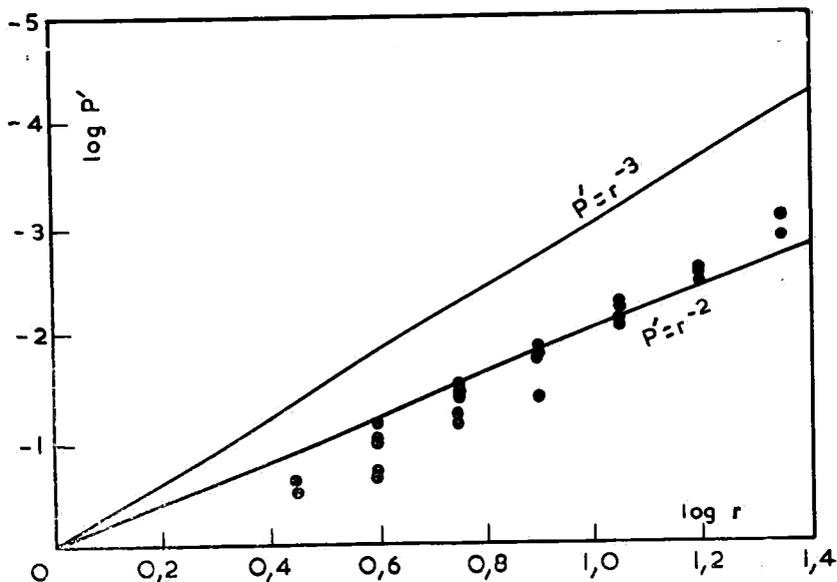


FIG. 5. — Variation du poids de l'échantillon à prélever en fonction du degré de comminution.

Par contre, si nous partons d'un produit qui a déjà été concassé en circuit fermé avec un tamis, la valeur de  $\Gamma_m$  sera sensiblement plus faible, comme cela résulte des exemples figurant dans le *tableau VIII*. En nous adressant à des cassitérites qui ont subi un seul concassage en circuit fermé, les valeurs de  $\Gamma_m$  varient de 1,25 à 2,14, avec une moyenne de 1,53. Notons que  $\Gamma_m$  devrait prendre la valeur 2 pour que la formule (53a) soit vérifiée. En partant des échantillons ayant déjà subi deux concassages en circuit fermé, on s'approche même de 1, les valeurs de  $\Gamma_m$  variant seulement de 0,91 à 1,12, avec une moyenne de 1,04. Il suffit donc de prélever très exactement un échantillon inversement proportionnel au cube du degré de comminution. C'est aussi le cas pour les concassages successifs en circuit fermé, si le lot

initial a été obtenu par le même procédé et aussi en circuit fermé (1).

Tableau VIII. — Variation du poids de l'échantillon en fonction du degré de comminution pour des cassitérites ayant subi une comminution en circuit fermé.

Origine	Avant concassage		Après concassage		$r$	$\Gamma_M$	$P'$
	$d_{M1}$	$\gamma_M$	$d'_{M1}$	$\gamma'_M$			
Kiandjo J <sub>4</sub>	0,201	0,446	0,101	0,501	2,0	1,12	0,140
Kiandjo J <sub>5</sub>	0,201	0,470	0,101	0,489	2,0	1,04	0,130
Nzombe Z <sub>17</sub>	0,201	0,487	0,101	0,512	2,0	1,05	0,131
Ngussa N <sub>3</sub>	0,201	0,502	0,101	0,534	2,0	1,06	0,133
Kiandjo J <sub>3</sub>	0,201	0,520	0,101	0,574	2,0	1,10	0,138
Nzombe Aval A <sub>3</sub>	0,201	0,565	0,101	0,511	2,0	0,91	0,114
Makalapongo R <sub>1</sub>	0,401	0,204	0,201	0,364	2,0	1,78	0,222
Nzombe Z <sub>15</sub>	0,401	0,221	0,201	0,472	2,0	2,14	0,268
Nzombe Z <sub>14</sub>	0,401	0,283	0,201	0,498	2,0	1,76	0,220
Nzombe Z <sub>17</sub>	0,401	0,318	0,201	0,487	2,0	1,53	0,191
Kiandjo J <sub>5</sub>	0,401	0,323	0,201	0,470	2,0	1,45	0,181
Kiandjo J <sub>4</sub>	0,401	0,336	0,201	0,446	2,0	1,33	0,166
Ngussa N <sub>3</sub>	0,401	0,367	0,201	0,502	2,0	1,25	0,156
Kiandjo J <sub>3</sub>	0,401	0,395	0,201	0,520	2,0	1,31	0,164
Kibu	0,401	0,425	0,201	0,609	2,0	1,43	0,179
Nzombe Aval A <sub>3</sub>	0,401	0,434	0,201	0,565	2,0	1,30	0,162

(1) P. Gy [9, pp. 41-321].

## 114. VÉRIFICATION EXPÉRIMENTALE.

## 1141. Lots homogènes.

Nous avons voulu nous rendre compte de la concordance qui peut être obtenue en pratique entre l'écart-type calculé à l'aide de la formule (15) et l'écart-type déterminé expérimentalement <sup>(1)</sup>. Nous avons donc préparé des lots synthétiques constitués de quartz pur auquel nous avons ajouté une certaine quantité de cassitérite pure, de granulométrie connue. Pour éliminer l'erreur due à l'analyse chimique, la teneur des échantillons prélevés a été déterminée en pesant simplement le total des grains de cassitérite recherchée par triage à la main.

Une partie des essais a été effectuée avec de la cassitérite — 8 + 4 mm. Plus tard nous nous sommes adressés à une catégorie granulométrique mieux définie : — 3 + 4 mesh. Le quartz employé était à — 8 + 4 mm.

Théoriquement, pour pouvoir appliquer la formule (15), le lot devrait être infiniment grand ou, tout au moins, très grand par rapport aux échantillons prélevés. Comme cela résulte des poids des lots (*tableau IX*), ceci n'est pas le cas. L'écart-type doit alors être calculé par la formule plus générale suivante qui tient compte de la correction due au poids fini du lot [10, p. 76] :

$$\sigma^2 = \left( \frac{1}{P} - \frac{1}{L} \right) \frac{M}{a} \quad (54)$$

Le *tableau IX* montre, pour chaque groupe d'essais, les éléments de calcul de l'écart-type relatif théorique et, dans la 6<sup>e</sup> colonne, les valeurs de cet écart-type calculées par la formule (54). Dans la 7<sup>e</sup> colonne, nous avons indiqué l'écart-type expérimental <sup>(2)</sup> et, dans la dernière colonne, la différence relative entre l'écart-type expérimental et l'écart-type calculé.

<sup>(1)</sup> Il ne faut pas oublier que l'expérience donne seulement un estimateur de l'écart-type qui se rapprochera d'autant de la valeur vraie de l'écart-type que le nombre d'échantillons prélevés sera élevé.

<sup>(2)</sup> Voir [23] pour les détails de la détermination expérimentale de l'écart-type ; un exemple figure dans l'annexe (*tableau AIII*).

Tableau IX. — Comparaison entre les valeurs de l'écart-type calculées et déterminées expérimentalement.

N° essai	$a.10^2$	M	L	P	$\sigma$ calc.	$\sigma$ exp.	$\Delta$ en %
II 1	0,100	0,847	100.100	12.454	0,24	0,20	— 17
I 2	0,110	1,100	90.500	11.515	0,28	0,14	— 50
II 2	0,200	0,944	100.200	12.561	0,18	0,10	— 44
I 3	0,221	1,428	90.500	11.271	0,22	0,20	— 9
II 3	0,500	0,854	100.500	12.650	0,12	0,10	— 17
II 4	1,000	0,796	101.000	12.375	0,08	0,07	— 13
I 1	1,083	1,091	92.400	11.500	0,09	0,09	0

La concordance n'est pas satisfaisante pour les faibles teneurs (1). Elle devient bonne, dans le cas des teneurs supérieures à 0,2 %, surtout si l'on tient compte que l'écart-type a été déterminé seulement à partir de 10 échantillonnages, ce qui doit être considéré comme peu, au point de vue statistique.

#### 1142. Lots non homogènes.

Comme nous l'avons déjà fait remarquer, les formules précédentes sont seulement valables si le lot est homogène ou, tout au moins, avec une approximation suffisante, si toutes les mesures possibles ont été prises pour le rendre homogène. C'est ainsi que, lors de la vérification expérimentale, nous avons soumis le lot à échantillonner à un mélange soigné. Nous avons estimé qu'il suffisait de mélanger le lot 10 fois. De plus, avant le prélèvement de chaque échantillon, le lot a été mélangé encore trois fois.

Nous avons voulu nous rendre compte de l'influence d'une homogénéisation insuffisante sur la valeur de l'écart-type. Pour cela nous avons de nouveau préparé un lot synthétique à environ 1 % de cassitérite en ajoutant 1 kg de cassitérite — 3 + 4 mesh, sous forme de 1.200 morceaux, à 99 kg de quartz — 8 + 4 mm. Toutefois, l'ensemble de la cassitérite a été versé sur un seul endroit du quartz réuni sous forme d'un cône. Celui-ci a été

(1) C'est spécialement dans le cas de faibles teneurs que le nombre d'échantillonnages devrait être plus élevé, pour obtenir des valeurs plus exactes de l'écart-type.

ensuite mélangé deux fois conformément à la méthode habituelle ; finalement, il a été ouvert et divisé en 20 quartiers constituant chacun un échantillon.

La *fig. 6* montre les teneurs obtenues en fonction de l'emplacement des échantillons. On constate la présence de deux maxima qui correspondent au nombre de mélanges effectués. Les teneurs extrêmes sont 0,474 et 1,539 %. Si, par exemple, nous prélevons tous les échantillons à nombre impair, nous obtenons une teneur moyenne de 0,986 % et un écart-type de 0,309. Par contre, le calcul donne 0,132 pour l'écart-type d'un lot homogène, donc une valeur 2,3 fois plus petite. Nous voyons donc qu'un mélange insuffisant se manifeste par une augmentation sensible de l'écart-type <sup>(1)</sup>.

Si, lorsque le lot est homogène, l'endroit du prélèvement n'a pas d'influence sur le résultat final, ce n'est guère le cas ici. De plus, au lieu de prendre un seul échantillon à un endroit déterminé, on obtient un résultat plus exact, si l'on prélève des échantillons partiels d'un poids plus faible à différents endroits du lot. Par exemple, supposons que nous prélevons des échantillons de 25 kg environ. Si nous suivons l'ordre de la *fig. 6*, nous obtenons les teneurs suivantes : 1,02 — 1,38 — 0,81 — 0,85 %. Malgré l'importance de l'échantillon prélevé, trois teneurs s'écartent sensiblement de la teneur réelle. Par contre, si nous prélevons 5 échantillons partiels de 5 kg aux différents endroits, nous arrivons aux résultats suivants (les numéros des échantillons partiels ont été tirés au sort, en supposant un prélèvement parmi quatre échantillons partiels qui se suivent) :

Échantillon	I : 2 + 7 + 11 + 15 + 20	: 1,00 %
»	II : 3 + 8 + 10 + 13 + 20	: 1,15
»	III : 3 + 7 + 9 + 16 + 20	: 1,05
»	IV : 2 + 5 + 9 + 13 + 19	: 1,13

L'écart-type est ici 0,07 contre 0,26, dans le cas précédent.

Il nous est maintenant possible de donner la définition d'un lot homogène et par différence celle d'un lot hétérogène.

Précisons d'abord que les trois autres conditions citées au début du chapitre 1111 sont supposées remplies.

<sup>(1)</sup> Voir aussi P.-V. GROSJEAN [8, pp. 72-74].

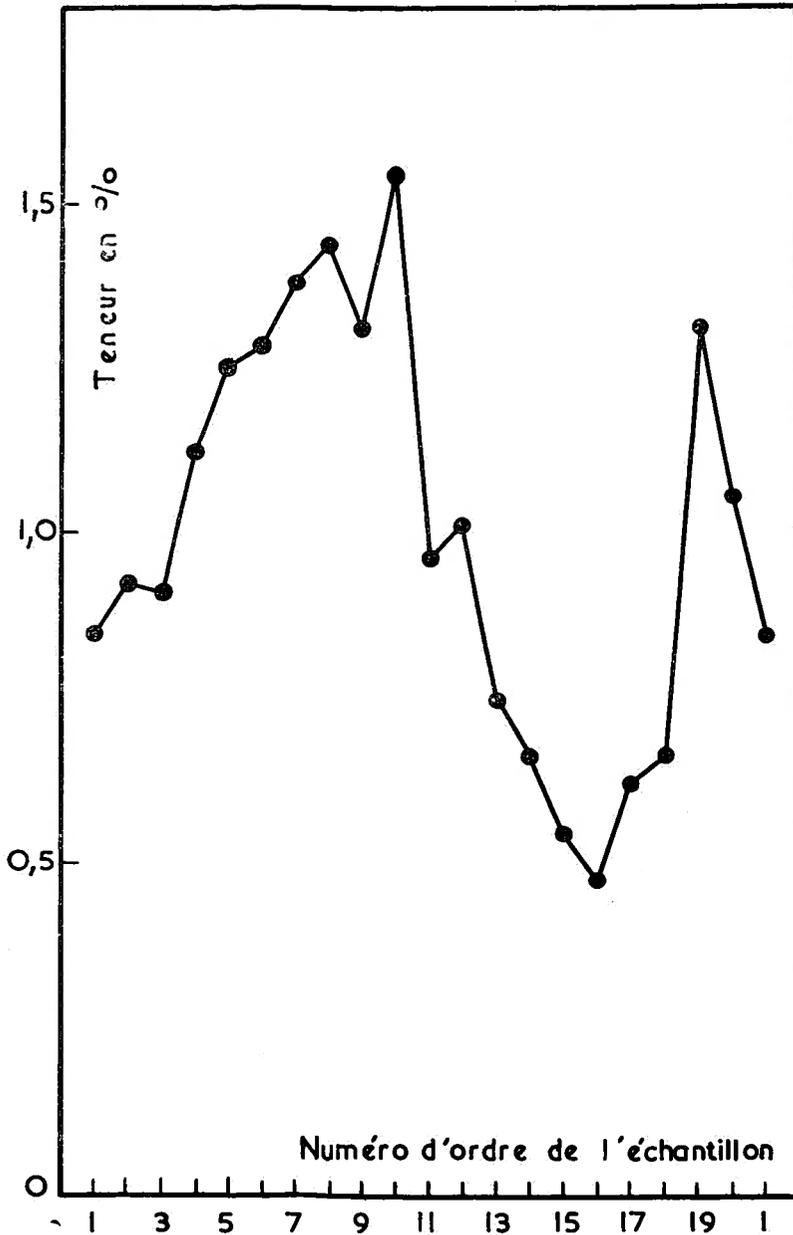


FIG. 6. — Variation de la teneur d'échantillons de 5 kg, après une homogénéisation insuffisante du lot.

Un lot est homogène, lorsque la variance de la teneur des échantillons prélevés est égale à celle qui peut être calculée par les diverses formules déduites de la statistique mathématique.

Suivant le cas envisagé, les formules (15) ou (32) peuvent servir pour cette définition, lorsque la teneur est faible.

De plus, on peut montrer facilement qu'en prélevant, à la place d'un échantillon de poids P, N échantillons partiels d'un poids plus réduit P', mais pesant au total P, l'écart-type de la moyenne arithmétique est égale à celui obtenu pour l'échantillon unique de poids P.

En effet, nous avons pour l'échantillon partiel :

$$\sigma'^2 = \frac{M}{aP'}$$

$$P = NP'$$

$$\sigma'^2 = \frac{NM}{aP}$$

D'autre part, l'écart-type de la moyenne des teneurs des échantillons partiels d'un poids P' est donné par :

$$\sigma'_a = \frac{\sigma'}{\sqrt{N}}$$

$$\sigma'^2_a = \frac{NM}{NaP} = \frac{M}{aP} \quad (55)$$

$$\sigma'_a = \sigma$$

Par contre, si le lot est hétérogène, le prélèvement d'un grand nombre de petits échantillons de faible poids, à différents endroits du lot, conduit à une valeur plus exacte de l'écart-type que le prélèvement de l'échantillon unique.

On peut aussi définir un lot homogène comme suit : un lot est homogène si un mélange supplémentaire n'améliore plus la valeur de l'écart-type de la teneur des échantillons prélevés. Par contre, un lot est hétérogène s'il ne satisfait pas à cette condition. Il est certain que cette définition d'homogénéité est théorique car, en pratique, il sera difficile, en se basant sur ce critère, d'établir pour un lot si oui ou non il est homogène.

Posons :

$$h = \frac{\sigma_{exp}^2}{\sigma_{th}^2} \quad (56)$$

où  $\sigma_{exp}^2$  est la variance trouvée expérimentalement et  $\sigma_{th}^2$  la variance théorique qui résulte de l'expression (32). Par définition nous appelons  $h$  le facteur d'hétérogénéité du lot.

La formule générale reliant la variance à la quantité de minéral utile prélevé dans l'échantillon devient alors :

$$\sigma^2 = \frac{h\bar{M}}{Q} \quad (57)$$

$h$  est supérieur à 1 dans le cas de lots hétérogènes. Il n'est pas possible de calculer sa valeur sans une étude approfondie du lot à échantillonner. C'est ainsi qu'il est impossible de dire à l'avance, sans connaître l'histoire d'un lot, si celui-ci est homogène ou hétérogène. En cas de doute, l'homogénéisation peut être obtenue en soumettant le lot à un mélange suffisant <sup>(1)</sup>. Toutefois, quelquefois ceci n'est pas réalisable en pratique, lorsque le lot est trop important. Dans ce cas, la détermination du facteur d'hétérogénéité pourrait se faire comme suit :

a. Prélever un certain nombre d'échantillons (au moins 5, mais de préférence 10).

b. Déterminer la teneur de chaque échantillon et calculer la variance expérimentale.

c. Calculer la variance théorique en déterminant le poids moyen des particules de minéral utile.

Nous nous rendons parfaitement compte que ce procédé est long et qu'il ne peut être appliqué que dans des cas particuliers nécessitant la connaissance du facteur d'hétérogénéité.

Chaque fois qu'on a des doutes sur l'homogénéité du lot, comme c'est normalement le cas, on prélèvera, à la place d'un seul échantillon, un certain nombre de sous-échantillons qui

<sup>(1)</sup> Il existe cependant des lots qui ne peuvent pas être homogénéisés ; par exemple un lot constitué par de grands morceaux de quartz et de grains très fins de minéral utile. Mais ce cas est plutôt exceptionnel.

seront ensuite réunis en vue de l'analyse. On élimine de cette façon, tout au moins partiellement, l'influence du facteur d'hétérogénéité.

Il est très difficile de tenir compte, en pratique, d'un mélange insuffisant ou d'une ségrégation qui pourrait se produire pendant le mélange. C'est pourquoi le lot à échantillonner doit être soumis, chaque fois si c'est réalisable, à un mélange soigné. Nous pensons qu'il faut mélanger l'échantillon 10 fois, lorsqu'il s'agit d'un travail de précision. Pour le travail courant un mélange moins poussé (5 fois) est probablement suffisant. Cependant, il faut tenir compte qu'en pratique le mélange n'est jamais parfait et que le lot ne devient jamais complètement homogène. Dans le cas des résultats de la fig. 6, le facteur d'hétérogénéité est 5,5. Il faut donc prendre un poids environ 5 fois plus élevé, pour que la variance prenne sa valeur normale. Ce cas est évidemment exceptionnel, mais nous pensons que le poids des échantillons à prélever doit être multiplié par un facteur dont la valeur varie de 1,25 à 1,75. Le chiffre adopté dépendra des caractéristiques du lot à échantillonner : spécialement de son hétérogénéité et, dans une mesure plus faible, de la différence entre les densités et les criblométries du minéral de valeur et de la gangue.

## 12. Minerais primaires.

Après avoir traité, dans les premiers chapitres de ce mémoire, le problème de l'échantillonnage des minerais détritiques à faible teneur, nous abordons ensuite le même problème dans le cas des minerais d'origine primaire. Ces minerais sont caractérisés par une certaine association entre les deux constituants (minéral utile et gangue stérile). En d'autres mots, la libération du minéral utile est ici incomplète. De plus, et ceci représente une seconde différence importante par rapport aux minerais détritiques, le mélange ne parvient pas à diminuer l'hétérogénéité d'un lot, si ce mélange n'est pas précédé d'un concassage permettant de détruire les associations de plusieurs particules de minéral utile existant au sein des morceaux. Ce n'est qu'ensuite, après concassage et mélange, que nous pouvons nous rapprocher d'une répartition homogène permettant l'application des formules

basées sur la statistique mathématique. Cette difficulté peut cependant être contournée, comme nous le verrons dans la suite, en considérant les différentes particules de minéral utile, à l'intérieur d'un morceau minéralisé, comme une unité plus grande et en la faisant intervenir telle quelle dans les formules.

Nous essayerons d'abord d'établir à nouveau une relation entre la variance de la teneur et le poids de l'échantillon en nous basant sur les caractéristiques des minerais primaires. Ensuite, après avoir calculé cette variance pour plusieurs exemples pratiques, nous déterminerons expérimentalement la variance de ces mêmes lots, pour vérifier les formules établies.

### 121. CONSIDÉRATIONS THÉORIQUES.

Pour pouvoir appliquer les formules établies précédemment aux minerais primaires, considérons un lot d'un minerai qui a été concassé à une certaine finesse. En général, nous nous trouvons à ce moment en présence de trois types de particules que nous pouvons schématiser comme suit, si nous nous limitons à une seule fraction granulométrique :

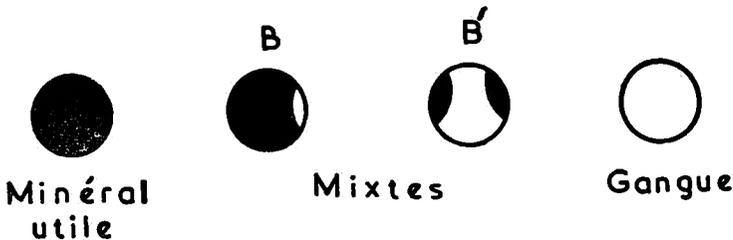


FIG. 7. — Dénomination des particules d'un minerai primaire concassé.

B et B' contiennent des proportions différentes de minéral utile et de gangue stérile. Nous appelons ces particules des mixtes <sup>(1)</sup>, sans donner de précisions sur la répartition du minéral utile à leur intérieur.

Les particules de gangue ne doivent pas être nécessairement stériles. Elles peuvent contenir des traces de minéral utile réparti assez uniformément dans la masse de la gangue.

<sup>(1)</sup> Ces particules sont désignés au Congo le plus souvent sous le nom de *barrés*.

Notons encore que le nombre de grains de gangue est beaucoup plus grand que celui des grains de mixtes.

1211. *Cas de deux constituants.*

Considérons d'abord le cas d'un lot constitué de particules mixtes et de particules de gangue, appartenant à la même catégorie granulométrique supposée très étroite.

Soit  $p'$  la proportion de mixtes dont la teneur est  $\alpha (< 1)$ . La teneur du lot est alors donnée par :

$$a' = \frac{p'aB}{p'(B - S) + S} \quad (58)$$

où  $B$  est le poids d'un grain mixte.  $aB$  représente donc le poids de minéral utile contenu dans une particule minéralisée.

L'expression suivante, analogue à la formule (12), montre la relation entre la variance et le nombre de particules prélevées :

$$n_b = \frac{(\alpha - a')[(\alpha - a')B + a'S]^2}{\alpha^2 a' \sigma_b^2 BS} \quad (59)$$

Lorsque les particules mixtes et les particules de gangue appartiennent à la même classe granulométrique (même diamètre), on peut admettre également, avec une approximation suffisante, que leur facteur de forme est le même. Nous obtenons alors facilement la formule suivante, valable pour des lots à faible teneur <sup>(1)</sup> :

$$\sigma_b^2 = \frac{(\alpha - a')B}{a'P} = \frac{\alpha - a'}{\alpha} \cdot \frac{M}{a'P} \quad (60)$$

où  $M$  est le poids de minéral utile contenu dans une particule minéralisée.

Lorsque la valeur de  $\alpha$  est faible et se rapproche de la teneur du lot, le terme correctif apparu dans l'expression (60) ne peut être négligé. Toutefois, ce cas correspond à un lot où le nombre de grains mixtes est relativement important par rapport au nombre de grains de stérile. Ceci revient à dire qu'il s'agit d'un minerai « riche », mais contenant des particules minéralisées à

<sup>(1)</sup> Voir p. 12.

faible teneur, et nous n'envisagerons pas ce cas qui ne nous permet pas certaines simplifications. Nous supposons donc, pour tous les calculs, que  $a'$  est négligeable à côté de  $a$ . La formule (60) se réduit alors à :

$$\sigma_b^2 = \frac{aB}{a'P} = \frac{M}{Q_b} \quad (60a)$$

La variance est donnée, de nouveau, par la quantité de minéral utile contenue dans un grain de mixte divisée par le poids de minéral utile prélevé dans l'échantillon.

Comparons la variance de deux lots <sup>(1)</sup> dont un contenant des particules mixtes. Nous avons, en prélevant un échantillon de même poids :

$$\frac{\sigma_b^2}{\sigma^2} = \frac{aaB}{a'M} \quad (61)$$

Si nous exprimons  $p$  en nombre de particules minéralisées par unité de poids (gramme), nous pouvons écrire pour la teneur d'un lot :

$$a = pM \quad (62)$$

$$a' = p'aB \quad (62a)$$

Il en résulte pour (61) :

$$\frac{\sigma_b^2}{\sigma^2} = \frac{p}{p'} \quad (63)$$

La variance est inversement proportionnelle à la proportion de particules minéralisées du lot, le poids des échantillons prélevés restant inchangé.

Lorsque  $p'$  est égal à  $p$ , nous avons :

$$\sigma_b^2 = \sigma^2 \quad (63a)$$

La variance est indépendante de la teneur des particules minéralisées, si leur proportion est la même dans les lots considérés.

(1) Sous la dénomination « variance d'un lot » nous comprenons en réalité « variance de la teneur des échantillons prélevés dans un lot ».

1212. *Influence des mixtes sur la variance.*

Pour pouvoir mettre en évidence l'influence des mixtes sur la variance d'un lot, supposons que celui-ci provient de la réunion de deux lots différents, dont un contenant des mixtes. Au lieu d'établir immédiatement la formule la plus générale, nous considérerons successivement plusieurs cas, de plus en plus difficiles, en nous limitant, dans ce chapitre, à une seule classe granulométrique  $\lambda$  que nous supposons définie par deux tamis à ouvertures très rapprochées.

12121. Réunion de poids égaux de deux lots contenant la même proportion de particules minéralisées (avec  $\alpha < 1$  pour les particules minéralisées d'un lot).

Les deux lots 1 et 2 contiennent la même proportion  $p$  de particules minéralisées. Leurs variances sont données par :

$$\sigma_1^2 = \frac{M_1}{a_1 p_1}$$

$$\sigma_2^2 = \frac{M_2}{a_2 p_2}$$

En conformité avec (63a), nous avons :

$$\sigma_2 = \sigma_1$$

D'autre part, nous pouvons écrire :

$$a_1 = pM_1$$

$$a_2 = pM_2 = p\alpha B = \frac{a_1 \alpha B}{M_1} \quad (64)$$

Si, après la réunion de deux portions égales de ces deux lots, on prélève un échantillon de poids  $P$ , on peut le considérer comme étant constitué par une moitié provenant du lot 1 et par une moitié provenant du lot 2. On a alors :

$$P = P_1 + P_2 = 2P_1 \quad (65)$$

Calculons la nouvelle variance, après réunion des deux lots, à partir de (26) et (28) :

$$\sigma^2 = \frac{1}{a^2 P^2} (a_1 M_1 P_1 + a_2 M_2 P_2) \quad (66)$$

En introduisant les relations (64) et (65) dans (66), nous obtenons :

$$\sigma^2 = \frac{a_1}{4a^2P_1} \frac{M_1^2 + \alpha^2B^2}{M_1} \tag{67}$$

D'autre part, la teneur du nouveau lot est donnée par :

$$a = \frac{a_1(M_1 + \alpha B)}{2M_1} \tag{68}$$

Il en résulte :

$$\sigma^2 = \sigma_1^2 \frac{M_1^2 + \alpha^2B^2}{(M_1 + \alpha B)^2} \tag{69}$$

Posons :

$$a_2 = \alpha' a_1 \tag{70}$$

D'où :

$$M_2 = \alpha' M_1 \tag{70a}$$

$\alpha'$  est inférieur ou égal à 1.

L'expression (69) peut alors être écrite sous la forme suivante :

$$\sigma^2 = \sigma_1^2 \frac{1 + \alpha'^2}{(1 + \alpha')^2} \tag{71}$$

En conformité avec (65), la variance est deux fois plus faible que celle des deux lots primitifs. Par conséquent, en prélevant, dans le nouveau lot, un échantillon d'un poids  $P_1$ , la variance devient :

$$\sigma^2 = \sigma^2 \frac{2(1 + \alpha'^2)}{(1 + \alpha')^2} \tag{71a}$$

Le tableau X (colonne 2) montre différentes valeurs de cette fonction.

Dans le cas spécial de  $\alpha' = 1$ , on obtient :

$$\sigma^2 = \sigma_1^2$$

ce qui correspond à la réunion de deux lots identiques.

Lorsque  $\alpha'$  est nul ou pratiquement négligeable, on a :

$$\sigma^2 = 2\sigma_1^2$$

Tout se passe comme si le second lot diluait simplement le premier lot. La teneur du nouveau lot est deux fois plus faible, d'où une variance deux fois plus grande.

En général, en réunissant deux lots, dont un contenant des mixtes, mais à  $p$  égal, la variance du nouveau lot est supérieure à celle contenant seulement des particules de minéral utile à l'état libre. Cependant, cette augmentation est due, en réalité, à la diminution de la teneur.

En effet, comparons cette variance avec celle d'un lot ne contenant pas de mixtes mais montrant la même teneur :

$$a = \frac{a_1(1 + \alpha')}{2}$$

Sa variance est donnée par :

$$\sigma^2 = \frac{2M_1}{a_1(1 + \alpha')P} = \sigma_1^2 \frac{2}{1 + \alpha'} \quad (72)$$

Comme  $\alpha' < 1$ , la valeur de la nouvelle variance est supérieure à celle du lot montrant une teneur  $a_1$ .

D'autre part, si le lot contient des mixtes, la variance est donnée par (71a), pour la même teneur. Si nous calculons la variance conformément à (72) et si nous comparons les valeurs obtenues pour différentes valeurs de  $\alpha'$ , nous obtenons le tableau suivant :

Tableau X.

$\alpha'$	$\frac{2(1 + \alpha'^2)}{(1 + \alpha')^2}$	$\frac{2}{1 + \alpha'}$
1,0	1,00	1,00
0,8	1,02	1,12
0,6	1,06	1,25
0,4	1,18	1,43
0,3	1,29	1,54
0,2	1,44	1,67
0,1	1,67	1,82
0,0	2,00	2,00

Les valeurs de la 3<sup>e</sup> colonne sont supérieures à celles de la 2<sup>e</sup> colonne (sauf pour  $\alpha' = 1$  et  $\alpha' = 0$ ). Il en résulte qu'à teneur égale, la présence de mixtes diminue la variance.

Si nous revenons à l'expression (71a), nous constatons que le résultat final dépend de  $\alpha'$ ; en d'autres mots de la valeur de  $M_2$  (poids de minéral utile contenu dans une particule mixte).

On peut montrer facilement qu'en remplaçant une particule mixte par une particule caractérisée par  $\alpha = 1$ , mais d'un diamètre plus faible, la variance reste la même.

En effet, en présence de mixtes, la variance est donnée par l'expression (60a).

D'autre part, calculons la variance d'un lot contenant à la place des mixtes, des particules de minéral utile à l'état libre, de poids  $M$ , et des particules de stérile d'un diamètre égal à celui des mixtes.

Conformément à (32), nous avons :

$$\sigma_L^2 = \frac{1}{aP} (\pi_{M_1} M_1 + \pi_{M_2} M_2)$$

Comme  $\pi_{M_1}$  est égal à zéro et  $\pi_{M_2}$  égal à un, nous obtenons,  $M_2$  étant égal à  $M$  :

$$\sigma_L^2 = \frac{M}{aP}$$

$$\sigma_L^2 = \sigma_B^2$$

Des particules mixtes caractérisées par différentes valeurs de  $\alpha$  et différentes distributions de minéral utile, mais contenant la même quantité de minéral utile, contribuent d'une façon identique à la variance de la teneur.

12122. Réunion de poids différents de deux lots contenant différentes proportions de particules minéralisées.

Nous réunissons cette fois-ci deux lots qui diffèrent à la fois par la teneur et les proportions des particules minéralisées. De plus, au lieu de prélever des parties égales dans les deux lots, nous réunissons des poids différents :

$$P_1 = \pi_1 P$$

$$P_2 = \pi_2 P$$

avec

$$\pi_1 + \pi_2 = 1$$

Le poids de l'échantillon prélevé dans le lot constitué est donc P égal à  $P_1 + P_2$ .

Comme la proportion des particules minéralisées n'est pas la même dans les deux lots, nous avons :

$$\alpha' = \frac{a_2}{a_1} = \frac{\rho_2 M_2}{\rho_1 M_1} \quad (73)$$

Posons :

$$\eta = \frac{\rho_1}{\rho_2} \quad (74)$$

Il en résulte :

$$M_2 = \eta \alpha' M_1 \quad (75)$$

Nous avons l'inégalité :

$$\eta \alpha' = \frac{M_2}{M_1} < 1 \quad (76)$$

$$\eta \alpha' < 1$$

Le produit de ces deux facteurs ne peut pas dépasser 1.

Le calcul de la variance est fait comme dans le paragraphe précédent :

$$\sigma^2 = \frac{1}{a^2 P^2} (a_1 M_1 \pi_1 P + a_2 M_2 \pi_2 P) \quad (77)$$

$$\sigma^2 = \frac{a_1 M_1}{a^2 P} (\pi_1 + \eta \alpha'^2 \pi_2) \quad (77a)$$

La teneur est donnée par :

$$a = a_1 (\pi_1 + \pi_2 \alpha') \quad (78)$$

Ces deux équations permettent d'obtenir pour la variance :

$$\sigma^2 = \sigma_1^2 \frac{\pi_1 (\pi_1 + \eta \alpha'^2 \pi_2)}{(\pi_1 + \pi_2 \alpha')^2} \quad (79)$$

Finalement, nous devons encore diviser par  $\pi_1$ , pour ramener la variance au poids  $P_1$  de l'échantillon :

$$\sigma^2 = \sigma_1^2 \frac{\pi_1 + \pi_2 \alpha'^2 \eta}{(\pi_1 + \pi_2 \alpha')^2} \quad (79a)$$

Nous avons calculé la fonction de  $\alpha'$  pour différentes valeurs de  $\alpha'$  et de  $\eta$  (pour  $\pi_1 = \pi_2$ ) :

Tableau XI. —  $\Phi(\alpha')$  pour différentes valeurs de  $\alpha'$  et de  $\eta$ .

$\alpha'$	$\eta = 0,1$	$\eta = 0,5$	$\eta = 1$	$\eta = 2$	$\eta = 5$
1,0	0,54	0,76	1,00	—	—
0,8	0,66	0,82	1,02	—	—
0,6	0,82	0,92	1,06	—	—
0,4	1,04	1,10	1,18	1,34	—
0,2	1,39	1,42	1,44	1,50	1,66
0,1	1,66	1,66	1,67	1,68	1,94
0,0	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00

Dans le cas de  $\eta < 1$ , les valeurs de  $\Phi(\alpha')$  sont abaissées, mais la différence devient sensible seulement pour des valeurs de  $\alpha'$  supérieures à environ 0,5. Lorsque  $\eta > 1$ ,  $\Phi(\alpha')$  montre des valeurs plus élevées.

12123. Réunion de plusieurs lots contenant différentes proportions de particules minéralisées.

Considérons plusieurs lots caractérisés par différentes proportions  $p$  de particules minéralisées et montrant des valeurs différentes de  $a$ .

La variance du lot  $\mu$  est donnée par :

$$\sigma_{\mu}^2 = \frac{M_{\mu}}{a_{\mu}P_{\mu}}$$

Conformément à (73) et à (75), nous pouvons écrire :

$$a_{\mu} = \alpha'_{\mu} a_1 \quad (80)$$

$$M_{\mu} = \alpha'_{\mu} \eta_{\mu} M_1 \quad (80a)$$

D'autre part, nous avons :

$$P_{\mu} = \pi_{\mu} P \quad (81)$$

$$\sum_{\mu} \pi_{\mu} = 1 \quad (81a)$$

A partir de la variance, donnée par

$$\sigma^2 = \frac{a_1 M_1 \pi_1}{a^2 P_1} (\pi_1 + a_2'^2 \eta_2 \pi_2 + \dots + a_\mu'^2 \eta_\mu \pi_\mu) \quad (82)$$

et la teneur du nouveau lot :

$$a = a_1 (\pi_1 + a_2' \pi_2 + \dots + a_\mu' \pi_\mu) \quad (83)$$

nous obtenons :

$$\sigma^2 = \sigma_1^2 \frac{\pi_1 (\pi_1 + a_2'^2 \eta_2 \pi_2 + \dots + a_\mu'^2 \eta_\mu \pi_\mu)}{(\pi_1 + a_2' \pi_2 + \dots + a_\mu' \pi_\mu)^2} \quad (84)$$

En ramenant la variance à nouveau au poids  $P_1$ , nous pouvons écrire finalement :

$$\sigma^2 = \sigma_1^2 \frac{\sum_{\mu} a_\mu'^2 \eta_\mu \pi_\mu}{\left( \sum_{\mu} a_\mu' \pi_\mu \right)^2} \quad (84a)$$

Il est possible de présenter cette expression sous une forme plus simple. Calculons d'abord  $\sigma_1^2$  pour un échantillon de poids  $P$  :

$$\sigma_1^2 = \frac{M_1}{a_1 P}$$

La teneur de la catégorie  $\mu = 1$  résulte de (29) à :

$$a_1 = \frac{a \pi_{\mu_1}}{\pi_\mu}$$

où  $\pi_{\mu_1}$  est la proportion de minéral utile contenu dans cette catégorie.

Nous obtenons alors :

$$\sigma_1^2 = \frac{M_1 \pi_\mu}{a P \pi_{\mu_1}}$$

Dans le cas d'un lot qui, en réalité, est déjà constitué, le choix de  $\pi_\mu$  est tout à fait arbitraire et, pour la simplification des calculs, nous pouvons poser <sup>(1)</sup> :

$$\begin{aligned} \pi_1 &= \pi_2 = \dots = \pi_\mu \\ \mu \pi_\mu &= 1 \end{aligned}$$

<sup>(1)</sup> Rappelons que le nombre de particules de gangue est sensiblement supérieur à celui des particules minéralisées.

Calculons ensuite  $\alpha'_\mu$  et  $\eta_\mu$  :

$$\alpha'_\mu = \frac{a\pi_{m\mu}\pi_\mu}{\pi a\pi_{m1}} = \frac{\pi_{m\mu}}{\pi_{m1}}$$

$$\eta_\mu = \frac{M_\mu\pi_{m1}}{M_1\pi_{m\mu}}$$

Nous pouvons alors écrire pour (84a) :

$$\sigma^2 = \frac{M_1\pi_\mu}{aP\pi_{m1}} \frac{\sum_\mu \frac{M_\mu\pi_{m1}\pi_{m\mu}^2\pi_\mu}{M_1\pi_{m\mu}\pi_{m1}^2}}{\left(\sum_\mu \frac{\pi_{m\mu}\pi_\mu}{\pi_{m1}}\right)^2}$$

Après quelques simplifications on obtient :

$$\sigma^2 = \frac{1}{aP} \sum_\mu \pi_{m\mu} M_\mu \quad (85)$$

Comme les différents termes derrière le signe de la somme représentent le poids moyen pondéré de minéral utile contenu dans une particule minéralisée appartenant à la catégorie  $\lambda$ , nous pouvons écrire à la place de (85) :

$$\sigma_\lambda^2 = \frac{\overline{M}_\lambda}{Q_\lambda} \quad (85a)$$

L'indice  $\lambda$  doit rappeler que cette expression est valable pour la catégorie granulométrique  $\lambda$ . Nous obtenons une expression semblable à (32a).

Nous pouvons exprimer  $M_\mu$  par :

$$M_\mu = \alpha_\mu f_\lambda \delta_\mu d_\lambda^3 \quad (86)$$

où  $f_\lambda$  est supposé indépendant de  $\mu$ . Par contre, la densité des particules est une fonction de  $\alpha_\mu$  :

$$\delta_\mu = \alpha_\mu \delta_m + (1 - \alpha_\mu) \delta_s \quad (87)$$

Nous appellerons donc les diverses catégories  $\mu$ , des catégories densimétriques (1).

Il en résulte pour  $M_\mu$  :

$$M_\mu = f_\lambda d_\lambda^3 \alpha_\mu [\alpha_\mu \delta_m + (1 - \alpha_\mu) \delta_s] \quad (88)$$

A partir de (85) et de (88), nous obtenons pour la variance :

$$\sigma^2 = \frac{f_\lambda d_\lambda^3}{aP} \sum_\mu \pi_{\mu\mu} [\alpha_\mu \delta_s + \alpha_\mu^2 (\delta_m - \delta_s)] \quad (89)$$

Cette formule montre bien qu'en présence de mixtes, la variance d'une catégorie granulométrique donnée dépend de la distribution du minéral utile parmi les différentes classes densimétriques et de la teneur  $\alpha_\mu$  des mixtes.

### 1213. Cas général.

Il est possible d'arriver à la relation (85) par un calcul plus simple.

Examinons d'abord le cas d'une seule catégorie granulométrique  $\lambda$  constituée par diverses classes densimétriques.

Pour que nous puissions parler de variance, chaque classe densimétrique  $\mu$  doit être considérée comme étant constituée par des particules contenant la quantité  $M_\mu$  de minéral utile et par des particules de gangue stérile. Le total de ces particules stériles peut être réparti arbitrairement parmi les différentes classes densimétriques.

La variance de la teneur d'une classe densimétrique est alors donnée par :

$$\sigma_\mu^2 = \frac{M_\mu}{a_\mu P_\mu}$$

D'autre part, la variance absolue de la quantité de minéral utile contenue dans un échantillon P est égale à la somme des variances de ces quantités contenues dans les diverses classes densimétriques  $P_\mu$  de cet échantillon (2) :

$$a_\lambda^2 P_\lambda^2 \sigma_\lambda^2 = \sum_\mu a_\mu^2 P_\mu^2 \sigma_\mu^2 \quad (90)$$

(1) Cette répartition en catégories granulométriques et en catégories densimétriques a déjà été faite par BEHRE et HASSIALIS [4, pp. 19-05].

(2) Cette formule est semblable à (24).

Enfin, la proportion de minéral utile contenu dans la classe  $\mu$  est donnée par :

$$\pi_{m\mu} = \frac{P_{\mu}a_{\mu}}{Pa_{\lambda}} \quad (91)$$

Il en résulte l'expression (85) :

$$\sigma_{\lambda}^2 = \frac{1}{a_{\lambda}P_{\lambda}} \sum \pi_{m\mu} M_{\mu} \quad (85)$$

Supposons ensuite que le lot est constitué par une série de classes granulométriques  $\lambda$  ayant des limites rapprochées. Puisque, pour chaque classe granulométrique, l'expression (85) est valable, nous pouvons écrire, pour l'ensemble des classes granulométriques :

$$\sigma^2 = \frac{1}{aP} \sum_{\lambda} \sum_{\mu} \pi_{m\lambda\mu} M_{\lambda\mu} \quad (92)$$

Nous avons vu précédemment <sup>(1)</sup> qu'une particule mixte contenant un poids  $M$  de minéral utile a la même action sur la variance de la teneur de l'échantillon qu'une particule de minéral utile libre de poids  $M$ , mais d'un diamètre plus petit.

Par conséquent, on peut calculer la variance en supposant que le lot échantillonné ne contient que des particules libres de minéral utile caractérisées par le poids  $M_{\lambda}$ .

La variance est alors donnée par l'expression :

$$\sigma^2 = \frac{1}{aP} \sum_{\lambda} \pi'_{m\lambda} M_{\lambda} \quad (92a)$$

$\pi'_{m\lambda}$  étant la proportion de minéral utile contenue dans toutes les particules libres d'une part et dans toutes les particules mixtes d'autre part qui contiennent le même poids  $M_{\lambda}$  de minéral utile.

Cette formule demande des commentaires. En effet, si nous pouvions admettre qu'un mixte contient seulement *une* particule de minéral utile, la variance dépendrait uniquement de la granulométrie du minéral utile, libre ou non, et la formule (92a) devien-

(1) Voir p. 61.

drait identique à la relation (32). En d'autres mots, la variance serait la même pour un lot contenant les particules de minéral utile à l'état libre et un lot contenant les mêmes particules associées aux particules de gangue.

Comme le nombre de particules à minéral utile est très sensiblement inférieur à celui des particules de minerai, dans le cas des minerais à faible teneur, notre hypothèse semble être acceptable, tout au moins pour certaines classes granulométriques.

La relation (92a) ne se prête pas bien à l'application dans la pratique. C'est pourquoi, il est préférable d'écrire (92a) sous une autre forme.

En effet, conformément à (85a), la variance d'une catégorie granulométrique n'est pas proportionnelle à  $M_\lambda$ , mais au poids moyen  $\bar{M}_\lambda$ . En passant alors à l'ensemble des catégories granulométriques, la contribution à la variance totale de chaque catégorie est également proportionnelle à  $\bar{M}_\lambda$  et nous pouvons écrire :

$$\sigma^2 = \frac{1}{aP} \sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} \bar{M}_\lambda \quad (93)$$

où  $\pi_{m\lambda}$  est la proportion de minéral utile dans toutes les particules de minéral utile, se trouvant à l'état libre ou sous forme de mixtes, dans la catégorie granulométrique  $\lambda$ .

Cette formule peut être écrite sous la même forme que (32a) :

$$\sigma^2 = \frac{\bar{M}}{\bar{Q}} \quad (93a)$$

La variance est proportionnelle au poids moyen pondéré de minéral utile contenu dans une particule minéralisée <sup>(1)</sup>, pour l'ensemble des particules minéralisées appartenant aux catégories  $\lambda$  et  $\mu$ .

#### 1214. *Facteur de libération.*

Nous avons vu qu'à teneur égale, la variance  $\sigma_s^2$  d'un lot, contenant une certaine proportion de mixtes est plus faible que celle  $\sigma_L^2$  d'un lot, contenant seulement des particules de minéral utile à l'état libre <sup>(2)</sup>.

<sup>(1)</sup> P. SEYER propose d'appeler  $\bar{M}$  le poids réduit des particules minéralisées (communication personnelle).

<sup>(2)</sup> Voir p. 60.

Définissons le facteur de libération comme le rapport des deux variances :

$$l = \frac{\sigma_B^2}{\sigma_L^2} \quad (94)$$

Sa valeur est inférieure à 1. Elle tient compte du comportement d'un minerai d'origine primaire pendant l'échantillonnage.

12141. Une seule catégorie granulométrique.

Calculons ensuite le facteur de libération à partir de la formule (85) :

$$\sigma_B^2 = \frac{1}{aP} \sum_{\mu} \pi_{\mu} M_{\mu}$$

$$\sigma_L^2 = \frac{M_{\lambda}}{aP}$$

$$l_{\lambda} = \frac{1}{M_{\lambda}} \sum_{\mu} \pi_{\mu} M_{\mu} \quad (95)$$

$$l_{\lambda} = \frac{\overline{M}_{\lambda}}{M_{\lambda}} \quad (95a)$$

Le facteur de libération, pour une catégorie granulométrique  $\lambda$ , est égal au rapport entre le poids moyen de minéral utile dans une particule minéralisée et le poids d'une particule de minéral utile à l'état libre.

12142. Cas général.

Le facteur de libération est essentiellement fonction de la catégorie granulométrique envisagée. Si nous concassons un minerai filonien assez grossièrement, nous trouverons, dans les premières fractions granulométriques, principalement des morceaux de minéral utile mixtes avec seulement quelques morceaux de minéral utile libre. En examinant ensuite des catégories granulométriques de plus en plus fines, nous verrons que la proportion de minéral utile libre augmente et, à partir d'un certain diamètre, on constatera que, pratiquement, la totalité du minéral utile est à l'état libre, sans toutefois tenir compte d'une certaine minéralisation de fond, de faible importance, dont la contribution à la

variance est négligeable. Nécessairement, le facteur de libération montre une valeur très faible au début, valeur qui augmente lorsque le diamètre des particules diminue, pour atteindre presque 1, à partir d'une certaine granulométrie.

Par analogie avec (37), nous écrivons pour le facteur granulométrique, en présence de mixtes :

$$\gamma_B = \frac{\sum_{\lambda} l_{\lambda} \pi_{m\lambda}}{F^{3(\lambda-1)}} = \frac{1}{M_{11}} \sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} M_{\lambda} l_{\lambda} = \frac{\bar{M}}{M_{11}} \quad (96)$$

$M_{11}$  représente le poids de minéral utile contenu dans les particules appartenant à la catégorie  $\lambda = 1$  et  $\mu = 1$  (c.-à-d. pour des particules constituées uniquement de minéral utile).

A partir de (93a) et (96), nous pouvons écrire pour la variance l'expression suivante qui a la même forme que (36) :

$$\sigma^2 = \frac{M_{11} \gamma_B}{aP} \quad (97)$$

(96) et (97) conduisent à :

$$\sigma^2 = \frac{M_{11}}{Q} \sum_{\lambda} \frac{l_{\lambda} \pi_{m\lambda}}{F^{3(\lambda-1)}} \quad (97a)$$

Cette formule permet le calcul de la variance à partir de la distribution granulométrique du minéral utile et du facteur de libération.

Introduisons encore la notion du facteur de libération moyen  $\bar{l}$  pour l'ensemble des catégories granulométriques. Ce facteur est défini par :

$$\bar{l} = \frac{\gamma_B}{\gamma_m} = \frac{\sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} M_{\lambda} l_{\lambda}}{\sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} M_{\lambda}} = \frac{\sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} \bar{M}_{\lambda}}{\sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} M_{\lambda}} \quad (98)$$

Le facteur de libération moyen est égal au poids moyen pondéré de minéral utile contenu dans une particule minéralisée divisé par le même poids calculé en supposant que la totalité de minéral utile se trouve à l'état libre.

Nous pouvons encore écrire pour la variance, en nous servant du facteur de libération moyen :

$$\sigma^2 = \frac{M_{11} \bar{l} \gamma_m}{Q} \quad (99)$$

En résumé, lorsque le lot échantillonné, d'origine primaire :

— est constitué par un très grand nombre de particules de minéral utile, de mixtes de composition quelconque et de gangue ayant des dimensions et des poids quelconques ;

— est homogène ;

— montre une faible teneur (inférieure à 0,01) ;

— est supposé partagé en un très grand nombre de classes granulométriques de telle sorte que les particules d'une même classe puissent être considérées comme ayant le même diamètre ;

— est supposé partagé en un très grand nombre de classes densimétriques ce qui permet de considérer les particules d'une même classe comme ayant la même densité ;

la variance relative  $\sigma^2$  de sa teneur est donnée par les formules :

$$\sigma^2 = \frac{\bar{M}}{Q} \quad (93a)$$

$$\sigma^2 = \frac{M_{11}}{Q} \sum_{\lambda} \frac{l_{\lambda} \pi_{m\lambda}}{F^{3(\lambda-1)}} \quad (97a)$$

La détermination de la répartition granulométrique est relativement facile. Il suffit de déterminer la teneur de chaque fraction granulométrique par un procédé approprié. Mais, comme la valeur des facteurs de libération augmente généralement lorsque le diamètre diminue, on ne peut pas se contenter de faire simplement le calcul pour les premières catégories granulométriques.

Par contre, la détermination des divers facteurs de libération exige une connaissance détaillée de la minéralisation ce qui est souvent difficile à obtenir sans une étude approfondie et nous discuterons ce problème dans le chapitre suivant.

## 122. DÉTERMINATION PRATIQUE DU FACTEUR DE LIBÉRATION.

Pour pouvoir appliquer les formules établies, dans le cas des minerais primaires, nous devons déterminer ou fixer à l'avance les diverses variables permettant soit de calculer le poids de l'échantillon à prélever, soit la variance de la teneur. Cette question a été discutée en détail, dans le paragraphe 112, pour les minerais détritiques, et nous devons encore étudier seulement la détermination du facteur de libération dont la connaissance est indispensable.

Considérons une seule catégorie granulométrique  $\lambda$ . Elle est constituée, comme nous l'avons vu, par  $\mu$  catégories densimétriques caractérisées chacune par une valeur moyenne  $\delta_\mu$  pour la densité des particules mixtes qui la composent.

Théoriquement, il serait possible de séparer ces différentes catégories en employant une série de liqueurs denses. L'analyse chimique permettrait alors de déterminer les différentes valeurs de  $\pi_{\lambda\mu}$  et  $\alpha_\mu$  et la variance pourrait être calculée à l'aide de l'expression (89). Si le lot contient plusieurs catégories granulométriques, la séparation en plusieurs catégories densimétriques suivie de leur analyse devrait être effectuée pour chaque fraction granulométrique. Il est évident que, dans ces conditions, la détermination de la variance constituerait un travail fort long qui ne pourrait être entrepris qu'exceptionnellement. De plus, ce procédé n'est pas applicable aux minerais aurifères où les teneurs sont normalement tellement faibles (de l'ordre de 10-20 g/t) que les variations de la densité, en fonction de la composition des mixtes, sont négligeables. Il faut donc essayer de trouver une méthode plus simple et plus rapide qui permettrait de déterminer la variance avec une approximation suffisante.

Nous avons alors imaginé les deux modes opératoires suivants, l'un convenant aux minerais aurifères, l'autre aux minerais à cassitérite, wolframite etc.

Dans le cas des minerais aurifères, il faut procéder comme suit :

1. Soumettre l'échantillon concassé à une criblométrie ;
2. Déterminer, pour chaque fraction granulométrique, la teneur en or amalgamable libre et en or amalgamable total (après broyage).

On peut alors calculer la distribution de l'or amalgamable libre et de l'or amalgamable total entre les diverses catégories granulométriques.

Le diamètre des particules de l'or à l'état libre est défini exactement. Par contre, nous ne connaissons pas la granulométrie de l'or récupérable seulement après broyage. Nous faisons alors l'hypothèse que, dans chaque catégorie granulométrique, la granulométrie de l'or récupérable après broyage est égale à celle de l'or à l'état libre, dans l'ensemble de l'échantillon considéré. Cette hypothèse admet implicitement qu'une particule minéralisée ne contient qu'une seule particule d'or.

Nous nous rendons parfaitement compte que la méthode préconisée pour l'or ne peut guère prétendre d'être rigoureuse. Mais la détermination exacte de la distribution granulométrique du minéral utile, et ceci pour chaque catégorie granulométrique, est tellement difficile à réaliser en pratique, surtout pour les échantillons d'un poids élevé, qu'il ne faut pas tenir compte de cette possibilité.

Passons au second mode opératoire qui convient aux minerais de cassitérite, etc. que nous traitons comme suit :

1<sup>o</sup> Classement du minerai concassé en plusieurs catégories granulométriques.

2<sup>o</sup> Concentration gravimétrique de chaque catégorie granulométrique.

Dans ce cas, la concentration gravimétrique permet non seulement de récupérer le minéral utile libéré par le concassage, mais aussi toute une gamme de mixtes dont la composition varie de celle du minéral utile presque pur à celle de mixtes contenant seulement de faibles quantités de minéral utile. Nous rejetons donc des tailings à très faible teneur et nous récoltons, à peu près, en une seule opération, à la fois le minéral utile récupérable libre et le minéral récupérable après broyage (des mixtes). Nous ne devons donc plus faire d'hypothèses quant à la granulométrie du minéral utile récupérable seulement après broyage. Nous pouvons la déterminer directement.

1221. *Minerais aurifères.*

Le lot est classé en plusieurs catégories granulométriques. On détermine ensuite la teneur en or amalgamable libre et en or amalgamable total de chacune des catégories. La contribution de l'or non amalgamable à la variance peut être négligée généralement. Nous reviendrons plus loin sur cette question.

Pour mieux illustrer notre façon de procéder nous donnons ici en détail les calculs effectués dans le cas de deux échantillons.

## 12211. Filon Mobale.

Un échantillon représentatif d'un lot prélevé dans le filon Mobale, concassé à — 4 mesh, a été classé en vue de la détermination de la teneur en or amalgamable libre et en or amalgamable total de chaque catégorie. Le *tableau XIII* montre les résultats obtenus.

Notons que les quatre premières catégories granulométriques ne contiennent pas d'or libre.

C'est la 5<sup>e</sup> colonne qui donne la granulométrie de l'or amalgamable libre qui nous sert pour calculer la granulométrie de l'or amalgamable après broyage. Les *tableaux XIII* et *XIV* donnent la distribution de l'or amalgamable total calculée de cette façon.

Le facteur de libération résulte de (95) à :

$$l_{\lambda} = \frac{1}{d_{\lambda}^3} \sum \pi_{\mu} d_{\mu}^3$$

en admettant que la densité et le facteur de forme sont indépendants de  $\mu$ .

Les valeurs de  $\pi_{\mu}$  sont extraites du *tableau XIV*. Voici l'exemple du calcul pour deux catégories granulométriques :

$$l_{-4+6} = \frac{(0,091.1,000 + 0,053.0,354 + 0,14.0,125 + 0,125.0,0443)10^{-3}}{0,064} = 0,00207$$

$$l_{-35+48} = \frac{0,704.0,0443 + 0,072.0,0156 + 0,056.0,00554 + 0,04.0,00195}{0,0443} = 0,738$$

Tableau XII. — Étude du filon Mobale.

Fraction	Poids en kg	Poids en %	Au/AmL en mg	Au/AmL en %	Au/AmB en mg	Au/AmB en %	Au/AmT en mg	Au/AmT en %
— 4 + 6	6,577	13,3	—	—	84,57	17,2	84,57	10,9
— 6 + 8	8,365	16,9	—	—	120,47	24,5	120,47	15,5
— 8 + 10	5,236	10,6	—	—	65,44	13,3	65,44	8,5
— 10 + 14	6,809	13,7	—	—	82,53	16,8	82,53	10,7
— 14 + 20	3,931	7,9	25,36	9,1	51,03	10,3	76,39	9,9
— 20 + 28	3,247	6,6	14,89	5,3	28,21	5,7	43,10	5,6
— 28 + 35	2,184	4,4	39,23	14,0	20,19	4,1	59,42	7,7
— 35 + 48	2,173	4,4	35,17	12,5	14,73	3,0	49,90	6,5
— 48 + 65	2,248	4,5	40,22	14,3	12,50	2,5	52,72	6,8
— 65 + 100	1,610	3,8	32,03	11,4	5,75	1,2	37,78	4,9
— 100 + 150	1,672	3,4	22,10	7,9	5,05	1,0	27,15	3,5
— 150 + 200	0,830	1,7	11,22	4,0	2,02	0,4	13,24	1,7
— 200	4,620	9,3	60,08	21,5	—	—	60,08	7,8
Total	49,502	100,0	280,30	100,0	492,49	100,0	772,79	100,0

Tableau XIII. — Filon Mobile-Distribution de Au/AmT en mg.

Fraction	- 14 + 20	- 20 + 28	- 28 + 35	- 35 + 48	- 48 + 65	- 65 + 100	- 100 + 150	- 150 + 200	- 200	Total
— 4 + 6	7,7	4,5	11,8	10,9	12,1	9,6	6,7	3,4	18,17	84,57
— 6 + 8	11,0	6,4	16,9	15,1	17,2	13,7	9,5	4,8	25,87	120,47
— 8 + 10	6,0	3,5	9,1	8,2	9,3	7,5	5,2	2,6	14,04	65,44
— 10 + 14	7,5	4,4	11,6	10,3	11,8	9,4	6,5	3,3	17,73	82,53
— 14 + 20	25,4	3,0	7,8	7,0	8,0	6,4	4,4	2,2	12,19	76,39
— 20 + 28	—	14,9	4,6	4,1	4,7	3,8	2,6	1,3	7,10	43,10
— 28 + 35	—	—	39,2	3,6	4,0	3,2	2,2	1,1	6,12	59,42
— 35 + 48	—	—	—	35,2	3,6	2,8	2,0	1,0	5,30	49,90
— 48 + 65	—	—	—	—	40,2	3,2	2,2	1,0	6,12	52,72
— 65 + 100	—	—	—	—	—	32,0	1,4	0,7	3,68	37,78
— 100 + 150	—	—	—	—	—	—	22,1	0,8	4,25	27,15
— 150 + 200	—	—	—	—	—	—	—	11,2	2,04	13,24
— 200	—	—	—	—	—	—	—	—	60,08	60,08
Total	57,6	36,7	101,0	94,1	110,9	91,6	64,8	33,4	182,69	772,79

Tableau XIV. — Filon Mobile-Distribution de Au /AmT en %.

Fraction	- 14 + 20	- 20 + 28	- 28 + 35	- 35 + 48	- 48 + 65	- 65 + 100	- 100 + 150	- 150 + 200	- 200
4 + 6	9,1	5,3	14,0	12,5	14,3	11,4	7,9	4,0	21,5
a									
- 10 + 14	33,3	3,9	10,2	9,2	10,5	8,4	5,7	2,9	15,9
- 20 + 28	—	34,5	10,7	9,5	10,9	8,8	6,0	3,0	16,6
- 28 + 35	—	—	66,0	6,0	6,7	5,4	3,7	1,9	10,3
- 35 + 48	—	—	—	70,4	7,2	5,6	4,0	2,0	10,8
- 48 + 65	—	—	—	—	76,2	6,1	4,2	1,9	11,6
- 65 + 100	—	—	—	—	—	84,7	3,7	1,8	9,8
- 100 + 150	—	—	—	—	—	—	81,5	2,9	15,6
- 150 + 200	—	—	—	—	—	—	—	84,6	15,4
- 200	—	—	—	—	—	—	—	—	100,0
Total	7,5	4,8	13,0	12,2	14,3	11,9	8,4	4,3	23,6

Le *tableau XV* montre les diverses valeurs du facteur de libération et, à titre de comparaison, les valeurs de l'or amalgamable libre.

Tableau XV. — Filon Mobale. — Facteurs de libération.

Fraction	Au/AmL en %	$l_\lambda$ en %	$\Delta$
— 4 + 6	0,00	0,207	+ 0,207
— 6 + 8	0,00	0,590	+ 0,590
— 8 + 10	0,00	1,660	+ 1,660
— 10 + 14	0,00	4,730	+ 4,730
— 14 + 20	33,20	36,400	+ 3,200
— 20 + 28	34,50	40,000	+ 5,500
— 28 + 35	66,00	69,200	+ 3,200
— 35 + 48	70,50	73,800	+ 3,800
— 48 + 65	76,30	79,200	+ 2,900
— 65 + 100	84,70	86,200	+ 1,500
— 100 + 150	81,40	82,600	+ 1,400
— 150 + 200	84,60	84,600	+ 0,000
— 200	100,00	100,000	—

Lorsqu'on compare les valeurs de  $l_\lambda$  avec le pourcentage en or amalgamable libre, on constate qu'elles sont partout plus élevées et que la différence passe, en première approximation, par un maximum qui correspond, dans le cas examiné, aux fractions — 10 + 28 mesh.

Nous pouvons maintenant calculer la variance à l'aide des formules établies précédemment.

Pour pouvoir appliquer l'expression (97), nous devons d'abord calculer le facteur granulométrique conformément à (96). Le *tableau XVI* montre le détail de ce calcul.

Tableau XVI. — Filon Mobale. — Calcul du facteur granulométrique.

Fraction	$\lambda$	$\frac{1}{F^3(\lambda - 1)}$	$\frac{\pi_m}{F^3(\lambda - 1)}$	$l\lambda$	$\frac{l\lambda\pi_m\lambda}{F^3(\lambda - 1)}$
— 4 + 6	1	1,000000	0,1090000	0,00207	0,000226
— 6 + 8	2	0,354000	0,0550000	0,00590	0,000325
— 8 + 10	3	0,125000	0,0106000	0,01660	0,000176
— 10 + 14	4	0,044300	0,0047500	0,04730	0,000225
— 14 + 20	5	0,015600	0,0015600	0,36400	0,000568
— 20 + 28	6	0,005540	0,0003110	0,40000	0,000124
— 28 + 35	7	0,001950	0,0001530	0,69200	0,000106
— 35 + 48	8	0,000692	0,0000450	0,73800	0,000033
— 48 + 65	9	0,000244	0,0000166	0,79200	0,000013
— 65 + 100	10	0,000086	0,0000042	0,86200	0,000003
$\Sigma$	—	—	0,1815000	—	0,00180

Nous trouvons donc  $\gamma_b = 0,00180$ .

En choisissant — 4 + 6 mesh pour la première catégorie granulométrique, il en résulte  $(0,4699 + 0,3327)/2 = 0,400$  pour la valeur de  $d_{m_1}$ . Admettons ensuite  $\delta_m = 17$  et  $f_m = 0,4$ . Nous obtenons alors pour  $M_{11}$  :

$$M_{11} = 0,4.17.0,400^3 = 435.10^{-3}$$

Finalement, nous calculons pour la variance :

$$\sigma^2 = \frac{435.10^{-3} \cdot 1,80.10^{-3}}{Q} = \frac{7,83.10^{-4}}{Q}$$

Le facteur de libération moyen est égal, dans le cas du filon de Mobale, à :

$$\bar{l} = \frac{\gamma_b}{\gamma_m} = \frac{1,80.10^{-3}}{1,815.10^{-1}} = 0,99.10^{-2}$$

Nous pouvons aussi calculer la variance à partir de la granulométrie de l'or amalgamable total (*tableau XIV*). Dans ce cas, nous devons d'abord calculer le facteur granulométrique d'après la méthode habituelle (pour  $d_{m_1} = 0,1$ ) <sup>(1)</sup> :

(1) Pour la catégorie — 14 + 20 mesh :  $(0,1168 + 0,0833)/2 = 0,100$

$$\begin{array}{r}
 \pi_{m_1} = 0,075 \\
 0,354 \pi_{m_2} = 0,0170 \\
 0,125 \pi_{m_3} = 0,0162 \\
 0,044 \pi_{m_4} = 0,0054 \\
 \hline
 \gamma_m = 0,114 \\
 \sigma^2 = \frac{17.0.4.0.1^3.0.114}{Q} = \frac{7,75.10^{-4}}{Q}
 \end{array}$$

Comme il fallait le prévoir, on obtient la même valeur pour la variance.

Si, à la place de la granulométrie de l'or amalgamable total, on utilise la granulométrie de l'or amalgamable libre (*tableau XII*) on obtient  $9,1.10^{-4}.Q^{-1}$  pour la variance. Cette méthode approximative conduit donc, dans le cas présent, à un chiffre trop élevé (de 18 % environ).

#### 12212. Schistes minéralisés Twangiza.

Le minerai primaire de Twangiza est caractérisé par un pourcentage très faible en or amalgamable. Cependant, une partie de l'or se trouve sous forme de morceaux relativement grands, dépassant quelquefois plusieurs mm, qui sont sans doute d'origine secondaire (reprécipitation de l'or au sein d'un gisement primaire).

Le *tableau XVII* montre les résultats de l'étude d'un échantillon de 50 kg prélevé dans un lot concassé à — 8 mesh.

La distribution de l'or, à l'intérieur de chaque catégorie granulométrique, a été calculée à nouveau en admettant celle de l'or amalgamable libre. Le *tableau XVIII* montre cette distribution.

Les facteurs de libération, ainsi que les pourcentages en or amalgamable libre, sont réunis dans le *tableau XIX*. Dans le cas du minerai de Twangiza, la variation des facteurs de libération est tout à fait irrégulière. Ceci est dû à la présence d'or d'origine secondaire.

Tableau XVII. — Étude du minerai de Twangiza.

Fraction	Poids en kg	Poids en %	Au/AmL en mg	Au/AmL en %	Au/AmB en mg	Au/AmB en %	Au/AmT en mg	Au/AmT en %
— 6 + 8	0,041	0,1	—	—	0,03	0,0	0,03	0,0
— 8 + 10	1,550	3,1	40,89	31,5	1,88	2,9	42,77	21,9
— 10 + 14	3,832	7,7	15,18	11,7	7,72	11,8	22,90	11,7
— 14 + 20	4,025	8,0	1,15	0,9	9,08	13,9	10,23	5,2
— 20 + 28	3,151	6,3	4,40	3,4	7,08	10,9	11,48	5,9
— 28 + 35	3,020	6,0	5,68	4,4	7,65	11,7	13,33	6,8
— 35 + 48	2,329	4,7	3,28	2,5	7,88	12,1	11,16	5,7
— 48 + 65	1,235	2,5	1,67	1,3	4,68	7,2	6,35	3,3
— 65 + 100	2,040	4,1	2,60	2,0	6,91	10,6	9,51	4,9
— 100	5,665	11,3	45,04	34,7	12,35	18,9	57,39	29,5
Boues	21,500	43,0	9,19	7,1	—	—	9,19	4,7
A	1,612	3,2	0,79	0,5	—	—	0,69	0,4
Total	50,000	100,0	129,77	100,0	65,26	100,0	195,03	100,0

Tableau XVIII. — Minerai de Twangiza.-Distribution de Au/AmT en %.

Fraction	- 8 + 10	- 10 + 14	- 14 + 20	- 20 + 28	- 28 + 33	- 33 + 48	- 48 + 63	- 63 + 100	- 100	Boues
8	95,8	7,0	0,0	0,2	0,3	0,1	0,1	0,1	1,2	0,5
10	—	66,3	0,5	2,0	2,6	1,5	0,8	1,2	20,6	4,5
14	—	—	11,2	5,4	7,0	4,0	2,1	3,1	55,2	12,0
20	—	—	—	38,3	5,1	3,0	1,5	2,4	40,7	9,0
28	—	—	—	—	42,5	3,0	1,6	2,4	41,4	9,1
35	—	—	—	—	—	29,3	2,0	3,1	53,9	11,7
48	—	—	—	—	—	—	26,3	3,1	57,8	12,8
65	—	—	—	—	—	—	—	27,4	59,5	13,1
100	—	—	—	—	—	—	—	—	78,5	21,5
Boues	—	—	—	—	—	—	—	—	—	100,0
Total	21,0	8,0	0,7	2,8	4,0	2,5	1,4	2,3	42,0	15,6

Tableau XIX. — Minerai de Twangiza. —  
Facteurs de libération.

Fraction	Au/AmL en %	$l_\lambda$ en %
— 6 + 8	0,0	(13)
— 8 + 10	95,8	96
— 10 + 14	66,3	67
— 14 + 20	11,2	14
— 20 + 28	38,3	41
— 28 + 35	42,5	44
— 35 + 48	29,3	30
— 48 + 65	26,3	27
— 65 + 100	27,4	28

Calculons ensuite la variance à partir de la formule (97a) :

Tableau XX. — Minerai de Twangiza. — Calcul de la variance.

Fraction	$\lambda$	$\frac{\pi_{m\lambda}}{F^3(\lambda - 1)}$	$l_\lambda$	$\frac{l_\lambda \pi_{m\lambda}}{F^3(\lambda - 1)}$
— 8 + 10	1	0,2190	0,96	0,2100
— 10 + 14	2	0,0415	0,67	0,0278
— 14 + 20	3	0,0065	0,14	0,0009
— 20 + 28	4	0,0024	0,41	0,0010
— 28 + 35	5	0,0011	0,44	0,0005
$\Sigma$	—	0,270	—	0,240

$$M_{11} = 0,4,0,2^3 \cdot 17 = 54,5 \cdot 10^{-3}$$

$$\sigma^2 = \frac{54,5 \cdot 10^{-3} \cdot 0,24}{Q} = \frac{13,1 \cdot 10^{-3}}{Q}$$

Dans le cas de cet échantillon, le facteur de libération moyen s'élève à 0,89. Le minerai de Twangiza se comporte donc presque comme un minerai détritique.

### 1222. Minerais stannifères.

Après avoir classé le lot en plusieurs catégories granulométriques, on détermine la teneur en cassitérite récupérable de chaque

catégorie en la soumettant à un procédé de concentration approprié. On obtient ainsi un concentré contenant, en plus de la cassitérite libre, des mixtes montrant des proportions variables de cassitérite, y compris les mixtes à faible teneur.

Le problème consiste alors à déterminer, dans les premières fractions granulométriques, le poids moyen de cassitérite contenu dans une particule de mixte. Pour cela, chaque classe granulométrique est séparée en plusieurs classes densimétriques. Ceci peut être réalisé simplement par triage en se basant sur l'aspect extérieur des mixtes ; les fractions ainsi obtenues serviront à la détermination du poids moyen des particules et de leur teneur en cassitérite. Ensuite, connaissant le poids moyen de cassitérite dans un mixte et la distribution de la cassitérite entre les diverses classes densimétriques, nous pouvons en déduire le poids moyen pondéré de cassitérite dans un mixte appartenant à la classe granulométrique considérée. Finalement, la variance peut être calculée à l'aide d'une des formules établies précédemment.

Nous avons étudié en détail le minerai provenant du filon de Nzombe. Des échantillons représentatifs du lot prélevé ont été concassés respectivement à — 50, — 25, — 4 et — 2 mm. Nous donnerons ci-dessous les résultats obtenus après concassage à — 50 et à — 2 mm (1).

#### 12221. Concassage à — 50 mm.

L'échantillon a été concassé, à l'aide d'un granulateur Carton 220 × 220, à — 50 mm. Après classement, chacune des 10 catégories granulométriques a été soumise à la concentration, à l'exception de la fraction « boues » qui a été négligée.

Précisons que les morceaux minéralisés ont été simplement récoltés par triage, dans la fraction — 50 + 25 mm. Les fractions — 25 + 2 mm ont été soumises au jiggage suivi du triage des concentrés. Enfin, les fractions — 2 mm ont été concentrées sur une table à secousses.

Le *tableau XXI* montre la granulométrie du minerai et de la cassitérite récupérable.

(1) Les résultats complets figurent dans [23].

Tableau XXI. — Filon Nzombe. — Concassage à — 50 mm.

Fraction	Poids en kg	Poids en %	Con- centré en g	SnO <sub>2</sub> en %	SnO <sub>2</sub> en g	Distr. SnO <sub>2</sub> en %
— 50 + 25	221,500	52,6	15847	24,1	3825	41,5
— 25 + 12	82,400	19,6	2525	59,3	1495	16,2
— 12 + 8	33,500	8,0	1277	77,0	984	10,6
— 8 + 4	24,300	5,8	1060	75,3	809	8,8
— 4 + 2	25,600	6,1	1205	80,8	974	10,5
— 2 + 1	13,200	3,1	439	91,9	403	4,4
— 1 + 30	2,550	0,6	287	74,5	214	2,3
— 30 + 50	4,850	1,2	263	65,9	173	1,9
— 50	9,250	2,2	391	89,0	348	3,8
Boues	3,750	0,8	—	—	—	—
Total	420,9	100,0	23294	39,6	9225	100,0

Dans toutes les catégories granulométriques + 2 mm, nous avons déterminé expérimentalement le poids moyen de la cassitérite contenue dans un morceau de mixte (ou de cassitérite si celle-ci a été complètement libérée). Pour pouvoir calculer le poids de cassitérite contenue, à partir du poids moyen des morceaux de chaque catégorie densimétrique, nous avons déterminé la densité des morceaux appartenant à cette classe. Il en résulte pour la teneur en cassitérite

$$\alpha = \frac{\delta_B}{4,20} - 0,65$$

en acceptant 6,92 pour la densité des morceaux de cassitérite pure et 2,72 pour celle du quartz pur.

Nous n'avons donc pas déterminé la teneur des morceaux par voie chimique. La méthode employée n'est pas tout à fait exacte, mais elle nous permet de garder l'échantillon intact pour des investigations ultérieures.

Il ne nous est pas possible de donner tous les détails des mesures effectuées. Toutefois, nous avons résumé, dans le *tableau XXII*, pour les différentes classes granulométriques et densimétriques, les poids moyens des particules mixtes ( $\bar{B}_{\lambda\mu}$ ), de la quantité de cassitérite contenue ( $\bar{M}_{\lambda\mu}$ ) et la répartition de



la cassitérite parmi les différentes classes densimétriques appartenant à la même classe granulométrique.

Le *tableau XXIII* montre le calcul de la moyenne pondérée de  $M$  pour l'ensemble de la cassitérite récupérable :

Tableau XXIII. — Filon Nzombe. — Concassage à — 50 mm.  
Calcul de  $\bar{M}$ .

Fraction	$\pi_{M\lambda}$	$\bar{M}_\lambda$	$\bar{M}_\lambda \pi_{M\lambda}$
— 50 + 25	0,415	57,500	23,90
— 25 + 12	0,162	11,380	1,84
— 12 + 8	0,106	3,250	0,35
— 8 + 4	0,088	0,784	0,07
— 4 + 2	0,105	0,102	0,01
Total	—	—	26,2

La variance est alors égale à :

$$\sigma^2 = \frac{26,2}{aP}$$

Les facteurs de libération, calculés conformément à (95a), sont réunis dans le tableau suivant :

Tableau XXIV. — Filon Nzombe. — Concassage à — 50 mm.  
Facteurs de libération.

Fractions	$\bar{M}_\lambda$	$M_{\lambda 1}$	$l_\lambda$
— 50 + 25	57,500	90,100	0,64
— 25 + 12	11,380	14,540	0,78
— 12 + 8	3,250	3,860	0,84
— 8 + 4	0,784	0,908	0,86
— 4 + 2	0,102	0,114	0,90

Pour ne pas introduire une erreur, nous avons pris pour  $M_{\lambda 1}$ , dans le cas des fractions + 8 mm, les valeurs déterminées expérimentalement pour des morceaux de cassitérite pure. Par contre, nous nous sommes contentés des valeurs calculées ( $M_{\lambda 1} = 7,0,6 \cdot d_\lambda^3$ ) pour les fractions — 8 mm.

Le facteur de libération se rapproche de 1, pour les fractions inférieures à — 2 mm.

Calculons de plus le facteur de libération moyen, conformément à (98). Le facteur granulométrique peut être calculé à l'aide de la formule (96) :

$$\gamma_{\text{B}} = \frac{26,2}{90,1} = 0,291$$

Toutefois, nous devons encore trouver la valeur de  $\gamma_{\text{M}}$ . Le calcul détaillé figure dans le *tableau XXV* :

Tableau XXV. — Filon Nzombe. — Concassage à — 50 mm.  
Calcul de  $\gamma_{\text{M}}$ .

Fractions	$\pi_{\text{M}\lambda}$	$M_{\lambda 1}$	$\pi_{\text{M}\lambda} M_{\lambda 1}$
— 50 + 25	0,415	90,100	37,40
— 25 + 12	0,162	14,540	2,35
— 12 + 8	0,106	3,860	0,41
— 8 + 4	0,088	0,908	0,08
— 4 + 2	0,105	0,114	0,01
Total	—	—	40,25
$\gamma_{\text{M}} = \frac{40,25}{90,1} = 0,446$			

Nous obtenons finalement pour le facteur de libération moyen :

$$\bar{l} = \frac{0,291}{0,446} = 0,65$$

12222. Broyage à — 2 mm.

Un échantillon de 50 kg a été broyé à — 2 mm et soumis à la concentration (tablage, pannage) après classement en 4 catégories granulométriques.

Le *tableau XXVI* donne les résultats obtenus :

Tableau XXVI. — Filon Nzombe. — Concassage à — 2 mm.

Fraction	Poids en kg	Poids en %	Concentré en g	SnO <sub>2</sub> en g	SnO <sub>2</sub> en %	Distr. SnO <sub>2</sub> en %
— 2 + 1	19,100	38,2	545	91,3	498	37,7
— 1 + 30	6,650	13,3	284	80,5	228	17,2
— 30 + 50	9,950	19,9	375	86,2	323	24,5
— 50	14,250	28,6	490	55,6	273	20,6
Total	49,950	100,0	1694	78,1	1322	100,0

Une partie représentative des concentrés a été classée à l'aide de tamis TYLER et chaque catégorie granulométrique a été analysée pour mieux connaître la distribution de la cassitérite. Des mixtes, en quantités notables, ont été trouvés seulement dans les trois premières fractions.

Les résultats obtenus figurent dans le *tableau XXVII* :

Tableau XXVII. — Filon Nzombe. — Concassage à — 2 mm.

Fraction	$\pi_{M\lambda}$	$l_\lambda$	$\pi_{M\lambda} l_\lambda$	$\frac{\pi_{M\lambda} l_\lambda}{F^3(\lambda-1)}$
— 8 + 10	0,056	0,973	0,0545	0,0545
— 10 + 14	0,199	0,983	0,1960	0,0694
— 14 + 20	0,203	0,985	0,2000	0,0250
— 20 + 28	0,156	1,000	0,1560	0,0069
— 28 + 35	0,098	1,000	0,0980	0,0016
— 3 + 48	0,074	1,000	0,0740	0,0004
— 48	0,214	1,000	0,2140	—
Total	1,000	—	—	0,1578

Nous obtenons alors pour la variance :

$$\sigma^2 = \frac{4,28,0.10^{-3}.0,1578}{Q} = \frac{0,0053}{Q}$$

en admettant le poids de 0,0336 g pour  $M_{11}$ .

De plus, nous pouvons calculer les facteurs suivants pour ce minerai broyé à — 2 mm :

$$\gamma_b = 0,1578$$

$$\gamma_m = 0,1608$$

$$\bar{l} = 0,98$$

### 12223. Résumé des résultats.

Nous avons résumé les principaux résultats obtenus pour le minerai de Nzombe dans le *tableau XXVIII*.

La 2<sup>e</sup> colonne donne le diamètre moyen (en cm) de la première catégorie granulométrique calculé à partir de l'ouverture des tamis employés. A ce sujet, nous regrettons qu'il ne nous a pas été possible d'employer des tamis intermédiaires, spécialement entre 50 et 25 mm. Ceci aurait permis de mieux définir la courbe granulométrique dans cette région qui est particulièrement importante pour le calcul des facteurs granulométriques. D'autre part, les tamis industriels employés ne sont pas très exacts comparés aux tamis TYLER (voir les différences entre la 1<sup>re</sup> et la 2<sup>e</sup> colonne, dans le cas des échantillons concassés à — 4 et à — 2 mm) et ceci constitue une cause d'erreur supplémentaire.

La 4<sup>e</sup> colonne indique le poids de  $M_{11}$ , c'est-à-dire des plus gros morceaux de cassitérite libre (appartenant à la catégorie  $\lambda = 1$  et  $\mu = 1$ ) présents dans le lot. Rappelons qu'en réalité, il s'agit également d'un poids moyen. Dans le cas des lots concassés à — 4 et à — 2 mm, le poids  $M_{11}$  a été calculé à partir du diamètre :  $M_{11} = 7,0,6.d_{m_1}^3$ .

Les valeurs de  $\bar{M}_1$  (poids moyen pondéré de la 1<sup>re</sup> catégorie granulométrique) sont réunies dans la 5<sup>e</sup> colonne. Elles servent au calcul de  $l_1$  (9<sup>e</sup> colonne).

La 6<sup>e</sup> colonne donne les valeurs de  $\bar{M}$  (poids moyen pondéré de la cassitérite contenue dans un morceau minéralisé pour l'ensemble des catégories granulométriques et densimétriques) qui permettent le calcul de la variance.

Les valeurs calculées pour les deux facteurs granulométriques  $\gamma_m$  et  $\gamma_b$  résultent des colonnes 7 et 8.

La 10<sup>e</sup> colonne montre le facteur de libération moyen.

Enfin, nous avons inscrit, dans la 11<sup>e</sup> colonne, le facteur de

Tableau XXVIII. — Concassage du filon Nzombe. — Résumé des résultats.

Concassage à	$d_{M_1}$	$d_{M_1}^3$	$M_{11}$	$\bar{M}_1$	$\bar{M}$	$\gamma_M$	$\gamma_B$	$l_1$	$\bar{l}$	$f_{M_{11}}$
— 50 mm	3,750	53,5	90,1000	57,5000	26,2000	0,446	0,291	0,640	0,65	0,24
— 25 mm (A)	1,850	6,33	14,5400	10,5900	4,6300	0,428	0,318	0,730	0,74	0,33
— 25 mm (B)	1,850	6,33	14,5800	10,7800	4,4400	0,403	0,305	0,740	0,76	0,33
— 4 mm	0,569	0,184	$\left\{ \begin{array}{l} 0,4030 \\ 0,7740 * \end{array} \right.$	0,3710	0,0720	0,194	0,179	0,920	0,92	0,31
— 2 mm	0,200	0,008	0,0336 *	0,7220	0,0910	0,125	0,118	0,935	0,95	(0,60)
				0,0327	0,0053	0,1605	0,158	0,973	0,98	(0,60)

\* Calculé à l'aide de  $M_{11} = 4,2 \cdot d_{M_1}^3$ .

forme des particules de cassitérite calculé à partir de  $M_{11}$  et de  $d_{m_1}^3$ , en admettant une densité de 7. Les valeurs relativement faibles du facteur de forme indiquent la présence de particules plates de cassitérite.

Les facteurs de libération de la classe granulométrique  $\lambda = 1$  augmentent de 0,64 à 0,97. La libération est donc presque complète après concassage à — 2 mm. Mais déjà après concassage à — 4 mm, la valeur de  $l_1$  dépasse 0,9 et ce lot se comporte, en première approximation, comme un minerai détritique.

Dans le cas du filon Nzombe, le facteur de libération moyen  $\bar{l}$  dépasse à peine le facteur de libération  $l_1$ . Ceci est dû à l'importance de la première catégorie granulométrique.

Enfin,  $\gamma_b$  montre à peu près la même valeur après concassage à — 50 et à — 25 mm. Par contre, nous observons des valeurs sensiblement plus faibles, pour le facteur granulométrique, après concassage à — 4 et à — 2 mm. Ceci est dû à l'allure différente des courbes granulométriques. Toutefois, comme nous l'avions déjà fait remarquer, ces courbes sont mal définies dans la région + 12 mm. Il est donc possible que la convexité plus grande des courbes obtenues pour le concassage à — 50 et à — 25 mm ne corresponde pas à la réalité.

## 123. APPLICATIONS.

### 1231. Prélèvement de l'échantillon.

Nous avons appliqué, dans le chapitre précédent, les formules théoriques à quelques cas de minerais aurifères et stannifères.

Calculons maintenant le poids de l'échantillon à prélever en supposant toujours que les quatre conditions mentionnées au début du chapitre 1111 <sup>(1)</sup> soient remplies.

#### 12311. Filon de Mobale.

La teneur en or amalgamable total de ce minerai est de 15,6 g/t. Si nous désirons que la teneur de l'échantillon ait 95 chances sur 100 de différer de la teneur du lot de moins de 1 g/t, nous avons pour l'écart-type absolu :  $2\sigma_a = 1$  g/t. Il en résulte 0,032 pour l'écart-type relatif.

<sup>(1)</sup> Voir p. 9.

Nous obtenons alors pour le poids de l'échantillon, après concassage à — 4 mesh du lot :

$$\bar{M} = 7,83.10^{-4} \text{ (}^1\text{)}$$

$$a = 15,6.10^{-6}$$

$$\sigma = 0,032$$

$$P = \frac{7,83.10^{-4}}{15,6.10^{-6}.10.2.10^{-4}} = 49.10^3$$

Il faut donc prélever un échantillon de 49 kg pour satisfaire à la condition imposée.

Normalement, au laboratoire de Kamituga de la MGL, nous prélevons deux échantillons de 5 kg pour l'amalgamation. Ceci revient à prendre un échantillon de 10 kg (2). Nous calculons alors pour l'écart-type :

$$\sigma^2 = \frac{7,81.10^{-4}}{15,6.10^{-6}.10^4} = 0,005$$

$$\sigma = 0,071.$$

Nous avons donc une probabilité de 95 % que la teneur moyenne des deux échantillons se trouve entre les limites  $15,6 \pm 2,2$  g/t, soit entre 13,4 et 17,8 g/t. Cette précision peut paraître insuffisante. Il faudrait alors se résoudre à analyser un poids plus élevé.

#### 12312. Schistes minéralisés de Twangiza.

Le minerai de Twangiza montre une teneur de 3,90 g/t en or amalgamable. Admettons un écart-type de 0,10, soit de 0,39 g/t. Après broyage à — 8 mesh, nous calculons le poids de l'échantillon à prélever comme suit :

$$\bar{M} = 13,1.10^{-3} \text{ (}^3\text{)}$$

$$a = 3,9.10^{-6}$$

$$\sigma = 0,10$$

$$P = \frac{13,1.10^{-3}}{3,9.10^{-6}.10^{-2}} = 3,36.10^5$$

(1) Voir p. 79.

(2) Voir p. 52.

(3) Voir p. 83.

Il faudrait donc prélever un échantillon de 336 kg.

Ce poids extrêmement élevé montre la difficulté de déterminer la teneur en or amalgamable du gisement de Twangiza. En amalgamant deux fois 5 kg, nous calculons un écart-type de 0,58. La teneur moyenne des deux échantillons se trouvera donc entre les limites  $3,9 \pm 4,6$  g/t, soit entre 0 et 8,5 g/t. Une telle teneur n'aura aucune signification.

Par conséquent, dans le cas du gisement de Twangiza, il n'est pas possible de déterminer une teneur en or amalgamable en analysant même des échantillons de plusieurs dizaines de kg au laboratoire. Seule une usine-pilote permettrait de connaître la teneur en or amalgamable de ce minerai.

Cet exemple est particulièrement intéressant car il montre bien la nécessité d'analyser des poids très élevés, dans le cas de certains minerais d'origine primaire.

#### 12313. Filon de Nzombe.

A partir des valeurs de  $\bar{M}$  du *tableau XXVIII*, nous pouvons calculer les poids suivants pour l'échantillon à prélever, en nous basant sur les teneurs en cassitérite récupérable déterminées expérimentalement et en admettant un écart-type de 5 % :

Tableau XXIX. — Filon Nzombe. — Poids des échantillons à prélever pour  $\sigma = 0,05$ .

Concassage à	$\bar{M}$	$a.10^2$	$P.10^{-3}$
— 50 mm	26,2000	2,19	480,00
— 25 mm (A)	4,6300	2,25	82,00
— 25 mm (B)	4,4400	2,32	78,00
— 4 mm	0,0914	2,92	1,25
— 4 mm	0,0720	2,92	0,99
— 2 mm	0,0053	2,65	0,08

Dans le cas du filon de Nzombe, il faut donc prélever un échantillon pesant environ 500 kg, après concassage à — 50 mm. Mais déjà après concassage à — 4 mm, ce poids se réduit à environ 1 kg.

1232. *Réduction du poids de l'échantillon.*

Dans le cas de lots constitués de minerais détritiques, le facteur d'hétérogénéité se manifeste lorsqu'on prélève un échantillon dans un gisement en place ou dans un lot qui n'a pas subi un mélange suffisant.

Nous supposons d'une façon analogue que, dans le cas d'un lot constitué par un minerai primaire, tout écart à la distribution normale du minéral utile (à l'intérieur de la gangue) est dû à l'hétérogénéité du lot.

D'après notre hypothèse <sup>(1)</sup>, la variance d'une catégorie granulométrique ne contenant pas de minéral utile à l'état libre devrait être indépendante de la grosseur des grains. Effectivement, nous avons pu montrer, dans le cas du filon de Mobale, que c'est bien ainsi. Pour cela, nous avons déterminé la variance en analysant 10 prises de 100 g appartenant aux fractions — 4 + 6, — 6 + 8 et — 8 + 10 mesh <sup>(2)</sup>. Les résultats obtenus peuvent être résumés comme suit :

Fraction	$d^3 \cdot 10^3$	$\sigma$
— 4 + 6	64,6	0,40
— 6 + 8	23,0	0,38
— 8 + 10	8,0	0,51

Nous constatons donc que l'écart-type reste à peu près constant bien que le volume des grains (et leur poids) varie dans la proportion de 8 à 1. Notre hypothèse est donc confirmée, dans le cas du filon de Mobale, pour les limites granulométriques considérées.

Nous devons cependant faire une remarque au sujet de la détermination expérimentale de l'écart-type : celui-ci a été calculé à partir des teneurs en or total, tandis que l'écart-type théorique du minerai de Mobale a été déterminé pour l'or amalgamable.

La relation suivante est alors valable pour l'écart-type

<sup>(1)</sup> Voir p. 73.

<sup>(2)</sup> Voir le *tableau A III* dans l'annexe. Les deux autres tableaux figurent dans [23].

déterminé expérimentalement (à partir de la teneur en or total) :

$$P\sigma_{exp}^2 = \frac{\overline{M}_T}{a_T} = \frac{\overline{M}_R\pi_R + \overline{M}_{NR}\pi_{NR}}{a_R + a_{NR}} \quad (100)$$

où l'indice T se rapporte à l'or total (ou cassitérite totale), R à l'or amalgamable (ou cassitérite récupérable) et NR à l'or non amalgamable (ou cassitérite non récupérable).

D'autre part, on a :

$$\begin{aligned} \pi_R + \pi_{NR} &= 1 \\ \pi_R &= \frac{a_R}{a_T} \end{aligned} \quad (101)$$

En négligeant le terme avec  $\overline{M}_{NR}$ , qui est petit par rapport à  $\overline{M}_R\pi_R$ , nous pouvons écrire :

$$P\sigma_{exp}^2 = \frac{\pi_R^2 \overline{M}_R}{a_R} \quad (102)$$

Nous avons de plus (pour l'or amalgamable) :

$$P\sigma_{calc}^2 = \frac{\overline{M}_R}{a_R} \quad (103)$$

Finalement, nous obtenons :

$$\sigma_{exp} = \pi_R \sigma_{calc} \quad (104)$$

L'écart-type, basé sur la détermination de la teneur en or total (ou cassitérite totale), est égal à l'écart-type théorique, calculé à partir de l'or amalgamable (ou cassitérite récupérable), multiplié par la proportion d'or amalgamable (ou cassitérite récupérable) qui caractérise le minerai étudié.

Dans le cas du filon de Mobale, la teneur en or amalgamable s'élève à 15,6 g/t ; celle en or total à 20,9 g/t. Nous avons donc  $\pi_R = 0,75$ .

D'autre part, puisque nous avons émis l'hypothèse que la granulométrie de l'or contenu dans les fractions — 4 + 10 mesh est égale à celle de l'or libre dans l'ensemble de l'échantillon (voir *tableau XI*), nous pouvons calculer facilement le facteur granulo-

métrique  $\gamma_m$ . Sa valeur est égale à 0,133. Nous obtenons alors pour la variance relative de ces fractions :

$$\sigma^2 = \frac{17.0,4.0,1^3 \cdot 0,133}{Q} = \frac{9,05 \cdot 10^{-4}}{Q}$$

Pour  $a = 15,6 \cdot 10^{-6}$  et  $P = 100$ , nous calculons  $\sigma^2 = 0,58$ , soit  $\sigma = 0,76$ . Conformément à la relation (104), il en résulte, pour  $\pi_r = 0,75$ , un écart-type de 0,57.

La moyenne trouvée expérimentalement est 0,43. La concordance est satisfaisante et ceci constitue une seconde vérification expérimentale de notre hypothèse.

Il est toutefois certain que si nous avions déterminé la variance du minerai de Mobale en prenant des morceaux plus grands, nous aurions obtenu des valeurs plus élevées pour la variance. Dans ce cas, nous attribuons l'augmentation de la variance en fonction du diamètre des morceaux de minerai à la présence d'une minéralisation hétérogène dont l'influence se fait de plus en plus sentir, lorsque les morceaux de minerai sont grands.

Nous écrivons alors pour la variance de la catégorie granulométrique  $\lambda$  :

$$\sigma_\lambda^2 = \frac{h_\lambda \bar{M}_\lambda}{Q_\lambda} \quad (105)$$

Le facteur d'hétérogénéité  $h_\lambda$  est une fonction croissante du diamètre. Il s'approche de 1 pour des valeurs suffisamment faibles du diamètre.

Ce facteur tient compte du fait que les morceaux de minerai, spécialement ceux d'un grand diamètre, peuvent contenir des associations de particules de minéral utile et que ces mixtes contribuent à la variance de la teneur proportionnellement à la quantité de minéral utile qu'ils contiennent.

Exactement comme dans le cas des échantillons détritiques, il n'est pas possible de calculer à l'avance le facteur d'hétérogénéité. Il faut procéder à une étude détaillée du minerai ou simplement estimer le facteur d'hétérogénéité par comparaison avec d'autres minerais analogues.

Dans le cas de minerais détritiques, l'influence du facteur d'hétérogénéité peut être éliminée en mélangeant soigneusement le lot à échantillonner. Ce même principe est applicable

aux minerais primaires. Toutefois, dans ce dernier cas, un concassage préalable est indispensable pour pouvoir réaliser l'homogénéisation. Il faut d'abord détruire les associations de minéral utile à l'intérieur de gros morceaux de minerai tout venant.

Revenons au filon de Mobale. La relation

$$\sigma^2Q = 7,81.10^{-4}$$

a été trouvée pour le minerai concassé à — 4 mesh. En prélevant un échantillon dans le lot concassé plus grossièrement, la valeur de  $\sigma^2Q$  sera plus élevée, mais sans qu'il nous soit possible de fixer même son ordre de grandeur, car nous ne connaissons pas le facteur d'hétérogénéité de ce minerai pour un concassage grossier. Ensuite, entre — 4 et — 8 mesh, le concassage n'a aucune influence sur la valeur de  $\sigma^2Q$ , comme nous l'avons montré. Quant au broyage plus fin, c'est la technique adoptée qui déterminera la valeur de  $\sigma^2Q$ . En effet, si le lot est broyé progressivement en évitant la destruction des particules métalliques d'or, la valeur de  $\sigma^2Q$  restera inchangée. Par contre, si les particules d'or sont déchiquetées pendant l'opération de broyage,  $\sigma^2Q$  prendra une valeur inférieure à  $7,81.10^{-4}$  suivant la nouvelle granulométrie de l'or réalisée.

Passons ensuite au filon stannifère de Nzombe. Les chiffres du *tableau XXIX* peuvent nous servir de base pour le prélèvement d'échantillons en laboratoire, en les multipliant toutefois par un certain facteur pour tenir compte de l'hétérogénéité du lot due à un mélange imparfait. Ainsi, dans le cas du filon de Nzombe, nous pourrions admettre les poids suivants :

Concassage à	Poids en kg
— 50 mm	600
— 25 mm	100
— 4 mm	2
— 2 mm	0,5

Comme nous ne connaissons pas la teneur avant le prélèvement de l'échantillon, ces poids ne présentent qu'un ordre de grandeur. Nous devons cependant faire remarquer que, dans le cas du filon de Nzombe, les échantillons à faible teneur sont

généralement caractérisés par un faible pourcentage de grosse cassitérite. L'influence de ces deux facteurs (diminution de  $a$  et diminution de  $\bar{M}$ ) se contrebalance dans une certaine mesure et il est possible que les poids signalés plus haut restent encore applicables aux échantillons à teneur inférieure à 20 kg/t.

Si nous appliquons la formule (53) aux minerais primaires, nous pouvons écrire :

$$\frac{P'}{P} = \frac{\Gamma'_m}{r^3} \quad (106)$$

où  $r$  est le degré de concassage et  $\Gamma'_m$  un facteur défini par :

$$\Gamma'_m = \frac{\gamma'_B}{\gamma_B} \quad (107)$$

$P'$  et  $\gamma'_B$  se rapportant à l'échantillon concassé.

Dans le cas du concassage de — 50 à — 25 mm du minerai de Nzombe, nous avons :

$$\Gamma'_m = \frac{0,312}{0,291} = 1,07$$

Comme  $\Gamma'_m$  dépasse légèrement 1, il faut prélever, après concassage, un poids voisin de celui qui résulte du poids initial  $P$ , après division par le cube du degré de réduction. Ce résultat s'explique, dans le cas du minerai étudié, par le fait que les concassages à — 50 et à — 25 mm ont été exécutés en circuit fermé <sup>(1)</sup>,

$\Gamma'_m$  prend les valeurs de respectivement 0,38 et 1,33 pour les concassages de — 25 à — 4 et de — 4 à — 2 mm.

#### 124. VÉRIFICATION EXPÉRIMENTALE.

Quelques essais ont été effectués pour vérifier les formules établies dans les chapitres précédents. Comme ces vérifications expérimentales sont très longues, bien que nous nous contentions seulement de 10 teneurs pour calculer la variance, nous avons dû nous limiter à étudier l'influence des mixtes et à déterminer expérimentalement la variance des échantillons aurifères et

(1) Voir p. 46.

stannifères pour lesquels nous avons calculé au préalable la variance.

1241. *Influence des mixtes.*

Nous avons ajouté, à 99 kg de quartz — 8 + 4 mm, 500 g de cassitérite et 500 g de pyrite de même granulométrie.

Après mélange, nous avons prélevé un échantillon de 12,5 kg environ, en faisant passer le lot trois fois par un diviseur JONES. Les morceaux de cassitérite et de pyrite ont été ensuite recherchés par simple triage, comptés et pesés. L'échantillon prélevé a été remis chaque fois au reste pour ne pas modifier la composition du lot.

Le *tableau XXX* montre les résultats obtenus. Les morceaux de pyrite représentent les mixtes. Une certaine usure s'est produite pendant les manipulations. C'est pourquoi nous trouvons, dans ce tableau, une teneur un peu trop faible pour la pyrite.

Nous faisons successivement l'hypothèse que les mixtes (pyrite) contiennent respectivement 0, 10 et 50% de cassitérite. Il est alors facile de calculer, à partir du *tableau XXX*, la teneur en cassitérite de chaque échantillon prélevé et la variance de la teneur.

Les écarts-type résultent de :

$$\sigma_{th}^2 = \frac{\bar{M}}{aP}$$

avec :

$$M = \pi_L M_L + \pi_B M_B \quad (108)$$

l'indice L se rapportant à la cassitérite, l'indice B aux mixtes.

A partir du *tableau XXX*, nous obtenons  $M_L = 0,777$  et  $B = 0,520$ .  $M_B$  est donné par  $aB$ .

Les valeurs de  $\sigma_{th}$  ainsi calculées figurent dans la 4<sup>e</sup> colonne du *tableau XXXI*. Toutefois, elles correspondent à un poids de l'échantillon négligeable par rapport à celui du lot, ce qui n'est pas le cas ici. Nous devons alors introduire une correction, conformément à la formule (54), pour  $P = 12503$  et  $L = 100000$ , et nous obtenons :

$$\sigma'_{th} = 0,936 \sigma_{th}$$

Tableau XXX. — Échantillonnage d'un lot synthétique à cassitérite et à mixte (pyrite)

N° échantillon	Poids échantillon en kg	Cassitérite			Pyrite		
		Nombre morceaux	Poids en kg	Teneur en %	Nombre morceaux	Poids en kg	Teneur en %
1	12,360	76	0,0587	0,475	101	0,0514	0,415
2	12,583	89	0,0682	0,543	122	0,0645	0,513
3	12,432	89	0,0702	0,565	121	0,0621	0,500
4	12,685	90	0,0715	0,565	122	0,0635	0,500
5	12,321	74	0,0576	0,467	121	0,0630	0,510
6	12,412	75	0,0563	0,453	105	0,0556	0,447
7	12,271	82	0,0634	0,517	108	0,0580	0,473
8	12,668	79	0,0605	0,478	111	0,0576	0,455
9	12,620	80	0,0633	0,501	113	0,0564	0,446
10	12,673	85	0,0665	0,525	106	0,0565	0,446
Moyenne	12,503	81,9	0,0636	0,509	113	0,0589	0,471

La 5<sup>e</sup> colonne donne ces valeurs de  $\sigma'_{th}$ . Enfin, la dernière montre l'écart-type expérimental déterminé à partir du *tableau XXX*. La concordance nous paraît satisfaisante.

Tableau XXXI. — Influence des mixtes sur l'écart-type. Vérification expérimentale dans le cas de minerais synthétiques à cassitérite.

$\alpha$	$a$	$\bar{M}$	$\sigma_{th}$	$\sigma'_{th}$	$\sigma_{exp}$
0,00	0,00509	0,777	0,111	0,104	0,085
0,10	0,00556	0,715	0,102	0,095	0,074
0,50	0,00744	0,614	0,081	0,076	0,067
1,00	0,00980	0,654	0,073	0,068	0,061

Calculons la variance à l'aide de la formule (79a), par exemple dans le cas de  $\alpha = 1,00$ . Pour cela nous supposons que le lot a été constitué en réunissant deux lots de 50 kg contenant l'un de la cassitérite, l'autre les mixtes (pyrite). Nous avons alors pour ces deux lots :

$$\begin{aligned} \text{Lot 1 (à cassitérite)} : L_1 &= 50 \text{ kg} \\ p_1 &= 6,55 \cdot 10^{-3} \\ a_1 &= 0,01018 \\ M_1 &= 0,777 \\ \sigma_1^2 &= \frac{0,777}{0,01018 \cdot 12503} = 0,00612 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Lot 2 (à mixtes)} : L_2 &= 50 \text{ kg} \\ p_2 &= 9,05 \cdot 10^{-3} \\ a_2 &= 0,00942 \\ M_2 &= 0,520 \end{aligned}$$

Il en résulte les valeurs suivantes pour les paramètres qui interviennent dans (79 a) :

$$\begin{aligned} \pi_1 &= \pi_2 = 0,5 \\ \alpha' &= \frac{a_2}{a_1} = 0,927 \\ \eta &= \frac{p_1}{p_2} = 0,722 \end{aligned}$$

La variance est alors égale à :

$$\sigma^2 = \sigma_1^2 \frac{0,5(1 + 0,722 \cdot 0,860)}{0,25(1 + 0,927)^2}$$

$$\sigma^2 = 0,00536$$

$$\sigma = 0,073$$

C'est bien cette valeur qui figure dans la 4<sup>e</sup> colonne du *tableau XXXI*.

Dans le cas étudié, la relation entre la variance et la teneur des mixtes est donnée par :

$$\sigma^2 = \sigma_1^2 \frac{2(1 + 0,621\alpha^2)}{(1 + 0,927\alpha)^2}$$

Si nous calculons  $\Phi(\alpha)$ , pour différentes valeurs de  $\alpha$ , nous obtenons :

Tableau XXXII. — Variation de l'écart-type en fonction de la teneur des mixtes.

$\alpha$	$\Phi(\alpha)$	$\sqrt{\Phi(\alpha)}$
0	2,00	1,41
0,10	1,69	1,30
0,50	1,07	1,03
1	0,87	0,93

Effectivement, en multipliant l'écart-type du lot 1,  $\sigma_1 = 0,0785$ , par les chiffres figurant dans la 3<sup>e</sup> colonne, on obtient les valeurs de  $\sigma_{th}$  du *tableau XXXI*.

Il est encore instructif de comparer les valeurs de  $\sigma_{exp}$  avec l'écart-type calculé en multipliant l'écart-type expérimental pour la cassitérite pure par les chiffres de la colonne 3 du *tableau XXXII* divisés par 1,41 :

$\alpha$	$\sigma_{exp}$	$\sigma_{calc}$
0	0,085	(0,085)
0,10	0,074	0,078
0,50	0,067	0,062
1,00	0,061	0,056

Nous constatons donc que l'influence de la teneur des mixtes est donnée très exactement par la formule (79 a). Toutefois la valeur de l'écart-type expérimental est un peu inférieure à la valeur théorique pour la cassitérite pure (en absence de mixtes) et c'est cette valeur trop faible qui a provoqué les légères différences qui apparaissent au *tableau XXXI*.

#### 1242. *Minerais aurifères et stannifères.*

##### 12421. *Minerais aurifères.*

Nous avons déterminé expérimentalement l'écart-type de la teneur en or amalgamable total du filon Mobale en prélevant 10 échantillons de 1 et de 5 kg, dans le lot concassé à — 4 mesh [23] <sup>(1)</sup>.

Précédemment, nous avons obtenu pour la variance de ce minerai <sup>(2)</sup> :

$$\sigma^2 = \frac{7,8 \cdot 10^{-4}}{15,6 \cdot 10^{-6} P} = \frac{50}{P}$$

Pour  $P = 10^3$  et  $P = 5 \cdot 10^3$  nous calculons un écart-type respectivement de 0,22 et 0,10 contre 0,22 et 0,06 par expérience. La concordance est très bonne pour  $P = 10^3$  ; elle est encore acceptable pour  $P = 5 \cdot 10^3$ .

Nous avons admis précédemment que la variance due à l'or très fin, resté dans les tailings de l'amalgamation, est négligeable.

Pour pouvoir le montrer, nous avons prélevé des échantillons de 100 g dans les tailings d'amalgamation des fractions + 48 mesh <sup>(3)</sup> et nous avons déterminé les teneurs par fusion [23].

La valeur de l'écart-type est de 0,03, bien qu'il s'agisse de prises de 100 g seulement. Pour des prises de 1000 g, on calcule 0,007, ce qui est tout à fait négligeable.

Remarquons encore que l'écart-type obtenu dans le cas des tailings d'amalgamation est du même ordre de grandeur que

<sup>(1)</sup> Les détails expérimentaux pour les échantillons de 1 kg figurent dans l'annexe (*tableau A V*).

<sup>(2)</sup> Voir p. 79.

<sup>(3)</sup> Voir *tableau XI*.

celui provenant de l'analyse même (prises de 100 g) pour lequel nous avons obtenu 0,035. Par conséquent, nous sommes parfaitement en droit de négliger la contribution de l'or non amalgamable à la variance de la teneur du lot étudié.

Dans le cas du minerai de Twangiza, nous avons déterminé également l'écart-type de la teneur en or amalgamable total en prélevant 10 échantillons de 5 kg dans le lot concassé à — 8 mesh (1).

L'écart-type est égal à 0,80. Précédemment (2), nous avons calculé pour ce minerai ( $a = 3,9.10^{-6}$ ;  $P = 5000$ ) :

$$\sigma = \sqrt{\frac{13,1.10^{-3}}{aP}}$$

$$\sigma = 0,82$$

La concordance est parfaite. Il faut toutefois faire la remarque suivante : le minerai de Twangiza étant caractérisé par la présence d'or gros (— 8 + 10 mesh), le faible nombre de prises (dix) employé pour déterminer l'écart-type expérimental aurait pu nous conduire à une concordance très mauvaise. Effectivement, en examinant le *tableau A VI*, on constate qu'un échantillon (prise N° 8) a contribué pour lui seul à presque 75% de la variance. Nous devons en conclure que la concordance excellente entre la valeur calculée et observée est plutôt accidentelle et que, dans le cas présent, on aurait dû analyser un nombre beaucoup plus élevé de prises, mais ceci n'était pas matériellement réalisable.

#### 12421. Minerais stannifères.

Nous avons déterminé expérimentalement l'écart-type dans le cas du filon de Nzombe, après concassage à — 25, — 4 et — 2 mm (3).

Les teneurs en  $\text{SnO}_2$  ont été déterminées par voie chimique.

La comparaison entre les écarts-type expérimentaux et ceux calculés précédemment à partir de l'étude des échantillons résulte du *tableau XXXIII*.

(1) On trouvera les détails dans l'annexe (*tableau A VI*).

(2) Voir p. 83.

(3) Voir par exemple le *tableau A VII* dans l'annexe.

Tableau XXXIII. — Filon de Nzombe.  
 Comparaison entre l'écart-type calculé  
 et l'écart-type expérimental.

Con- cassage à	$aP\sigma_{calc}^2$	P	$a$	$\sigma_{calc}$	$\sigma_{exp}$
— 25	4,6300	2500	0,0226	0,290	0,400
— 4	0,0720	2500	0,0291	0,032	0,075
— 4	0,0720	1500	0,0291	0,042	0,041
— 2	0,0053	1000	0,0266	0,014	0,019

A l'exception du premier résultat obtenu pour le lot concassé à — 4 mm, la concordance doit être considérée comme satisfaisante.

Comme les teneurs des échantillons de Nzombe ont été déterminées par voie chimique, nous devons appliquer la formule (104). Les valeurs de  $\pi_r$  varient de 0,8 à 0,9. Il en résulte des différences un peu plus élevées entre l'écart-type expérimental et l'écart-type calculé. Néanmoins, la concordance est encore acceptable, dans l'ensemble. Les formules établies peuvent donc servir au calcul du poids de l'échantillon à prélever.

## 2. ANALYSE DE L'ÉCHANTILLON

### 21. Principe de la méthode.

Nous avons vu, dans la première partie de ce mémoire que la nature même du lot à échantillonner nous oblige d'avoir recours souvent à une prise d'un poids important, si l'on désire connaître la teneur du lot avec quelque précision.

Comment déterminer cette teneur, dans le cas d'échantillons massifs ? En principe, deux méthodes permettent de résoudre ce problème, quoique le résultat final ne soit pas nécessairement identique.

La méthode classique consiste à prélever des sous-échantillons, chaque prélèvement étant précédé d'une réduction du diamètre des plus gros morceaux présents. Finalement, en partant des échantillons dépassant quelquefois une tonne et même plus, on arrive, par des réductions successives de diamètre et de poids, à l'échantillon définitif, pesant de l'ordre d'un gramme ou moins, qui est alors soumis à l'analyse chimique. Cette méthode consiste donc à effectuer un certain nombre d'échantillonnages et une seule analyse. Dans ce cas, la variance de la teneur du lot à échantillonner sera égale à la somme des variances des diverses opérations :

$$\sigma_1^2 = \sigma_E^2 + \sigma_A^2 \quad (109)$$

avec

$$\sigma_E^2 = \sigma_{E_1}^2 + \sigma_{E_2}^2 + \dots \quad (110)$$

L'indice E s'applique à la contribution de la variance due à l'échantillonnage, A à celle due à l'analyse ;  $\sigma_{E_1}$ ,  $\sigma_{E_2}$ , etc. sont les écarts-type de chaque opération d'échantillonnage.

*Théoriquement*, la contribution de l'échantillonnage peut être maintenue à une valeur très faible qui dépendra du schéma d'échantillonnage adopté. A titre d'exemple, examinons le

cas du gravier stannifère de Ngussa qui a une teneur de  $0,5 \text{ kg/m}^3$  (*tableau V*). Supposons que l'échantillon prélevé, d'un poids voisin de 200 kg, est traité conformément au schéma suivant :

- a. Concassage à — 4 mesh, prélèvement de 50 kg ;
- b. Broyage à — 8 mesh, prélèvement de 10 kg ;
- c. Broyage à — 14 mesh, prélèvement de 2 kg ;
- d. Broyage à — 65 mesh, prélèvement de 0,1 kg.

A l'aide de la formule (54), nous calculons à partir des valeurs figurant au *tableau VII* les variances suivantes pour chaque opération d'échantillonnage (nous avons admis, pour le broyage à — 65 mesh,  $d_{m1} = 0,0175$  et  $\gamma_m = 0,6$ ) <sup>(1)</sup> :

$$\sigma_{E_1}^2 = 0,0060$$

$$\sigma_{E_2}^2 = 0,0055$$

$$\sigma_{E_3}^2 = 0,0037$$

$$\sigma_{E_4}^2 = 0,0005$$

$$\sigma_E^2 = 0,0157$$

Nous constatons que les deux premières opérations conduisent à une variance trop élevée. On pourrait réduire leur contribution en doublant le poids prélevé après concassage à — 4 mesh et après broyage à — 8 mesh. Dans ce cas, on obtiendrait  $\sigma_E^2 = 0,0089$ . Par contre, les dépenses de l'échantillonnage augmenteraient considérablement. Il faut donc établir un plan d'échantillonnage qui tient compte à la fois de la précision nécessaire et du prix de revient. En particulier, vouloir échantillonner avec une variance très faible, si la méthode d'analyse employée est peu précise, revient simplement à un gaspillage de travail et d'argent.

Ceci nous amène à discuter la contribution de la variance due à l'analyse. Généralement, elle est connue à l'avance : elle dépend de la nature de l'élément à doser, de sa teneur, de la méthode d'analyse choisie et du facteur personnel du chimiste.

Dans le cas de l'analyse d'échantillons montrant de très faibles teneurs de cassitérite, par la méthode au peroxyde de

(<sup>1</sup>) Nous devons remplacer M par  $\bar{M}$ , dans la formule (54).

sodium et dosage iodométrique, nous avons déterminé expérimentalement l'écart-type dû à l'analyse seule <sup>(1)</sup> <sup>(2)</sup>.

Pour des teneurs variant de 0,05 à 0,4 % SnO<sub>2</sub>, l'écart-type absolu est pratiquement constant. Sa valeur moyenne s'élève à 0,0046% SnO<sub>2</sub>. Il en résulte que l'écart-type relatif est inversement proportionnel à la teneur, dans le domaine des teneurs considérées :

$$\sigma = \frac{4,6 \cdot 10^{-5}}{a}$$

Dans le cas de l'échantillon de Ngussa, nous calculons alors une variance totale de  $0,0157 + 0,0340 = 0,0497$ , en prenant 0,184 pour l'écart-type relatif dû à l'analyse.

Nous voyons que cette méthode d'analyse ne convient plus pour le dosage des traces de cassitérite. Si nous ne désirons pas, par exemple, dépasser l'écart-type relatif de 25%, nous obtenons la teneur limite de 0,02%. Par conséquent, il faut soit admettre un écart-type relatif plus élevé, soit s'adresser à une autre méthode d'analyse convenant pour des teneurs encore plus faibles.

La méthode classique peut donner de bons résultats, si le schéma d'échantillonnage a été établi judicieusement et si les précautions nécessaires sont prises pour que les divers sous-échantillons soient chaque fois représentatifs de l'échantillon dont ils proviennent. La variance totale obtenue *en pratique* devrait être déterminée par une étude expérimentale du schéma d'échantillonnage <sup>(3)</sup>.

Pendant, cette méthode n'est pas toujours applicable. En premier lieu, elle ne convient pas bien aux minerais d'or, comme nous l'avons déjà mentionné. Les paillettes d'or, en effet, ne se prêtent pas bien à la réduction de leur diamètre, à cause de leur malléabilité. Il est donc nécessaire de récolter les paillettes d'or par tamisage et de les traiter ensuite à part. Ceci complique singulièrement l'analyse.

<sup>(1)</sup> En réalité, nous déterminons l'écart-type dû au prélèvement de la prise pour l'analyse et à l'analyse proprement dite. Mais comme cette prise s'élève à 2,5 g et qu'elle provient d'une matière broyée à environ — 200 mesh, dans un mortier d'agate, nous pouvons négliger la contribution due au prélèvement.

<sup>(2)</sup> Pour tous les détails voir [23].

<sup>(3)</sup> Voir par exemple [3], [14, pp. 297-299], [30].

Dans certains cas, nous désirons connaître la teneur en élément libre ou en élément récupérable. Comme la méthode classique conduit seulement à la teneur en élément total, elle ne convient pas.

De plus, dans les conditions existant en prospection, il n'est pas possible de transporter les échantillons vers un laboratoire, ni de les soumettre aux différentes opérations d'échantillonnage. Il faut donc les traiter par une méthode qui convient aux conditions locales.

Enfin, comme nous l'avons déjà signalé précédemment, quelquefois, la méthode classique peut être remplacée avantageusement par un autre procédé moins coûteux.

La seconde méthode consiste à traiter la totalité de l'échantillon massif par un procédé approprié permettant de séparer l'échantillon initial en un concentré et un tailing. Les deux produits obtenus sont ensuite échantillonnés et analysés.

La teneur de l'échantillon massif est alors donnée par :

$$a = \frac{a_c C + a_r (P - C)}{P} \quad (111)$$

où  $a_c$  et  $a_r$  sont les teneurs respectivement du concentré et du tailing,  $C$  le poids du concentré et  $P$  celui de l'échantillon massif.

La proportion de minéral utile dans le concentré dépendra principalement de sa nature, de sa granulométrie et du procédé employé. Généralement, en choisissant judicieusement ce procédé, la majeure partie, quelquefois la presque totalité du minéral de valeur, se trouvera dans le concentré.

Nous pouvons facilement admettre que les erreurs dues aux pesées sont négligeables. Par contre, il faut procéder à deux échantillonnages et à deux analyses. La variance totale résultera donc de la variance relative de la teneur du concentré et de celle du tailing :

$$\sigma_{it}^2 = (\sigma_{\bar{e}_c}^2 + \sigma_{\lambda_c}^2)\rho^2 + (\sigma_{\bar{e}_r}^2 + \sigma_{\lambda_r}^2)(1 - \rho^2) \quad (112)$$

où  $\rho$  est le rendement de récupération qui tient compte de la proportion du minéral utile dans les deux fractions obtenues.

L'échantillonnage d'un concentré est facile ; une seule opération est généralement suffisante <sup>(1)</sup> <sup>(2)</sup>. De plus, l'analyse chimique permet de connaître la teneur des concentrés avec une grande précision <sup>(3)</sup>. Il en résulte que la contribution du concentré à la variance totale est très faible.

Le tailing ne contient plus de grosses granulométries de minéral utile. Il sera donc plus facile d'y prélever un échantillon représentatif et le schéma de l'échantillonnage pourrait être simplifié. Par contre, nous avons vu que, dans le cas de faibles teneurs en SnO<sub>2</sub>, la variance due à l'analyse est inversement proportionnelle au carré de la teneur. La variance augmente donc très rapidement pour les faibles teneurs. Cependant, comme la variance totale de la teneur des tailings est multipliée par le terme correctif  $(1 - \rho)^2$ , l'influence de l'analyse moins précise est contrebalancée.

On peut montrer que la méthode d'analyse basée sur une concentration préalable conduit à une variance totale plus faible que la première méthode.

Supposons d'abord que l'échantillon ne contient qu'une seule granulométrie de minéral utile. Si le plan d'échantillonnage est le même pour l'échantillon initial (d'après la méthode I) et pour le tailing <sup>(4)</sup>, la variance due à l'échantillonnage sera inversement proportionnelle à la teneur, conformément à (15). En première approximation, nous pouvons écrire :

$$a_r = a(1 - \rho) \quad (113)$$

Il en résulte :

$$\begin{aligned} a(1 - \rho)\sigma_{e_r}^2 &= a\sigma_e^2 \\ \sigma_{e_r}^2 &= \frac{\sigma_e^2}{1 - \rho} \end{aligned} \quad (114)$$

Considérons ensuite la variance due à l'analyse et admettons

<sup>(1)</sup> Dans le cas de l'or, on est obligé de fondre le métal. L'échantillonnage du concentré est alors supprimé.

<sup>(2)</sup> La variance due à l'échantillonnage d'un concentré de cassitérite a été déterminée expérimentalement à 0,000003.

<sup>(3)</sup> C'est ainsi que nous avons obtenu 0,000010 pour la variance due à l'analyse des concentrés de cassitérite. Ce chiffre est très faible comparé à la variance dans le cas d'une teneur de l'ordre de 1 kg/t.

<sup>(4)</sup> Cette condition est indispensable ; sans cela, une comparaison ne serait pas possible.

d'abord que la variance est inversement proportionnelle à la teneur <sup>(1)</sup> :

$$\sigma_{\lambda}^2 = \frac{k}{a} \quad (115)$$

Nous pouvons alors écrire :

$$\begin{aligned} a_T \sigma_{\lambda_T}^2 &= a \sigma_{\lambda}^2 \\ \sigma_{\lambda_T}^2 &= \frac{\sigma_{\lambda}^2}{1 - \rho} \end{aligned} \quad (116)$$

A partir de (112), (114) et (116) nous obtenons :

$$\begin{aligned} \sigma_{II}^2 &= (\sigma_{E_c}^2 + \sigma_{\lambda_c}^2) \rho^2 + (\sigma_E^2 + \sigma_{\lambda}^2) (1 - \rho) \\ \sigma_{II}^2 &= (\sigma_{E_c}^2 + \sigma_{\lambda_c}^2) \rho^2 + \sigma_I^2 (1 - \rho) \end{aligned} \quad (117)$$

La contribution de la variance des tailings est donc inférieure à celle de la variance de l'échantillon initial. Mais cette méthode d'analyse ne peut avoir de l'intérêt que si la diminution de la variance de la teneur de l'échantillon initial n'est pas inférieure à la contribution de la variance du concentré.

La condition limite est :

$$\begin{aligned} \sigma_I^2 \rho &= (\sigma_{E_c}^2 + \sigma_{\lambda_c}^2) \rho^2 \\ \sigma_E^2 + \sigma_{\lambda}^2 &= (\sigma_{E_c}^2 + \sigma_{\lambda_c}^2) \rho \end{aligned} \quad (118)$$

L'échantillonnage et l'analyse sont toujours plus précis pour un concentré que pour un échantillon à faible teneur. En effet, l'expérience montre que  $\sigma_{E_c}$  est inférieur à  $\sigma_E$  et que  $\sigma_{\lambda_c}$  est inférieur à  $\sigma_{\lambda}$ . Par conséquent, il est avantageux de s'adresser à la méthode d'analyse basée sur une concentration préalable.

Admettons ensuite que l'écart-type dû à l'analyse est inversement proportionnel à la teneur <sup>(2)</sup>. Nous pouvons alors écrire :

<sup>(1)</sup> Voir par ex. A. PRIGOGINE [21, p. 32] : les résultats du *tableau XII*, donnant l'écart admissible pour l'analyse de minerais aurifères, suivent cette relation.

<sup>(2)</sup> Voir p. 109.

$$\sigma_{\lambda}^2 = \frac{k'}{a^2} \quad (119)$$

$$a_{\tau}^2 \sigma_{\lambda_{\tau}}^2 = a^2 \sigma_{\lambda}^2$$

$$\sigma_{\lambda_{\tau}}^2 = \frac{\sigma_{\lambda}^2}{(1 - \rho)^2} \quad (120)$$

$$\sigma_{\text{II}}^2 = (\sigma_{\text{E}_c}^2 + \sigma_{\lambda_0}^2) \rho^2 + \sigma_{\text{E}}^2 (1 - \rho) + \sigma_{\lambda}^2 \quad (121)$$

Dans ce cas, la seconde méthode d'analyse fait gagner seulement sur la variance due à l'échantillonnage, sans toutefois agir sur la variance due à l'analyse. Par conséquent, elle est avantageuse lorsque la variance due à l'échantillonnage est élevée, comme c'est souvent le cas.

Nous devons encore traiter le cas de l'échantillon contenant plusieurs granulométries. Le traitement éliminera dans le concentré principalement les grosses granulométries. Posons :

$$(\bar{d}_{m_r})_{\tau} = A(\bar{d}_{m_r})_0 \quad (122)$$

où  $A$  est un facteur, inférieur à 1, pouvant prendre une valeur très faible. Par conséquent, lors du calcul de la variance due à l'échantillonnage,  $\sigma_{\text{E}}^2$  doit être multiplié par  $A^3$  (voir formule (114)). Il en résulte que la contribution due à l'échantillonnage des tailings est diminuée davantage. Par conséquent, la condition limite (118) est encore plus facile à remplir. De plus, ceci permet d'appliquer aux tailings un schéma d'échantillonnage simple et rapide qui aurait conduit à une valeur inacceptable de la variance, si ce schéma avait été employé dans le cas de l'échantillon initial.

Insistons encore sur le fait que la méthode d'analyse par concentration préalable est aussi bien applicable aux échantillons homogènes qu'aux échantillons hétérogènes et ceci constitue certainement un grand avantage.

Enfin, cette méthode permet de produire, en prospection, des concentrés marchands dont la valeur peut payer une partie des dépenses. C'est ainsi qu'au Portugal la moitié des dépenses de prospection d'un gisement de wolfram avait été payée par la vente des concentrés obtenus en traitant, dans des Joplin jigs, les fractions grosses des minerais concassés (1).

(1) Communication personnelle de P. SEYER.

Avant de décrire en détail les procédés employés pour déterminer la teneur des échantillons d'après la méthode par concentration, il nous paraît utile de donner ici les résultats de deux essais permettant de comparer les deux méthodes d'analyse en partant de lots synthétiques, à teneur connue.

a. *Analyse d'un gravier stannifère à environ 1 % SnO<sub>2</sub>.*

Le lot a été préparé en ajoutant 2,000 kg de cassitérite à 94,9 % SnO<sub>2</sub> à 198 kg de quartz <sup>(1)</sup>. Il en résulte une teneur de 0,949 %. Les deux constituants ont été concassés au préalable à — 4 mesh.

Le schéma suivant a été employé pour l'échantillonnage d'après la méthode I :

- a. Prélèvement de 50 kg du lot initial ;
- b.       »       de 10 kg après broyage à — 2 mm ;
- c.       »       de 1 kg       »       » à — 1 mm ;
- d. Broyage à — 65 mesh, ensuite vers laboratoire.

Ce schéma a été calculé très largement et il doit conduire à une variance relativement faible. L'analyse donne 0,917 % SnO<sub>2</sub>. A partir des granulométries de la cassitérite dans les divers sous-échantillons, nous calculons la variance totale à 0,000239, ce qui correspond à un écart-type de 0,0155. Pour une probabilité de 95 % la teneur vraie se trouve donc dans l'intervalle  $0,917 \pm 0,031$ , soit entre 0,948 et 0,886 %. La concordance est satisfaisante. Mais il ne faut pas perdre de vue que seule une étude expérimentale complète aurait pu déterminer la valeur réelle de la variance totale, le calcul ne pouvant donner qu'un ordre de grandeur.

Le reste du lot, soit exactement 148,0 kg, a été soumis à un traitement gravimétrique approprié (méthode II). Au total, nous avons obtenu un concentré pesant 1,429 kg et ayant une teneur de 93,7 %, ce qui correspond à une teneur récupérée de 0,905 %. Les tailings réunis du traitement gravimétrique ont

(1) Le quartz employé contient des traces de SnO<sub>2</sub> : 0,047 %. La majeure partie de cette cassitérite se trouve à l'état libre sous forme de très fine cassitérite, le quartz ayant subi une légère souillure suite à un long stockage au laboratoire. Tous les résultats ont été corrigés pour tenir compte de cette cassitérite.

été échantillonnés exactement d'après le schéma employé pour la méthode I. Leur teneur s'élève à 0,0305 % de  $\text{SnO}_2$ . Nous obtenons donc 0,935 % pour la teneur du lot initial d'après la seconde méthode (1). L'écart-type étant de 0,0058 (2), nous pouvons dire, avec une probabilité de 95 %, que la teneur vraie se trouve dans l'intervalle  $0,935 \pm 0,012$ , soit entre 0,947 et 0,923 %. A nouveau la concordance est satisfaisante.

b. *Analyse d'un gravier stannifère à environ 0,1 %  $\text{SnO}_2$ .*

Nous avons ajouté 100 g de cassitérite à 96,0 %  $\text{SnO}_2$  à 99,9 kg de quartz blanc (3) ce qui nous donne une teneur de 0,096 %  $\text{SnO}_2$ . La cassitérite et le quartz ont été concassés d'abord à — 4 mm.

L'échantillonnage a été conduit d'après le schéma suivant (méthode I) :

- a. Prélèvement de 10 kg du lot initial ;
- b. » de 1 kg après broyage à — 2 mm ;
- c. » de 0,5 kg après broyage à — 1 mm ;
- d. Broyage à — 65 mesh, ensuite vers laboratoire.

Ce schéma très rapide doit conduire à une variance élevée et, en effet, la teneur trouvée s'élève à 0,063 %  $\text{SnO}_2$  ; elle s'écarte donc sensiblement de la teneur vraie. L'écart-type absolu peut être calculé à 0,011 %. Il y a donc une probabilité de 95 % que la teneur vraie soit située entre 0,041 et 0,085 %. Dans ce cas, la teneur réelle se trouve un peu en dehors de ces limites, mais la différence n'est pas grande.

L'analyse, d'après la méthode II, a été conduite en traitant 90,0 kg. Le concentré obtenu pèse 111,4 g et a une teneur de 83,0 %  $\text{SnO}_2$ . La teneur récupérée est alors égale à 0,103 %. Les tailings ont été échantillonnés d'après le schéma de la mé-

(1) En employant la méthode à l'acide fluorhydrique, avec une prise de 10 g, on obtient une teneur de 0,045 % pour les tailings de la concentration. La teneur de l'échantillon initial en résulte à 0,950 % avec une concordance parfaite.

(2) La variance totale est égale à  $0,000013 + 0,000021 = 0,000034$ , le premier terme représentant la contribution du concentré (voir p. 111), le second terme celle de l'analyse du tailing. La contribution due à l'échantillonnage du tailing est négligeable.

(3) Le quartz employé a été épuré sur une table à secousses ; malgré cela, il contient toujours des traces de cassitérite : 0,019 %  $\text{SnO}_2$ . De nouveau, tous les résultats ont été corrigés.

thode I et ont donné une teneur de 0,000 %. Nous obtenons donc la teneur de 0,103 % d'après la méthode II. Nous pouvons nous attendre, avec une probabilité de 95 %, à ce que la teneur vraie se trouve dans l'intervalle  $0,103 \pm 0,001$  <sup>(1)</sup>, soit entre 0,102 et 0,104 %. Dans ce cas également la teneur réelle est en dehors de ces limites, mais l'écart est très faible.

Voici la comparaison des résultats obtenus pour ces deux essais (en %) :

Tableau XXXIV. — Comparaison entre les méthodes I et II. Graviers à cassitérite.

Teneur en SnO <sub>2</sub> en %			$\sigma_a$ en %	
Vraie	I	II	I	II
0,949	0,917	0,935	0,016	0,006
0,096	0,063	0,103	0,011	0,001

Dans les deux cas, c'est la méthode II qui a donné un résultat se rapprochant le plus de la teneur vraie des lots analysés. Ceci concorde avec les prévisions de la théorie qui permet de calculer des valeurs sensiblement plus faibles pour l'écart-type affectant la méthode II.

En résumé, comparée à la variance totale obtenue par la méthode classique, la méthode d'analyse par concentration préalable conduit à une variance plus faible, spécialement lorsque la contribution de l'échantillonnage est élevée. De plus, la méthode préconisée convient aussi aux lots hétérogènes et c'est cette propriété qui la rend spécialement précieuse.

## 22. Applications.

En nous basant sur les principes exposés dans le chapitre précédent, nous avons appliqué la méthode par concentration préalable à l'analyse d'échantillons d'origines primaire et détri-

(1) L'écart-type relatif est égal à celui calculé dans le cas du gravier à 1 % SnO<sub>2</sub> (en supposant que  $\rho$  est le même dans les deux cas).

tique. Quelques exemples de la méthode d'analyse préconisée montreront ses avantages par rapport à la méthode classique, spécialement dans le cas de minerais hétérogènes à faible teneur.

## 221. DÉTERMINATION DE LA TENEUR PAR CONCENTRATION GRAVIMÉTRIQUE.

La concentration gravimétrique peut être effectuée à l'aide de divers appareils, comme le pan, le sluice, le jig, la spirale HUMPHREYS, la table à secousses et le superpanner HAULTAIN. Dans chaque cas, nous avons déterminé les limites granulométriques de chaque appareil en établissant la variation du rendement de récupération en fonction de la grosseur des grains.

### 2211. *Concentration au pan.*

La détermination de la teneur d'un gravier alluvionnaire à or, cassitérite, etc. rentre dans le cadre de notre sujet. Rappelons brièvement que l'évaluation s'effectue en couvrant chaque partie du gisement alluvionnaire par un réseau de puits ou de sondages d'autant plus serré que la minéralisation est moins régulière <sup>(1)</sup>.

En pratique, on creuse un certain nombre de puits et on détermine la teneur de chaque puits en lavant une certaine quantité de gravier <sup>(2)</sup>. Lorsque le volume du gravier prélevé est faible (faible épaisseur ou emploi de la sonde Banka), on lave la totalité. Il en est de même, lorsque le gisement contient de gros éléments du minéral de valeur (par exemple gisement pépitique). Mais, normalement, on se limite à laver une partie du gravier extrait. Pour cela, il est nécessaire de l'homogénéiser pour pouvoir en prélever une partie représentative <sup>(2)</sup>. Dans le cas d'un gisement aurifère, on lave 4 ou 8 pans de gravier par mètre d'épaisseur, suivant la teneur rencontrée. Ces nombres sont augmentés de 50 ou de 100 %, dans le cas d'un gisement à or gros. Enfin, en présence d'or pépitique, on conseille de laver jusqu'à 30 pans de

<sup>(1)</sup> Pour tous les détails nous renvoyons par exemple aux instructions établies par L. PREUD'HOMME concernant les prospections à la Compagnie Minière des Grands Lacs Africains. Voir aussi L. PREUD'HOMME [18].

<sup>(2)</sup> Voir R. ANTHOINE [2, pp. 33, 34].

gravier. Comme un pan contient environ 13 kg de matière, la détermination est faite en traitant 50 à 390 kg de gravier (1). Il en résulte que l'on ne peut guère songer d'expédier les échantillons prélevés vers un laboratoire outillé et qu'il faut les traiter sur place avec les moyens dont on dispose. Lorsque la quantité de gravier est faible, le lavage est fait au pan. Un sluice sert pour le traitement de quantités plus importantes ; nous examinerons ce cas plus loin.

A quel rendement de récupération peut-on s'attendre en déterminant la teneur d'un échantillon alluvionnaire par lavage au pan ? Dans le cas d'un gravier aurifère, ANTHOINE [2, p. 55] obtient, sans criblage préalable, un rendement de 100 % jusqu'à 50 mesh environ. Le rendement tombe ensuite rapidement pour des granulométries plus fines. Le classement améliore les résultats du panning et il est alors possible de récupérer également la fraction + 80 mesh.

D'après PREUD'HOMME [18, p. 327], la récupération est bonne jusqu'à + 200 mesh, en absence de sables noirs et d'argile. Par contre, la présence de ces deux constituants abaisse le rendement déjà à partir de — 100 mesh. Les résultats de PREUD'HOMME sont donc plus favorables que les rendements indiqués par ANTHOINE qui s'expliquent probablement par l'absence de classement.

En ce qui concerne les minerais à densité de 5 à 7, COSTE et ROLLET signalent que le pan retient à peu près toute la cassitérite ou columbite jusqu'à 0,5 mm environ, une certaine proportion de 0,5 à 0,2, mais perd toute la cassitérite en dessous de 0,2 mm [5, p. 383], [17, p. 46].

Il nous a paru utile de reprendre le problème dans son ensemble pour déterminer les possibilités du panning manuel fait dans de bonnes conditions. Pour cela, nous avons préparé des échantillons synthétiques de gravier en ajoutant des quantités connues de l'élément lourd (or, cassitérite, ilménite) à un poids déterminé de quartz de même granulométrie.

Les résultats obtenus montrent que les pertes sont négligeables (inférieures à 0,1 %), dans le cas de l'or, jusqu'à la fraction — 100 + 200 mesh. Il n'était pas possible d'étendre les essais

(1) Une sonde Banka de 6" de diamètre fournit environ 40 kg de gravier par mètre d'épaisseur.

aux granulométries plus fines, parce qu'on ne disposait pas d'or appartenant aux catégories — 200 mesh.

La *fig. 8* montre le rendement de récupération en fonction de la granulométrie, dans le cas de la cassitérite ( $\delta = 7$ ) et de l'ilménite ( $\delta = 4,7$ ).

Comme le résultat final dépend également de la teneur initiale, nous avons étudié en plus, dans le cas de la fraction — 100 + 200 mesh, l'influence de la teneur initiale sur le rendement de récupération de la cassitérite. Pour des teneurs initiales de 1 à 0,2 kg/t, le rendement reste voisin de 90 %, mais la teneur du concentré obtenu baisse, lorsque la teneur initiale diminue.

En résumé, nos essais montrent qu'il est possible d'obtenir, par un pannage soigné, fait par un bon panneur, des rendements de récupération très élevés même pour les fractions + 200 mesh, à condition de soumettre le gravier à un classement serré. Mais n'oublions pas que les échantillons étudiés ne contenaient ni de l'argile, ni des sables noirs et que le pannage a été effectué dans des conditions très favorables.

Au chantier, les résultats du pannage sont défavorablement influencés par les facteurs suivants :

1. Débourage insuffisant ;
2. Classement inexistant ;
3. Présence d'impuretés lourdes (sables noirs, oxydes de fer) ;
4. Opérateur peu soigneux et pannage relativement rapide.

Tous ces facteurs font qu'au chantier la récupération par pannage est sensiblement inférieure aux chiffres que nous avons observés. Cependant, il est certainement inexact d'affirmer que le pannage, pris dans le sens le plus large du mot, n'est pas capable de déceler des valeurs au-dessous de 0,2 mm (65 mesh). Nos essais ont montré que cette opération très simple, employée judicieusement dans un laboratoire, peut rendre de grands services et qu'il ne faut guère s'adresser aux appareils aussi perfectionnés que le superpanner HAULTAIN, pour résoudre tous les problèmes de récupération.

Pour améliorer les résultats du pannage au chantier où les moyens dont on dispose sont limités, nous préconisons d'opérer comme suit :

1. Le débourage sera fait très soigneusement en écrasant

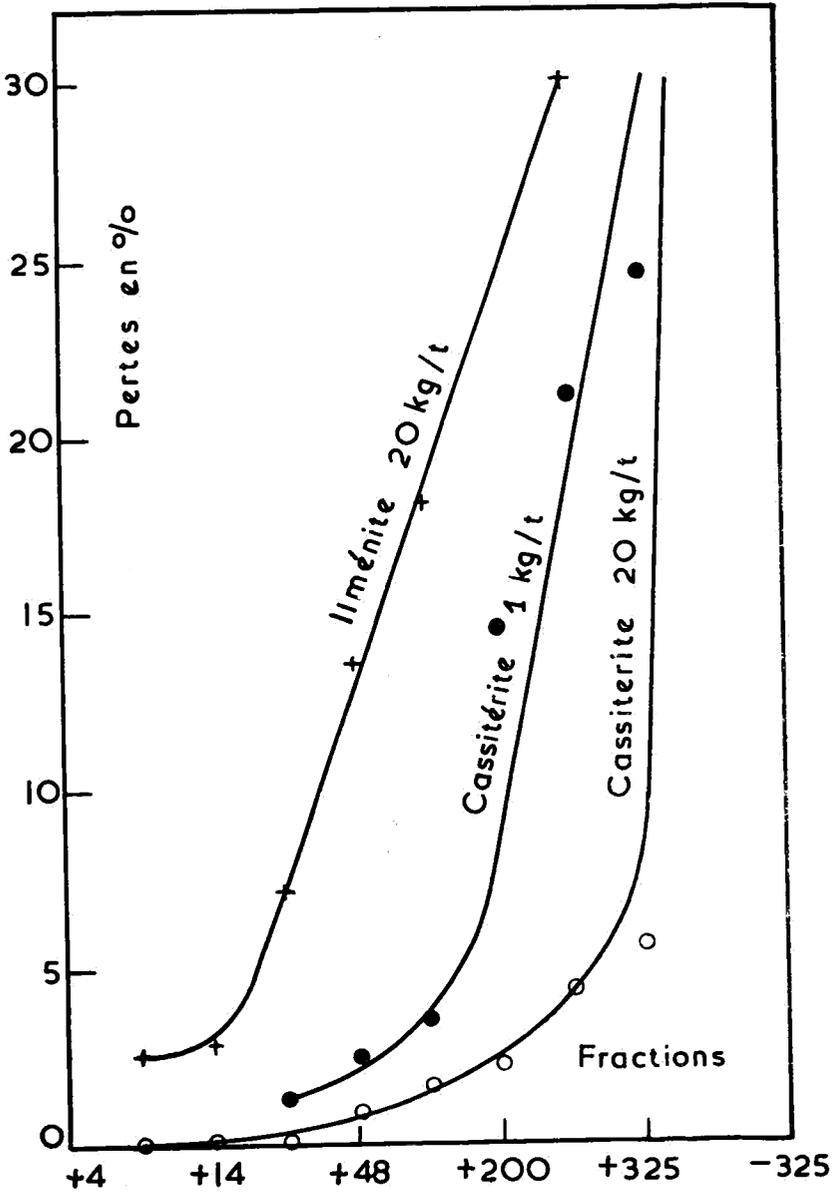


FIG. 8. — Pertes pendant la concentration au pan.

les boulettes d'argile entre les mains. Ce débouillage sera fait par petites fractions, en employant une grande quantité d'eau (travailler à une dilution élevée) ;

2. Les cailloux d'un diamètre supérieur à 1 cm environ seront éliminés après examen attentif, pour ne pas rejeter des minéraux utiles (spécialement sous forme de mixtes) ;

3. Le gravier débouillé sera classé en plusieurs catégories granulométriques en se servant des tamis suivants : 4 mm, 2 mm, 1 mm et 0,5 mm. Si l'on ne dispose pas de tous ces tamis, on divisera le gravier au moins en deux catégories : + 1 mm et — 1 mm ;

4. Chaque catégorie granulométrique sera pannée séparément en la partageant en plusieurs portions pour mettre dans le pan seulement une quantité de matières réduite ;

5. Le panning doit être limité à l'obtention d'un préconcentré qui sera envoyé au laboratoire en vue d'une analyse appropriée. ANTHOINE conseille également d'arrêter le panning dès l'apparition des premiers sables lourds [2, p. 36] ;

6. Les rejets du premier panning doivent être soumis à un second panning ;

7. Il est prudent de récolter, de temps à autre, la totalité des rejets de panning, y compris les boues éliminées au débouillage, en vue de leur échantillonnage et de l'expédition au laboratoire de l'échantillon prélevé. Ceci permettra de déceler, éventuellement, les pertes qui se seraient produites pendant la concentration au pan.

N'oublions pas non plus que le panning est suivi généralement par le vannage pendant lequel des pertes se produisent également. Nous conseillons donc d'éviter la séparation des minéraux lourds par panning suivi de vannage, chaque fois lorsque les conditions locales le permettent. Nous préférons de loin que le préconcentré obtenu soit analysé dans un laboratoire. Ceci est particulièrement important, lorsque le placer contient une proportion élevée de minéraux de valeur appartenant à la catégorie — 100 mesh.

Considérons quelques cas d'application de la concentration au pan. Tout d'abord, au laboratoire, le pan sert simplement d'appareil de concentration, l'échantillon étant pesé au préalable. Dans ce cas, la variance totale est donnée par l'expression (112).

En prospection, on se contente le plus souvent de jeter les tailings du pannage (ainsi que ceux des opérations d'épuration du concentré, comme par exemple du triage ou du vannage). Le résultat final sera alors entaché d'une erreur systématique qui dépendra du rendement de récupération réalisé. Quelquefois, cette simplification est admissible, en particulier lorsque le gravier contient un pourcentage négligeable de fines granulométries. Mais il faut bien se rappeler que le rejet pur et simple des tailings peut conduire, dans certains cas, à une sous-estimation importante de la teneur moyenne. Par conséquent, on devrait donner des instructions aux prospecteurs d'échantillonner régulièrement les tailings de la concentration au pan (en y ajoutant les autres rejets provenant de l'épuration du concentré) et d'envoyer une certaine proportion à un laboratoire outillé pour déceler éventuellement les fines granulométries.

Lorsqu'on lave la totalité du gravier, on détermine le volume en mesurant son épaisseur, pour une section de puits déterminée ( $1,85 \times 0,75$  m). L'erreur due aux mesures de l'épaisseur et de la surface est estimée respectivement à 2 et 5% [8, p. 74]. De plus, le prospecteur peut déterminer la teneur du concentré final à 5% près <sup>(1)</sup>. La variance totale est alors donnée par <sup>(2)</sup> :

$$\begin{aligned}\sigma^2 &= 0,0004 + 0,0025 + 0,0025 + \sigma_x^2 \\ \sigma^2 &= 0,0054 + \sigma_x^2\end{aligned}\tag{123}$$

Nous désignons par  $\sigma_x^2$  la variance due à l'erreur systématique (inconnue) provenant des pertes pendant le pannage. Si nous ne tenons pas compte de ces dernières, la teneur est affectée d'une erreur pouvant atteindre 15 — 16% <sup>(3)</sup>, avec une probabilité de 95%.

<sup>(1)</sup> Lorsque le concentré est envoyé dans un laboratoire, la variance due au concentré sera  $\sigma_{\frac{c}{v}}^2 + \sigma_x^2$ .

<sup>(2)</sup> Dans le cas du lavage total du gravier, les blocaux n'interviennent pas dans les calculs.

<sup>(3)</sup> Ceci n'est pas rigoureusement exact, car nous employons, à la place de l'écart-type, l'écart moyen qui ne représente que 75 % environ de la valeur de l'écart-type.

Considérons ensuite le cas où seulement une partie du gravier extrait est soumise au lavage. On prélève alors un certain nombre de pans, après homogénéisation sommaire. La variance totale sera alors égale à :

$$\sigma^2 = \sigma_E^2 + \sigma_B^2 + \sigma_F^2 + \sigma_R^2 + \sigma_A^2 + \sigma_X^2 \quad (124)$$

$\sigma_E^2$  étant la variance due à l'échantillonnage préalable au lavage,  $\sigma_B^2$  celle due au volume des blocs mis de côté,  $\sigma_F^2$  celle due au foisonnement,  $\sigma_R^2$  celle due au remplissage des pans,  $\sigma_A^2$  celle due à l'analyse sommaire et enfin  $\sigma_X^2$  celle due à l'erreur systématique.

Il est très difficile de se faire une idée de la valeur de  $\sigma_E^2$  qui dépend des soins apportés à l'homogénéisation du gravier et, évidemment, de toutes les autres variables figurant dans l'expression (39), en particulier du nombre de pans lavés. Par exemple, calculons la variance dans le cas du lavage d'un pan de gravier à cassitérite figurant au *tableau V*, en admettant une teneur de 1 kg/m<sup>3</sup> (1) :

Tableau XXXV. — Contribution de l'échantillonnage à la variance. — Gravier à cassitérite.

Origine	$\sigma_E^2$	$\sigma_E$
Makalapongo R <sub>1</sub>	0,021	0,15
Ngussa N <sub>3</sub>	0,049	0,22
Kibu	0,059	0,24
Nzombe Aval A <sub>3</sub>	0,079	0,28
Kiandjo J <sub>8</sub>	0,098	0,31
Kiandjo J <sub>3</sub>	0,220	0,47
Kiandjo J <sub>4</sub>	0,300	0,55

L'écart-type varie donc de 15 à 55%, mais ces chiffres supposent un mélange parfait, ce qui n'est pas le cas. Admettons un facteur d'hétérogénéité de 1,25. Nous obtenons alors à peu près 20 à 70%. Comme les caractéristiques du gravier ne sont pas connues à l'avance, admettons le chiffre de 45% pour l'écart

(1)  $\sigma_E^2 = 0,5 d_{M_r}^2$ .

type dû au prélèvement d'un seul pan. En lavant par contre 4 pans, ce qui semble être un minimum <sup>(1)</sup>, l'écart-type dû à l'échantillonnage se réduit à 22%, chiffre que nous arrondissons à 25%.

Le volume de blocaux mis de côté avant le pannage est difficile à déterminer. La seule façon exacte de procéder serait de se servir d'une grande caisse étanche de volume connue, d'y placer les blocaux et de mesurer le volume d'eau pouvant encore être ajouté dans la caisse. Cependant, le plus souvent, ceci n'est pas possible en pratique et le prospecteur doit simplement estimer le volume des blocaux. Nous pensons que, dans ce cas, on peut se baser sur une erreur de 20% <sup>(2)</sup>. En admettant 10% de blocaux, l'erreur sur le volume du gravier est de l'ordre de 2%.

Normalement, on admet qu'un mètre cube de gravier en place correspond à 120 pans. Ce chiffre varie avec la composition du gravier et nous pouvons facilement admettre une erreur de 5%.

L'erreur due au remplissage est estimée à 3% [8, p. 69].

Finalement nous obtenons, pour un lavage de 4 pans :

$$\sigma^2 = 0,0625 + 0,0004 + 0,0025 + 0,0009 + 0,0025 + \sigma_x^2$$

$$\sigma^2 = 0,0688 + \sigma_x^2. \quad (124a)$$

Nous voyons que la variance due à l'échantillonnage est de loin supérieure aux variances dues aux autres causes qui peuvent être négligées. De nouveau, sans tenir compte de l'erreur systématique, l'erreur peut atteindre 52%, pour une probabilité de 95%. Nous voyons donc que le lavage de la totalité du gravier extrait permet d'obtenir une précision 3 à 4 fois plus élevée.

Pour terminer examinons encore le cas où les tailings du pannage sont échantillonnés et ensuite analysés dans un laboratoire qui déterminera la teneur par rapport au poids. Pour pouvoir passer alors à la teneur en kg/m<sup>3</sup>, il faut connaître, ou déterminer expérimentalement, le poids G d'un mètre cube

<sup>(1)</sup> Voir p. 117.

<sup>(2)</sup> P.-V. GROSJEAN [8, p. 75] admet 5-10 %. Ce chiffre est certainement trop optimiste.

de gravier en place. Dans le cas du lavage total du gravier extrait, la teneur finale sera donnée par :

$$a' = \frac{a_c C + a'_r (V - V_c)}{V} \quad (125)$$

Comme le volume des concentrés est négligeable, nous avons :

$$a' = \frac{a_c C}{V} + a'_r$$

$$a' = \frac{a_c C}{V} + \frac{a_r}{G} \quad (125a)$$

Nous avons déjà calculé la variance du premier terme ; celle du second terme résulte de l'échantillonnage et de l'analyse des tailings et de la détermination de G. Finalement, en nous basant sur l'expression (112), nous obtenons :

$$\sigma^2 = 0,0054\rho^2 + (\sigma_{E_r}^2 + \sigma_{A_r}^2 + \sigma_G^2)(1 - \rho)^2 \quad (126)$$

Le prélèvement de l'échantillon sera fait par le prospecteur, probablement après un mélange plutôt rapide. Mais, d'un autre côté, les tailings du lavage au pan ne contiennent plus des grosses granulométries. La valeur du diamètre réduit des particules sera faible. Dans l'ensemble, l'erreur sera sensiblement plus petite que celle calculée pour le gravier initial <sup>(1)</sup>. Nous l'estimons à 5%, dans le cas du prélèvement d'un pan. La variance due à l'analyse a été discutée précédemment. Elle dépend essentiellement de la teneur de l'échantillon <sup>(2)</sup>. Cependant, dans le cas des rejets de pannage, il est préférable de les soumettre à une nouvelle concentration au laboratoire par un procédé approprié (table à secousses, superpanner HAULTAIN) que de les analyser par voie chimique. Nous déterminerons de cette façon la teneur en élément récupérable, mais le résultat obtenu sera entaché d'une erreur relativement petite, surtout pour les très faibles teneurs ; nous l'estimons à 2%.

<sup>(1)</sup> Voir p. 123.

<sup>(2)</sup> Voir p. 109.

On peut admettre que le facteur G peut être déterminé à 6% près <sup>(1)</sup>. Nous obtenons alors pour l'expression (126) :

$$\begin{aligned}\sigma^2 &= 0,0054\rho^2 + (0,0025 + 0,0004 + 0,0036)(1 - \rho)^2 \\ \sigma^2 &= 0,0054\rho^2 + 0,0065(1 - \rho)^2\end{aligned}\quad (126a)$$

Pour des valeurs élevées de  $\rho$ , le second terme est parfaitement négligeable.

Dans le cas du lavage partiel du gravier, la teneur sera donnée par <sup>(2)</sup> :

$$\begin{aligned}a' &= \frac{120a_c''C''(1 - \beta)}{N} + a'_r(1 - \beta) \\ a' &= \frac{120a_c''C''(1 - \beta)}{N} + \frac{a_r(1 - \beta)}{G'}\end{aligned}\quad (127)$$

où  $\beta$  représente la fraction des blocs (en volume) dans le gravier extrait, N le nombre de pans levés et  $G'$  le poids d'un mètre cube de gravier après élimination des blocs <sup>(3)</sup>, La variance résulte à partir de (112) et de (127) comme suit :

$$\sigma^2 = 0,0688 \rho^2 + (\sigma_{e_T}^2 + \sigma_{\lambda_T}^2 + \sigma_B^2 + \sigma_{C'}^2)(1 - \rho)^2 \quad (128)$$

Si nous acceptons les chiffres admis précédemment, nous obtenons :

$$\begin{aligned}\sigma^2 &= 0,0688\rho^2 + (0,0025 + 0,0004 + 0,0004 + 0,0036)(1 - \rho)^2 \\ \sigma^2 &= 0,0688\rho^2 + 0,0069(1 - \rho)^2\end{aligned}\quad (128a)$$

Encore une fois, le second terme est parfaitement négligeable pour des valeurs élevées de  $\rho$ . Nous voyons donc qu'en échantillonnant et en analysant les tailings du lavage au pan nous supprimons l'erreur systématique sans pour cela augmenter d'une façon appréciable la variance totale affectant la teneur, dans le cas du lavage partiel du gravier.

<sup>(1)</sup> Voir p. 133.

<sup>(2)</sup>  $a_c''$  et  $C''$  se rapportent au concentré récolté en lavant un certain nombre de pans.

<sup>(3)</sup> Évidemment,  $G'$  est inférieur à G.

2212. *Concentration au sluice.*

Lorsque la quantité de gravier à laver est trop importante, comme c'est le cas d'un gisement à or pépitique, il est préférable d'avoir recours au lavage dans un sluice approprié. ANTHOINE conseille d'appliquer cette technique aussi aux puits d'un gîte en terrasse ou d'éluvions pépitiques [2, pp. 34, 182].

De même, lorsque l'échantillonnage par puits ne convient pas et doit être remplacé par l'échantillonnage par tranchées, il faut concentrer le gravier dans un sluice. C'est ainsi que, dans le cas d'un flat à faible largeur, le creusement d'un seul puits par ligne pourrait fausser la teneur et le cube de gravier du flat.

Enfin, on emploie le sluice pour vérifier les évaluations par puits et il est prudent d'effectuer un certain nombre d'essais semi-industriels en traitant même plusieurs milliers de mètres cubes [2, p. 162].

Examinons, en premier lieu, les rendements de récupération auxquels nous pouvons nous attendre dans le cas du sluicing.

ANTHOINE [2, p. 41] donne pour un gravier peu argileux, contenant 15 à 20% d'argile, les chiffres suivants pour l'or alluvionnaire :

Fraction	Rendement en %
35 — 100 mesh	95 à 84
100 — 200	92 à 82
— 200	84 à 20

Nous avons observé les rendements suivants, en absence d'argile et pour une faible proportion de sables noirs [20, p. 91] :

Fraction	Rendement en %
— + 4 mm	100
— 4 + 2	99
— 2 + 1	98
— 1 + 30 mesh	96
— 30 + 50	91
— 50	80

Il s'agit de moyennes obtenues à partir de neuf bilans. Toutefois, il ne faut pas perdre de vue que les pertes peuvent devenir très importantes si le gravier est fortement argileux. De plus, nous avons précédemment discuté tous les facteurs qui déterminent le rendement d'un sluice et nous renvoyons le lecteur à notre publication précédente [20]. Il en résulte que les chiffres donnés plus haut ne peuvent être considérés que comme des ordres de grandeur et que chaque cas doit être examiné spécialement. Mais nous insistons encore sur le fait qu'un bon débouage est indispensable pour qu'un procédé gravimétrique puisse être appliqué avec succès à la récupération d'un minéral de valeur à densité élevée.

Dans le cas de la cassitérite, nous avons également effectué une série d'essais avec des graviers non argileux, caractérisés seulement par une faible proportion d'impuretés lourdes, et ne contenant pas de la cassitérite barrée. Voici la moyenne des rendements observés avec un sluice de 14,50 m de longueur, précédé d'un élément déboureur et d'un classeur à tôle perforée de 1" :

Fraction	Rendement en %
+ 10 mm	100
— 10 + 4	99
— 4 + 2	98
— 2 + 1	96
— 1 + 30 mesh	85
— 30 + 50	79

La proportion de cassitérite — 50 mesh dans les graviers étudiés était très faible et ne nous a pas permis de déterminer le rendement pour cette fraction avec quelque précision. Il est cependant certain que le rendement tombe très rapidement au-dessous de 50 mesh et nous l'estimons à environ 50% ou même à moins.

La teneur du gravier est donnée par :

$$a' = \frac{Q_c + Q_B + Q_R + Q_T}{V} \quad (129)$$

où V est le volume de gravier excavé et Q le poids du minéral

de valeur récupéré sous forme de concentrés  $Q_c$  ou perdu dans les différents rejets :  $Q_b$  minéral resté avec les blocaux non traités,  $Q_r$  minéral entraîné dans le refus du classeur placé habituellement en tête de l'appareil récupérateur,  $Q_t$  minéral non retenu par l'appareil et perdu dans ses tailings fins.

A l'exception de  $Q_b$  qui peut être négligé, comme nous le verrons dans la suite, les autres quantités de minéral de valeur résultent du poids de leurs fractions respectives ainsi que de leurs teneurs.

Nous pouvons alors écrire :

$$a' = \frac{a_c C + a_r R + a_t T}{V} \quad (129a)$$

Connaissant le poids d'un mètre cube de gravier en place nous pouvons calculer le poids des tailings à partir du volume du gravier traité moins le volume des concentrés et des rejets. Finalement, on obtient l'expression suivante :

$$a' = \frac{a_c C}{V} + \frac{a_r V'_r (1 - v_r) \delta_r}{V} + \frac{a_t \{ GV - [C + V'_b (1 - v_b) \delta_b + V'_r (1 - v_r) \delta_r] \}}{V} \quad (129b)$$

Le premier terme donne la teneur récupérée par le sluice, le deuxième la correction due aux pertes dans le refus du classeur et le troisième la correction due aux pertes dans les tailings du sluice.

En pratique, on détermine le volume du gravier excavé ( $y$  compris les blocaux) en mesurant la surface exploitée et l'épaisseur moyenne. Ce n'est qu'exceptionnellement qu'il sera possible de peser le gravier traité. De même, généralement, on est obligé de déterminer le volume apparent des blocaux et du refus de l'appareil classeur et de calculer leurs poids à partir du pourcentage des vides et de la densité.

Notons que, conformément, à la formule (129b), la teneur cherchée dépend de 13 grandeurs et qu'il faut procéder à deux échantillonnages (pour  $a_r$  et pour  $a_t$  et quelquefois même pour  $a_c$ ) pour pouvoir la déterminer.

Examinons en détail les divers facteurs qui figurent dans

l'expression (129b) en vue de connaître leur influence sur le résultat final.

Comme la teneur du gravier est souvent très faible ( $< 1 \text{ g/m}^3$  pour l'or et  $< 1 \text{ kg/m}^3$  pour la cassitérite), il est avantageux de traiter un cube important de gravier pour pouvoir se baser sur une quantité suffisamment grande de minéral utile récolté dans le sluice. On ne peut guère donner un chiffre précis qui varie d'un cas à l'autre. Normalement, on traitera plusieurs dizaines de mètres cubes pour chaque essai <sup>(1)</sup>.

Le volume du gravier excavé est calculé à partir de la surface excavée et l'épaisseur moyenne du gravier. Il est facile de déterminer la surface à 1% près. Par contre, comme le bed-rock est souvent accidenté, la détermination de l'épaisseur moyenne est plus difficile et il faut multiplier les mesures. Nous estimons que cette moyenne sera exacte à 1% près.

Nous avons déjà abordé précédemment le problème de la détermination du volume des blocs <sup>(2)</sup>. Dans le cas de l'exploitation d'un cube important, on rencontrera probablement des blocs trop lourds pour être déplacés. Il faut donc estimer leur volume le plus exactement possible. Suivant la proportion de ces gros blocs dans le gravier excavé, leur volume sera connu avec une précision plus ou moins grande. Si la totalité des blocs peut être déplacée pour mesurer leur volume, celui-ci peut être connu à environ 1% près. Dans le cas contraire, l'erreur peut atteindre même 20%.

La proportion de blocs, dans le gravier en place, est essentiellement variable. Il existe des graviers alluvionnaires exempts de blocs ou n'en contenant que quelques pourcents. Par contre, nous connaissons des chantiers où les blocs formaient jusqu'à 50% du cube total du gravier. Normalement, on peut se baser sur 5%. Dans ce cas, la précision avec laquelle le volume des blocs est connue intervient très peu.

Pour connaître le volume apparent des refus, on les jettera dans un fût de 200 litres <sup>(3)</sup> et on comptera le nombre de fûts <sup>(4)</sup>.

<sup>(1)</sup> Nous avons vu à la p. 39 qu'il fallait même traiter quelquefois plusieurs milliers de tonnes.

<sup>(2)</sup> Voir p. 124.

<sup>(3)</sup> Qui a en réalité un volume de 215 litres.

<sup>(4)</sup> Cette technique convient seulement aux sluices où les refus sont évacués manuellement (à la fourche).

Les chiffres suivants ont été obtenus pour le pourcentage des vides, dans le cas du refus d'une tôle perforée de 1", pour un gravier alluvionnaire à cassitérite :

Kiandjo L. 39	35,2 %
Kiandjo L. 24	36,1
Katsinga L. 10	38,2

Normalement, les vides s'élèvent à 35 — 45% du volume apparent.

La détermination du volume apparent des refus et du pourcentage des vides n'offre aucune difficulté et il est facile de connaître le volume des refus à 1 — 2 % près.

La proportion des refus, par rapport au tonnage total du gravier, dépend de la nature du gravier et des caractéristiques de l'appareil de classement. Dans le cas de classeurs constitués par une tôle perforée de 1" ou par un grizzly de 20 mm, le refus est de l'ordre de 25%, avec des limites de 5 et de 35%.

Le poids du minéral de valeur récolté dans les concentrés peut être déterminé avec une très grande exactitude. Dans le cas de l'or, l'amalgamation permettra de récupérer sa totalité dans les diverses fractions granulométriques. Après élimination du mercure, l'or sera fondu. Si c'est nécessaire, le titre du lingot obtenu sera déterminé.

Dans le cas de la cassitérite, le concentré récolté sera soumis aux méthodes gravimétriques, après classement. La teneur en  $\text{SnO}_2$  du concentré purifié sera déterminée par voie chimique. Tous les rejets de l'épuration seront réunis et échantillonnés. Une petite correction sera apportée au résultat final pour tenir compte de la cassitérite perdue pendant l'épuration.

Pour connaître la quantité de minéral de valeur perdu dans les refus, une certaine proportion (ou la totalité) de fûts de 200 litres contenant ces refus sera mise de côté en vue de rechercher le minéral de valeur. Généralement, la teneur de ces refus est particulièrement faible et il est nécessaire de concentrer, au préalable, l'échantillon prélevé. Pour cela, il sera d'abord débourbé très soigneusement (laver éventuellement les galets avec une brosse métallique). Il sera ensuite tamisé à l'aide de treillis de 50 et de 25 mm. Les refus propres seront examinés attentivement pour rechercher le minéral de valeur. Ensuite, ils

seront jetés. Seule la fraction — 25 mm qui représente, généralement, une faible fraction de l'échantillon initial, mais qui contient la presque totalité du minéral de valeur perdu dans les refus, est envoyée au laboratoire pour le traitement ultérieur. Dans le cas de l'or, on s'adresse au tablage et à l'amalgamation ; dans le cas de la cassitérite, le minéral utile est récolté par des procédés gravimétriques.

Précédemment, nous avons trouvé que les pertes dans le refus du classeur sont généralement inférieures à 1% de l'or à l'entrée de classeur [20, p. 72]. En supposant que ces pertes peuvent être déterminées avec une précision de 5%, ce dernier chiffre n'influencera pas le résultat final. Dans le cas de la cassitérite, nous n'avons pas déterminé les pertes dans les refus. Mais il est probable qu'elles sont du même ordre de grandeur que celles trouvées pour l'or.

Une certaine quantité du minéral de valeur peut rester dans la couche de gravier entourant les blocs. C'est pourquoi, ceux-ci doivent être nettoyés soigneusement. Les très faibles quantités de minéral utile qui, malgré ce nettoyage, pourraient être perdues avec les blocs, peuvent être négligées.

Les tailings seront échantillonnés, à des intervalles réguliers, par une des méthodes généralement employées. La plupart du temps, les conditions locales ne permettent pas le placement d'une échantillonneuse automatique dont l'emploi est toujours préférable aux prélèvements manuels.

Nous avons décrit précédemment la méthode suivie pour le prélèvement de l'échantillon [20]. Disons encore que nous préférons actuellement nous servir d'un récipient ayant une ouverture au moins 3 fois le diamètre des plus gros morceaux se trouvant dans les tailings. Dans notre cas, comme l'appareil de récupération est précédé, le plus souvent, d'une tôle perforée de 1", la fente doit avoir une largeur minimum de 7,5 cm. En pratique, elle a une largeur de 10 cm. Sa longueur est de 15 cm.

Normalement, les tailings ne contiennent pas de gros éléments qui rendraient l'échantillonnage particulièrement difficile. De plus, la présence de l'appareil de récupération élimine des fortes variations des teneurs se produisant dans l'alimentation. La teneur des tailings montre donc des fluctuations assez faibles. Par conséquent, il est possible de prélever des échantillons d'un poids relativement réduit.

Pour pouvoir calculer le poids des tailings nous devons encore déterminer la densité apparente. Pour cela, on découpe un volume connu (par exemple 0,5 m<sup>3</sup>) de gravier en place et on le pèse après séchage. On prendra la moyenne de plusieurs déterminations pour la valeur finale. Comme les blocs éventuels n'interviennent pas dans cette mesure, une correction sera apportée pour en tenir compte.

Voici, par exemple, quelques valeurs de la densité apparente de graviers alluvionnaires à cassitérite :

Kiandjo L. 39	1,57
Kiandjo L. 24	1,93
Katsinga L. 10	1,90

Normalement, la densité apparente varie de 1,3 à 2,0. Nous estimons qu'il est possible de la déterminer à  $\pm 0,1$  près, soit à environ 6% près.

En ce qui concerne la densité réelle des blocs et des refus du classeur on prendra, avec une approximation suffisante, simplement la densité du quartz, soit 2,6. Nous estimons que ce chiffre est exact à environ 4% près.

En possession de toutes ces données, nous pouvons essayer de calculer la variance totale qui affecte une teneur déterminée par sluicing.

Lorsqu'on néglige les pertes dans les tailings, la variance totale est donnée par :

$$\sigma^2 = \sigma_{\bar{x}_c}^2 + \sigma_{\lambda_c}^2 + \sigma_c^2 + \sigma_v^2 + \sigma_x^2 \quad (130)$$

$\sigma_c^2$  peut être négligée ;  $\sigma_v^2$  est égale à 0,0002. Les valeurs de  $\sigma_{\bar{x}_c}^2$  et de  $\sigma_{\lambda_c}^2$  dépendent d'un cas à l'autre. C'est ainsi, dans le cas de l'or, en amalgamant la totalité du concentré, la variance due à l'échantillonnage et à l'analyse est négligeable. D'un autre côté, un prospecteur ou un agent d'exploitation qui est obligé de séparer l'or récolté en soumettant le concentré au panning et au vannage, peut, d'une part, perdre une petite partie de l'or récolté par le sluice, mais, d'autre part, l'or peut être souillé par une certaine proportion d'impuretés. Dans ce cas, on peut estimer que la quantité d'or récupérée sera exacte à environ 5% près. Nous obtenons donc pour l'or, dans les deux cas considérés :

a. Traitement du concentré au chantier :

$$\begin{aligned}\sigma^2 &= 0,0025 + 0,0002 + \sigma_x^2 \\ \sigma^2 &= 0,0027 + \sigma_x^2\end{aligned}\quad (130a)$$

En négligeant l'erreur systématique due aux pertes dans les tailings, on voit donc que la teneur trouvée par sluicing sera à 5 — 6% près, mais l'erreur pourra atteindre 10 — 12%, pour une probabilité de 95%.

b. Traitement des concentrés au laboratoire :

$$\sigma^2 = 0,0002 + \sigma_x^2 \quad (130b)$$

Dans ce cas, l'erreur pourra atteindre environ 3%, pour une probabilité de 95%, toujours en négligeant les pertes systématiques.

Passons maintenant à la détermination de la teneur d'un gravier à cassitérite. De nouveau, nous devons considérer séparément les cas du traitement des concentrés au chantier et au laboratoire. Au chantier, l'épuration sera faite soit au pan, pour une petite production, soit dans un appareil appelé « boîte chinoise » suivi d'une concentration dans un Joplin jig. La teneur du concentré obtenu sera déterminée sur une plaque de zinc, après prélèvement d'un échantillon.

Si nous admettons une erreur de 5% pour l'échantillonnage du concentré et une erreur de 5% pour la détermination de la teneur, nous obtenons :

$$\begin{aligned}\sigma^2 &= 0,0025 + 0,0025 + 0,0002 + \sigma_x^2 \\ \sigma^2 &= 0,0052 + \sigma_x^2\end{aligned}\quad (130c)$$

L'erreur peut donc atteindre 14 — 15%, pour une probabilité de 95%. Nous obtenons la même erreur que dans le cas du lavage du pan. Toutefois, en traitant un volume plus important, la teneur sera beaucoup plus représentative du gisement que celle trouvée pour un seul puits.

Au laboratoire, l'épuration du concentré, son échantillonnage et la détermination de la teneur en  $\text{SnO}_2$  sera faite beaucoup

plus soigneusement et nous pouvons admettre les chiffres suivants pour le calcul de la variance totale :

$$\begin{aligned}\sigma^2 &= 0,0004 + 0,0001 + 0,0002 + \sigma_x^2 \\ \sigma^2 &= 0,0007 + \sigma_x^2\end{aligned}\quad (130d)$$

Il en résulte que l'erreur peut atteindre 5 — 6%, pour une probabilité de 95%.

Examinons finalement le cas d'un bilan complet, avec prélèvement d'un échantillon des refus et des tailings fins. La variance peut être déduite de (129b) à :

$$\begin{aligned}\sigma^2 &= (\sigma_{\text{E}_c}^2 + \sigma_{\text{A}_c}^2 + \sigma_c^2 + \sigma_v^2)\rho_1^2\rho_2^2 + (\sigma_{\text{E}_R}^2 + \sigma_{\text{A}_R}^2 + \sigma_{\text{V}_R}^2 + \sigma_{\delta_R}^2 + \sigma_v^2) \\ &\quad (1 - \rho_1)^2 + (\sigma_{\text{E}_T}^2 + \sigma_{\text{A}_T}^2 + \sigma_{\text{T}_T}^2 + \sigma_v^2)\rho_1^2(1 - \rho_2)^2\end{aligned}\quad (131)$$

$\rho_1$  étant le rendement du classeur,  $\rho_2$  celui de la boîte à riffles. Le rendement total est évidemment  $\rho_1\rho_2$ .

Nous avons précédemment calculé la contribution du premier terme pour l'or et pour la cassitérite. Dans le cas d'un bilan complet, les concentrés seront traités dans un laboratoire. Nous pouvons donc admettre les variances données par les formules (130b) et (130d) pour le premier terme.

Pour calculer la variance due aux pertes dans le refus (deuxième terme), rappelons d'abord les chiffres donnés précédemment :  $\sigma_{\text{V}_R}^2 = 0,0004$  et  $\sigma_{\delta_R}^2 = 0,0016$ .

Si les conditions locales permettent le prélèvement d'un échantillon important du refus, l'erreur due à l'échantillonnage sera très faible. Admettons néanmoins 5%, pour fixer les idées. L'analyse par amalgamation ou par des procédés gravimétriques permettra de récolter la totalité de l'or ou de la cassitérite libre <sup>(1)</sup>. Estimons l'erreur due à l'analyse à 1%. Nous obtenons alors pour le second terme de l'expression (131) :

$$\sigma^2 = 0,0025 + 0,0001 + 0,0004 + 0,0016 + 0,0002 = 0,0048$$

Les pertes dans les refus seront donc connues à environ 7% près. Cependant, comme la valeur de  $\rho_1$  est voisine de 99%, la

<sup>(1)</sup> En négligeant une partie de la cassitérite ultra-fine (— 325 mesh) qui échappera au tablage, mais dont la présence n'a aucun intérêt pratique.

contribution des refus à la variance totale est tout à fait négligeable.

La variance due aux pertes dans les tailings fins doit être calculée d'une façon analogue. Si nous nous basons seulement sur les teneurs et les granulométries du minéral utile dans les tailings, il suffit de prélever des échantillons d'un poids assez réduit. Ceci suppose, cependant, que le lot à échantillonner est homogène. Or, en réalité, ce n'est pas le cas. Les tailings s'écoulent d'une façon continue, mais leur teneur et leur composition varient d'un moment à l'autre, toutefois, entre certaines limites. Nous n'avons jamais eu l'occasion de déterminer ces variations. Quoique le sluice atténue certainement les écarts très importants dans l'alimentation et, qu'en plus, il récupère pratiquement toutes les grosses granulométries, on ne peut guère considérer les tailings comme homogènes. De plus, il ne faut pas perdre de vue que la teneur des tailings varie certainement en fonction du temps. C'est ainsi que les tailings d'un sluice à cassitérite, dont le clean up est fait à la fin de la journée, sont plus pauvres dans la matinée que dans l'après-midi. Il faut donc prélever des échantillons à des intervalles réguliers pendant toute la durée de l'essai.

Voici, à titre d'information, la variance due à l'échantillonnage calculée pour les tailings d'un sluice traitant un gravier à cassitérite <sup>(1)</sup> :

Tableau XXXVI. — Calcul de la variance due à l'échantillonnage de tailings à cassitérite.

Origine	$d_{M_1}$	$\gamma_M$	$a$	P	$\sigma^2$
Kiandjo L. 24	0,805	0,033	$1,15 \cdot 10^{-3}$	475.10 <sup>3</sup>	0,0001
Kiandjo L. 39 (I)	0,570	0,103	$3,7 \cdot 10^{-5}$	265.10 <sup>3</sup>	0,0082
Kiandjo L. 39 (II)	0,401	0,092	$2,3 \cdot 10^{-5}$	288.10 <sup>3</sup>	0,0037
Katsinga L. 10	1,14	0,091	$6,0 \cdot 10^{-5}$	348.10 <sup>3</sup>	0,0244

La variance dépend principalement des valeurs de  $d_{M_1}$  et de la teneur, le poids étant à peu près constant. Dans le cas du

(1) P représente le poids prélevé lors des bilans effectués.

bilan de Kiangjo L. 24, la teneur des tailings est plutôt exceptionnelle. Normalement, pour des rendements élevés, la teneur ne représente que quelques centièmes de kg/t. La variance est alors sensiblement plus élevée. Nous pouvons facilement admettre 0,0100 pour la variance due à l'échantillonnage. Nous augmenterons de plus ce chiffre de 50% pour tenir compte des variations temporaires des teneurs et nous accepterons finalement 0,0150 pour la valeur de  $\sigma_{e_T}^2$ .

Précédemment, nous avons admis que l'analyse pouvait être faite avec une précision de 2%. Nous avons donc  $\sigma_{A_T}^2 = 0,0004$ .

Nous devons encore calculer la variance due au tonnage des tailings. Rappelons que sa valeur est donnée par :

$$T = GV - [C + V'_B(1 - v_B)\delta_B + V'_R(1 - v_R)\delta_R]$$

$$T = GV \left[ 1 - \frac{C + V'_B(1 - v_B)\delta_B + V'_R(1 - v_R)\delta_R}{GV} \right]$$

$$T = GV[1 - \beta']$$

G est connu à 6% près, V à 1 — 2%. Quant au tonnage constitué par l'ensemble du concentré, des blocaux et du refus, en admettant les chiffres donnés précédemment, il représente environ 30% du tonnage total du gravier en place. La variance due au tonnage du refus a été calculée à 0,0020. Admettons un chiffre sensiblement plus élevé, soit 0,0100, pour le tonnage des blocaux. En tenant compte des proportions respectives des refus et des blocaux et en négligeant l'erreur due aux concentrés, on calcule une erreur voisine de 6% pour ce tonnage. Il en résulte une variance de 0,0074 pour  $\beta'$  ;  $\beta'$  est donc connu à environ 8,5%. Comme  $\beta'$  est égal à 0,3, l'erreur sur 1 —  $\beta'$  s'élève à peu près à 3,6%. En fin de compte, nous obtenons pour la variance de T :

$$\sigma_{T_T}^2 = 0,0036 + 0,0002 + 0,0013 = 0,0051$$

Il en résulte pour le troisième terme de l'expression (131) :

$$\sigma^2 = 0,0150 + 0,0004 + 0,0051 + 0,0002 = 0,0207$$

La variance totale s'élève alors, conformément à (131), pour la cassitérite à :

$$\sigma^2 = 0,0007\rho_1^2\rho_2^2 + 0,0048(1 - \rho_1)^2 + 0,0207\rho_1^2(1 - \rho_2)^2 \quad (131a)$$

Dans des conditions normales, nous pouvons admettre pour  $\rho_1$  et  $\rho_2$  respectivement 0,99 et 0,90.

Nous obtenons alors :

$$\gamma^2 = 0,00055 + 0,0000005 + 0,00023 = 0,0008$$

Pratiquement, on calcule pour la variance totale le même chiffre que d'après (130). Il en résulte, de nouveau, que l'erreur peut atteindre environ 6 % pour une probabilité de 95 %. Nous pouvons donc négliger le plus souvent la contribution du deuxième et du troisième terme à la variance totale.

Signalons encore qu'il est possible de déterminer la teneur d'un gravier alluvionnaire (ou d'un minerai primaire) sans connaître le cube ou le tonnage traité dans l'appareil concentrateur. Cette méthode indirecte peut rendre des services dans tous les cas où une mesure exacte du cube ou du tonnage est difficilement réalisable (par exemple abattage du gravier au monitor suivi de pompage).

Pour cela, il suffit de récolter le concentré pendant un certain temps  $t_c$  et de prélever un échantillon de tailings, à des intervalles réguliers, en mesurant simultanément le temps  $t_r$  de chaque prélèvement, à l'aide d'un chronomètre.

Si  $N$  est le nombre de prélèvements de tailings et  $\bar{t}_T$  le temps moyen d'un prélèvement, le rapport d'échantillonnage est donné par :

$$E = \frac{t_c}{N\bar{t}_T} \quad (132)$$

En négligeant les éventuels refus de l'appareil classeur, la teneur du gravier résulte alors de :

$$a = \frac{Q_c}{E\bar{T}'} + \frac{Q_r'}{\bar{T}'} \quad (133)$$

où  $Q_c$  et  $Q_r'$  sont les quantités de minéral utile contenues respectivement dans le concentré et dans l'ensemble des échantillons de tailings et  $\bar{T}'$  le poids des tailings prélevés.

En pratique, on récolte la totalité du concentré pendant un temps prolongé ou bien on prélève également des échantillons de concentrés, à des intervalles réguliers, en chronométrant le

temps de chaque prélèvement. Cette variante est employée, lorsque le débit des concentrés est important.

L'échantillon des tailings est prélevé à l'aide d'un récipient volumineux (par exemple un fût de 200 l) qu'on place rapidement dans le courant et qu'on retire brusquement, avant que le récipient déborde.

Évaluons la variance totale de la teneur déterminée par cette méthode. Cette variance est donnée par :

$$\sigma^2 = (\sigma_{e_c}^2 + \sigma_{\lambda_c}^2 + \sigma_E^2)\rho^2 + (\sigma_{e_T}^2 + \sigma_{\lambda_T}^2)(1 - \rho)^2 \quad (134)$$

En prolongeant l'essai suffisamment longtemps (par exemple pendant 8 heures),  $t_c$  et  $Q_c$  seront connus très exactement. Nous pouvons négliger l'erreur provenant de  $t_c$ . Par contre, le concentré prélevé devrait être échantillonné et analysé. Nous acceptons, comme précédemment (1), une erreur de 2 % pour l'échantillonnage et une erreur de 1 % pour l'analyse, dans le cas d'un concentré stannifère.

$\bar{t}_T$  est connu avec une précision beaucoup plus faible. Ainsi, lors d'un essai effectué avec un sluice à chargement direct, de 40 cm de largeur, la moyenne de 17 prélèvements a été de 29,3 secondes (2) avec un écart-type de 0,83 secondes. La précision avec laquelle il sera possible de déterminer  $\bar{t}_T$  dépend évidemment des variations du débit, en gravier et en eau, de l'alimentation.

L'erreur de  $T'$  est en principe négligeable. Nous obtenons alors, pour la variance du premier terme de (134) (teneur récupérée) :

$$\sigma_c^2 = 0,0004 + 0,0001 + 0,0008 = 0,0013$$

Toutefois, en pratique, il est extrêmement difficile de mesurer exactement le temps de prélèvement, spécialement lorsque le débit de la pulpe est élevé et la valeur de  $t_T$  très faible (3). En d'autres mots, ou bien la précision de  $E$  est fortement réduite, ou bien, et ceci revient au même,  $Q'_T$  et  $T'$  ne correspondent pas à la valeur mesurée de  $N\bar{t}_T$ . Des erreurs systématiques peuvent être commises et cette méthode conduit souvent à une teneur (ou à un rendement) trop élevée (4). La valeur de 0,0013 pour la

(1) Voir p. 135.

(2) D'après des notes non publiées de A. BRYs.

(3) C'est ainsi que F.-A. WILLIAMS (communication personnelle) a effectué des prélèvements pendant seulement quelques secondes.

(4) On mesure probablement des valeurs trop grandes pour  $t_T$ .

variance de la teneur récupérée ne tient donc pas compte de cette erreur systématique qui n'est pas connue.

Passons à la variance du second terme (teneur des tailings). L'erreur due à  $T'$  est négligeable. Généralement, le nombre de prélèvements est sensiblement plus faible que celui fait normalement en appliquant la méthode directe. Par conséquent, l'échantillon des tailings est moins représentatif, surtout si l'alimentation est peu constante à la fois en débit et en teneur. C'est pourquoi, nous accepterons une valeur assez élevée pour la valeur de  $\sigma_{e_T}^2$  : 0,0250 (1). En admettant 2 % pour l'erreur due à l'analyse, nous obtenons pour la variance de la teneur des tailings :

$$\sigma_T^2 = 0,0250 + 0,0004 \approx 0,025$$

La variance totale devient alors :

$$\sigma^2 = 0,0013\rho^2 + 0,025 (\rho - 1)^2 \quad (134a)$$

Par exemple, pour  $\rho = 0,9$ , nous calculons une variance totale de  $0,0011 + 0,0003 = 0,0014$ . L'erreur peut donc atteindre environ 8 %, pour une probabilité de 95 %.

Nous avons résumé, dans le *tableau XXXVII*, l'écart que nous avons 95 chances sur 100 de ne pas dépasser, lors de la détermination des teneurs, dans les cas les plus fréquents :

Tableau XXXVII. — Détermination de la teneur des graviers aurifères ou stannifères.

Opération	Variance totale $\sigma^2$	Erreur maximum ( $2\sigma$ ) en %
Pannage total du gravier extrait	0,0054	15-16
Pannage de 4 pans	0,0688	52
Sluicing (2), or, traitement au chantier	0,0027	10-12
idem traitement au laboratoire	0,0002	3
Sluicing (2), cassitérite, traitement au chantier	0,0052	14-15
idem traitement au laboratoire	0,0007	5-6

En conclusion, le sluicing (2), avec traitement du concentré au laboratoire, conduit à l'erreur la plus faible.

(1) Voir p. 137.

(2) On obtient la même variance dans le cas de la concentration au jig.

## 2213. CONCENTRATION AU JIG.

Le sluice est remplacé actuellement de plus en plus par le jig, chaque fois que les conditions locales le permettent, pour l'exploitation de gisements ayant une proportion élevée de minéral utile dans les fines granulométries.

Pour connaître la variation du rendement de récupération d'un jig en fonction de la granulométrie, nous avons préparé un gravier synthétique constitué par du quartz blanc <sup>(1)</sup>, concassé à — 2 mm, auquel une certaine quantité de cassitérite, de teneur connue et d'une granulométrie déterminée, a été ajoutée. L'échantillon initial pèse 100 kg et a une teneur de 0,905 % en SnO<sub>2</sub>.

Le traitement a été effectué dans un jig Denver 4" × 6", muni d'un lit constitué de billes métalliques. Ce jig travaille à une vitesse de 350 t/min ; sa course est de 3/4". Le premier passage de l'échantillon a pris 40 minutes. Les tailings ont été repassés dans les mêmes conditions.

Les deux concentrés obtenus ont été réunis. Leur poids s'élève à 15,3 kg. Le rapport de concentration réalisé est donc relativement faible : 6,6 : 1.

Le *tableau XXXVIII* montre les rendements de récupération obtenus :

Tableau XXXVIII. — Variation du rendement d'un Denver jig en fonction de la granulométrie.

Fraction	Rendement en %
— 8 + 14	97,6
— 14 + 28	98,1
— 28 + 48	94,4
— 48 + 100	89,9
— 100 + 200	73,8
— 200 + 250	45,8
— 250 + 325	41,2
— 325	8,2
Total	78,2

(<sup>1</sup>) Ce quartz a été purifié sur une table à secousses. Néanmoins il contient des traces de cassitérite : 0,021 %. Cette correction a été apportée à toutes les teneurs.

Il résulte de cet essai que le Denver Duplex jig, travaillant comme dégrossisseur, convient bien pour la récupération de la cassitérite jusqu'à 100 mesh environ. Il est cependant remarquable que cet appareil récupère encore une partie appréciable de la cassitérite entre 100 et 325 mesh.

Ces chiffres ne sont pas tout à fait comparable avec ceux donnés pour le rendement d'un sluice <sup>(1)</sup>. Le rendement du jig a été obtenu au laboratoire, en travaillant avec un gravier très facile et à un rapport de concentration relativement faible. Par contre, le rendement du sluice a été obtenu au chantier. Néanmoins, on peut tirer la conclusion que, tandis que le rendement du sluice laisse déjà à désirer pour les granulométries inférieures à — 1 mm, le jig récupère encore bien jusqu'à + 100 mesh. Des pertes commencent à se manifester, même dans le cas du jig, pour les fractions — 48 + 100 mesh et la récupération devient insuffisante à partir de — 100 mesh.

Signalons encore que WILLIAMS [32] a étudié récemment le rendement de récupération de Pan American Placer jigs secondaires en fonction de la granulométrie de la cassitérite et de la columbite provenant d'un granit décomposé. Dans le cas de la cassitérite, la récupération est supérieure à 99 % jusqu'à 240 mesh ; elle est voisine de 88 %, pour la fraction — 300 + 325 mesh. En ce qui concerne la columbite, la récupération est supérieure à 98 % jusqu'à 100 mesh ; elle descend alors assez rapidement, mais le rendement est encore de 84 % pour la fraction — 170 + 240 mesh. Ces chiffres élevés ont été obtenus par WILLIAMS en travaillant dans des conditions bien déterminées et il ne faut pas les généraliser pour toutes les opérations de jiggage. Néanmoins, il semble établi actuellement que, dans certains cas, le jig à diaphragme est capable de récupérer la cassitérite et la columbite très fine avec un rendement élevé. Dans un second travail, WILLIAMS [33] a étendu cette étude aux minéraux semi-lourds, comme zircon, anatase et topaze, provenant d'un gravier alluvionnaire traité dans des jigs primaires.

Losque le jig sert à la détermination de la teneur du gravier au chantier, nous nous trouvons en présence des cas traités déjà

(1) Voir p. 128.

précédemment pour le sluice. La variance totale est donnée par les expressions (130) ou (131). De même, lorsqu'on s'adresse au jig dans un laboratoire, la formule (112) permet de calculer la variance totale. Nous avons déjà traité ces cas dans les chapitres précédents et nous ne devons plus y revenir.

#### 2214. Concentration à la table à secousses.

Nous nous servons régulièrement de la table à secousses pour déterminer la teneur en minéral utile récupérable des fractions granulométriques inférieures à 2 mm. Il est donc indispensable de connaître le rendement de récupération de la table à secousses en fonction de la granulométrie.

Pour cela, nous avons préparé des échantillons synthétiques à environ 0,4 % de  $\text{SnO}_2$  en ajoutant 100 g de cassitérite à teneur connue et de granulométrie définie à 25 kg de quartz blanc <sup>(1)</sup>. Chaque échantillon a été ensuite traité sur la table Deister N° 6 (275 t/min, course de 22 mm), à la cadence de 100 kg/h <sup>(2)</sup>.

Le *tableau XXXIX* montre les résultats obtenus.

Tableau XXXIX. — Rendement d'une table à secousses en fonction de la granulométrie.

Fraction	Rendement en %	Rapport de concentration
— 100 + 200	88,0	43,2
— 200 + 250	94,2	26,7
— 250 + 325	75,8	63,0
— 325	12,6	36,0

Il n'était pas possible de maintenir, pendant ces essais, le même rapport de concentration qui varie de 27 à 63 : 1. Néces-

<sup>(1)</sup> Ce quartz a été d'abord épuré sur la table à secousses.

<sup>(2)</sup> Cette capacité horaire est trop faible pour une table travaillant dans une laverie. Au laboratoire, où notre but est d'obtenir la récupération maximum, des considérations de tonnage n'interviennent guère.

sairement, les rendements de récupération observés s'en ressentent, dans une certaine mesure. Néanmoins, on peut tirer, à partir de nos chiffres, la conclusion que la table à secousses donne un rendement très élevé jusqu'à + 250 mesh. La récupération tombe ensuite rapidement et elle devient très faible pour la fraction — 325 mesh.

Ne perdons pas cependant de vue que ces conclusions ne sont valables que pour les conditions réalisées pendant les essais au laboratoire. Il est à peu près certain qu'une table travaillant dans une laverie, alimentée normalement à une cadence plus élevée (de l'ordre de 500 kg/h), aurait donné des rendements plus faibles pour les catégories — 200 mesh.

#### 2215. *Concentration à la spirale Humphreys.*

La spirale Humphreys convient à la récupération de minéraux de valeur, à l'état très fin, dans les gisements détritiques. Une laverie à jigs complétée par une section de spirales permettrait de récupérer certaines catégories de minéraux utiles qui sont actuellement perdues.

Quelles sont les catégories granulométriques qui peuvent être récoltées par une spirale Humphreys ? Ses constructeurs précisent qu'elle convient entre 8 ou 10 mesh et 200 mesh [29] [13]. Toutefois, le rapport N° 127 de l'O. E. E. C. constate que les spirales sont généralement utilisées entre 1 mm et 100 mesh [16, p. 71]. Ces deux renseignements sont en contradiction quant à la limite inférieure. C'est pourquoi, nous avons voulu établir la variation du rendement de récupération d'une spirale Humphreys en fonction de la granulométrie du minéral utile.

Le traitement d'un échantillon synthétique à une teneur voisine de 0,5 %  $\text{SnO}_2$  a permis de calculer les rendements suivants, pour un rapport de concentration 4,3 : 1 (1) :

(1) Pour tous les détails voir [23].

Tableau XL. — Rendement de récupération de la spirale Humphreys en fonction de la granulométrie.

Fraction	Rendement en %
— 14 + 28	41,9
— 28 + 48	96,4
— 48 + 100	99,7
— 100 + 200	97,0
— 200 + 250	92,2
— 250 + 325	83,8
— 325	47,0

Le rendement est mauvais pour les fractions + 28 et — 325 mesh. Par contre, même les fractions — 200 + 250 et — 250 + 325 mesh ont encore donné une bonne récupération. Mais les limites granulométriques, qui ont donné les chiffres les plus élevés, correspondent à — 28 + 200 mesh.

Il est instructif d'examiner la *fig. 9* qui montre la variation de la teneur des tailings de la spirale en fonction de la granulométrie. On obtient une courbe très caractéristique montrant un minimum prononcé. Nous avons chaque fois obtenu une courbe d'allure semblable, lorsque nous avons soumis des échantillons d'origines différentes à la concentration dans une spirale.

Les possibilités de la spirale vont donc jusqu'à environ 50 microns. Mais il ne faut pas perdre de vue que les rendements du *tableau XL* ont été obtenus en travaillant avec un gravier facile, sans accompagnateurs lourds, et en alimentant la spirale très régulièrement, à l'aide d'un alimentateur automatique, à raison de 300 kg à l'heure. Il est donc probable qu'en pratique les rendements n'atteindront pas les valeurs du *tableau XL*.

La spirale accompagne normalement un jig. Lorsqu'une telle unité est employée à la détermination de la teneur du gravier, la variance peut être calculée comme dans le cas d'un sluice ou d'un jig seul (voir chapitre 2212).

#### 2216. Concentration au superpanner.

Le superpanner Haultain peut servir à la détermination de la teneur en minéral utile récupérable, spécialement lorsque la

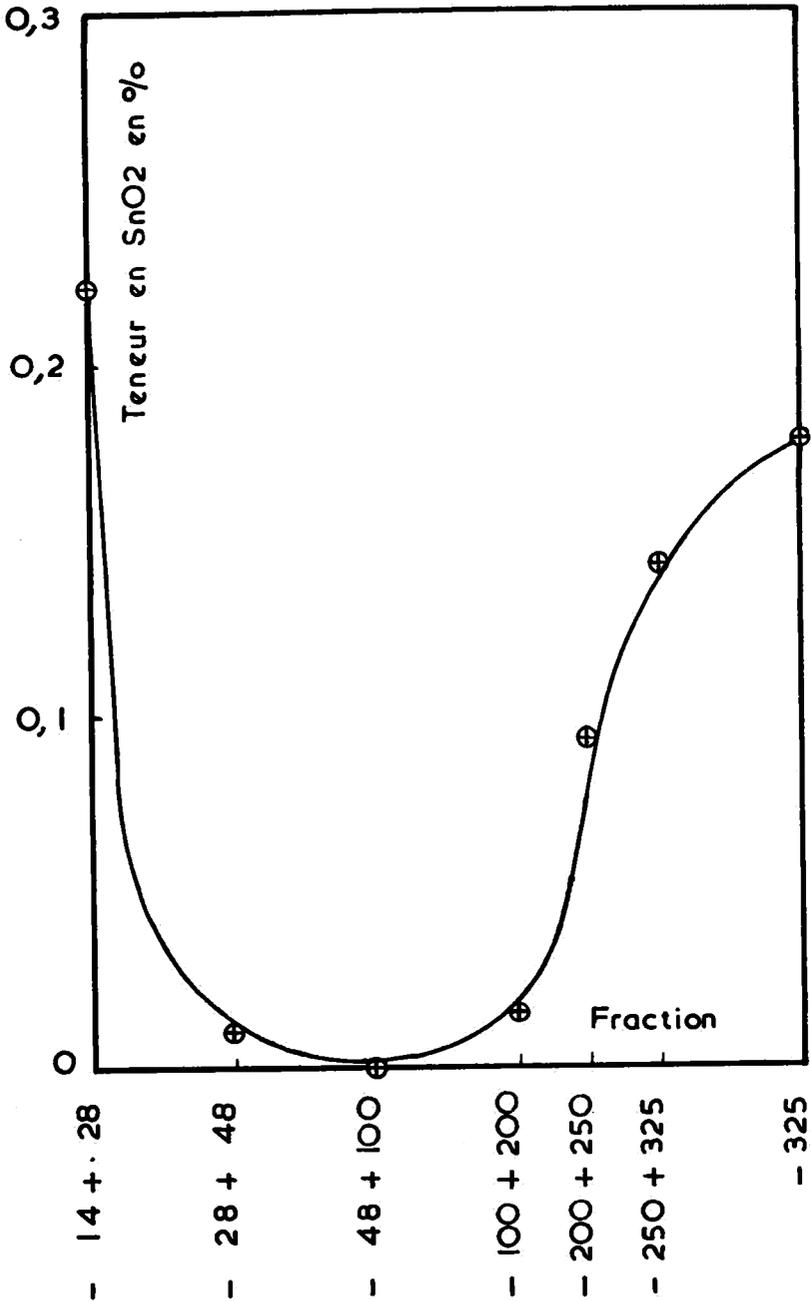


Fig. 9. — Variation de la teneur en fonction de la granulométrie dans les tailings de la spirale Humphreys.

proportion de particules ultra-fines est élevée [12]. Cet appareil convient pour les limites granulométriques de 65 mesh à 14 microns (1). D'après BLOMFIELD, le superpanner donne des résultats quantitatifs jusqu'au moins 14 et, à l'occasion, même jusqu'à 10 microns (2). Toutefois, PRYOR estime que le superpanner convient jusqu'à environ 20 microns [24].

Nous avons déterminé le rendement de récupération de l'appareil pour différentes granulométries de cassitérite. Pour cela, nous avons ajouté exactement 0,5 g de cassitérite, à teneur connue, à 9,5 g de quartz stérile broyé finement. Ce mélange synthétique a été traité par la technique habituelle au superpanner (4 passages). Le *tableau XLI* montre les résultats obtenus.

Tableau XLI. — Rendement du superpanner en fonction de la granulométrie de la cassitérite.

Fraction	Limites en $\mu$	Rendement en %
— 100 + 200	147-74	97,7
— 200 + 250	74-61	97,7
— 250 + 325	61-44	96,2
— 325	< 44	54,0

Nous constatons donc que le superpanner récupère pratiquement 100 % jusqu'à environ 40  $\mu$  mais qu'ensuite le rendement commence à tomber. Comme nous ne connaissons pas la granulométrie de la fraction — 325 m., le rendement global de 54 % n'a qu'un intérêt limité. Mais il résulte nettement des chiffres obtenus que notre rendement est inférieur à 100 % et ceci déjà à partir de 40  $\mu$ . Par conséquent, le superpanner ne semble pas convenir pour la récupération quantitative de la cassitérite à — 325 mesh. Nous obtenons donc une limite inférieure sensiblement plus élevée que le chiffre de 14  $\mu$  donné par BLOMFIELD. L'expression « résultats quantitatifs » doit être comprise dans le sens que non seulement une identification quantitative du concentré est possible, mais qu'on peut de plus doser certains constituants du concentré.

(1) D'après [1, pp. 12-19].

(2) BLOMFIELD, Milling Investigations into the Ore as occurring at the Lake Shore Mines, cité d'après [1, p. 13].

Notons encore qu'un classement préalable des produits (par exemple à l'aide de l'infrasizer de Haultain ou d'un simple élu-triateur) est avantageux pour la séparation ultérieure.

Les applications du superpanner sont semblables à celles d'une table à secousses ou du pan, avec la seule différence que le superpanner peut traiter des échantillons d'un faible poids et que son domaine est plus étendu vers les très fines granulométries.

En Nigérie, des échantillons de 500 g de granit décomposé sont également traités au superpanner, après élimination des boues et classement en plusieurs catégories granulométriques, en vue de la détermination des teneurs en columbite et en cassitérite récupérables [31] [34].

SEYER [26, pp. 47, 48] a conseillé récemment de s'adresser au superpanner Haultain pour déterminer la teneur en wolframite récupérable des tailings d'une laverie gravimétrique. Cette méthode est utilisée systématiquement à Panasqueira depuis 1940 pour le contrôle de la marche de l'usine (1).

Déjà, en 1952, SEYER [25, p. 22] avait donné des indications à suivre pour la détermination de cette teneur. On broie l'échantillon à moins 100 mesh. Puis on le calcine pour transformer les sulfures en oxydes, ce qui facilite la séparation de la wolframite.

Pour connaître les possibilités du superpanner Haultain, dans le cas des minerais d'origine filonienne, nous y avons traité une série d'échantillons provenant des filons stannifères de Nzombe et de Mukunguzi (1).

La teneur en  $\text{SnO}_2$  total avait été déterminée précédemment par voie chimique d'après la méthode habituelle employée au laboratoire de Kamituga.

Pour la détermination de la teneur en  $\text{SnO}_2$  récupérable, nous avons fait broyer les prises à — 100 mesh, dans un mortier d'agate. Un poids de 10 g a été ensuite traité au superpanner, suivi de deux retraitements des tailings restés dans le « pan » et d'un retraitement de tous les tailings, y compris les fractions les plus fines.

Le *tableau XLII* montre les résultats obtenus, sans ou avec grillage.

(1) Voir [23], pour tous les détails.

Tableau XLII. — Détermination de la teneur en SnO<sub>2</sub> au superpanner après broyage à — 100 mesh.

N <sup>o</sup> échant.	Grillage	Concentré en g	Teneur en %		Rendement en %
			en SnO <sub>2</sub> total	en SnO <sub>2</sub> récup.	
A 204	—	0,81	5,20	4,43	85,2
A 204	+	0,53	5,20	4,37	84,0
A 232	—	0,53	5,44	4,46	83,0
A 232	+	0,56	5,44	4,38	82,4

Malgré le rendement élevé, les tailings du superpanner montrent encore une teneur de 0,8 à 1 % en SnO<sub>2</sub>. Nous pensons que cette teneur est provoquée par une certaine proportion de cassitérite — 325 mesh qui s'est formée pendant le broyage, malgré toutes les précautions prises, ainsi que par de la cassitérite très fine qui n'a pas été libérée par le broyage à — 100 mesh.

## 222. DÉTERMINATION DE LA TENEUR EN OR TOTAL, APRÈS AMALGAMATION PRÉALABLE.

Lorsque l'échantillon à analyser contient de l'or relativement gros, il est avantageux de déterminer d'abord sa teneur en or amalgamable et ensuite la teneur en or total des tailings d'amalgamation, au lieu de procéder directement à l'analyse pour l'or total.

En effet, comme l'analyse par fusion est faite normalement en utilisant une prise de 100 g, ce faible poids conduirait à une valeur exagérée de la variance lorsque le poids moyen des particules d'or est élevé, comme c'est souvent le cas.

Pour le démontrer, considérons les deux exemples traités au chapitre 1221 :

	$a$ en g/t	$\bar{M}$ en g	$\sigma^2$	$\sigma$
Filon Mobale	15,6	$7,8 \cdot 10^{-4}$	0,50	0,71
Schistes Twangiza	3,9	$13,1 \cdot 10^{-3}$	33,6	5,81

Nous calculons ainsi, dans le cas d'une prise de 100 g, des valeurs tout à fait inadmissibles pour l'écart-type. Il faut cependant faire remarquer que nous nous sommes basés, pour ce calcul, sur les teneurs en or amalgamable et sur le poids moyen des particules d'or amalgamable.

La teneur en or total de ces échantillons est connue. Par contre, nous ne connaissons pas la granulométrie de l'or non amalgamable. Mais nous pouvons supposer que cet or est constitué de particules d'un diamètre de l'ordre de quelques microns. Nous pouvons alors appliquer la formule (104) et nous obtenons les chiffres suivants pour l'écart-type :

	$\pi_R$	$\sigma$
Filon Mobale	0,75	0,53
Schistes Twangiza	0,395	2,3

Les valeurs de l'écart-type restent trop élevées. Par conséquent, on ne peut pas prélever un échantillon de 100 g, dans le cas de ces deux minerais.

Cependant, il ne faut pas perdre de vue que les échantillons sont finement broyés (à environ — 100 mesh), avant de les soumettre à l'analyse par fusion. Dans notre calcul, nous avons supposé que la granulométrie de l'or n'est pas modifiée par ce broyage, ce qui n'est pas le cas. En réalité, une partie de grosses particules d'or sera déchiquetée ; d'autres particules seront par contre aplaties. Mais de toute façon, il faut déconseiller de broyer un échantillon contenant des particules d'or relativement grandes qui risquent d'être perdues pendant les manipulations.

Il faudrait effectuer un broyage par étages et éliminer les particules d'or libérées par tamisage après chaque étage de broyage. Cette technique est compliquée et, de toute façon, elle conduirait à des résultats très dispersés.

Par contre, si on prélève un échantillon plus important, pesant par exemple 5 kg, on calcule un écart-type de respectivement 0,075 et 0,32. La première valeur est acceptable. Par contre, dans le cas de Twangiza, on devrait s'adresser à un échantillon de 100 kg pour obtenir un écart-type voisin de 0,07.

Il est facile de montrer que la méthode par amalgamation doit conduire à une variance plus faible que la méthode directe.

Dans le cas d'une prise de 100 g, la variance est donnée par :

$$\sigma_1^2 = \frac{\bar{M}}{100a}$$

Lorsque nous appliquons la méthode par amalgamation suivie de l'analyse des tailings, nous avons :

$$\sigma_{II}^2 = \frac{\bar{M}}{5000a} + \sigma_T^2$$

Pour que cette seconde méthode présente de l'intérêt,  $\sigma_{II}^2$  doit être inférieure à  $\sigma_1^2$ . La condition limite est :

$$\sigma_1^2 - \sigma_{II}^2 \geq 1$$

$$\sigma_1^2 - \frac{\sigma^2}{50} - \sigma_T^2 \geq 1$$

$$49 \sigma_1^2 - 50 \sigma_T^2 \geq 50$$

En première approximation, nous pouvons écrire :

$$\sigma_1^2 - \sigma_T^2 \geq 1$$

Comme  $\sigma_1^2$  et  $\sigma_T^2$  correspondent au même poids (100 g) et comme le prélèvement est fait, dans le premier cas, en présence d'or gros, tandis que cet or n'existe plus dans les tailings d'amalgamation, il est évident que cette condition est remplie très facilement.

Nous voyons donc qu'au lieu de déterminer directement la teneur en or total, on a intérêt d'éliminer au préalable l'or gros par amalgamation, en travaillant avec un échantillon d'un poids important, et analyser ensuite les tailings d'amalgamation. La teneur en or total de l'échantillon initial est alors donnée par :

$$a = \frac{Q_A}{P} + \frac{Q_T}{P} \quad (135)$$

où  $Q_A$  est la quantité d'or récupérée par amalgamation et  $Q_T$  la quantité d'or contenue dans les tailings d'amalgamation.

Il y a quelques années, nous avons étudié en détail la détermination de la teneur en or amalgamable (A. PRIGOGINE [19]) et il n'est plus nécessaire de revenir sur ce sujet.

En déterminant la teneur en or total, après élimination préalable de l'or gros par amalgamation, la variance est donnée par :

$$\sigma^2 = \sigma_c^2 \rho^2 + \sigma_t^2 (1 - \rho)^2 \quad (136)$$

où  $\rho$  est le pourcentage d'or amalgamable contenu dans l'échantillon,  $\sigma_c^2$  la variance due à l'or amalgamable,  $\sigma_t^2$  celle à l'or non amalgamable.

La contribution de l'or amalgamable et de l'or resté dans les tailings d'amalgamation résulte de :

$$\sigma_c^2 = \sigma_e^2 + \sigma_A^2 + \sigma_p^2$$

$$\sigma_t^2 = \sigma_e^2 + \sigma_A^2 + \sigma_p^2$$

$\sigma_e^2$  étant la variance due à l'échantillonnage,  $\sigma_A^2$  celle due à l'analyse et  $\sigma_p^2$  celle due au poids de l'échantillon.

Normalement, nous pesons 5 kg pour l'amalgamation. Nous estimons que ce poids est connu à 10 g près. Ceci nous donne un écart-type de 0,2%.

Nous récoltons la totalité de l'or amalgamable qui est pesé, après élimination de l'argent par inquartation, sur une balance d'essayeur. Nous pouvons alors négliger la valeur de  $\sigma_A^2$ .

Quant à la contribution de l'échantillonnage à la valeur de  $\sigma_c^2$ , elle dépend des caractéristiques de l'échantillon à analyser, en particulier de la valeur de  $\bar{M}$  et de sa teneur, et il n'est pas possible de généraliser ce problème. C'est ainsi que nous avons calculé un écart-type de 7,5%, dans le cas du filon Mobale, pour une prise de 5 kg. Expérimentalement, nous avons obtenu un écart-type de 5% (moyenne), dans le cas d'échantillons provenant du filon de Lutunguru, pour des prises de 2 à 3 kg [24, pp. 30, 34]. Si nous acceptons le chiffre de 5%, nous obtenons pour la variance partielle due à l'or amalgamable (1) :

$$\sigma_c^2 = 0,000004 + 0,0025 \approx 0,0025$$

Passons aux tailings d'amalgamation. Dans le cas du filon de Mobale ( $a = 6,0$  g/t), nous avons obtenu expérimentalement 3% pour l'écart-type dû à l'échantillonnage et à l'analyse.

(1) Évidemment, ce texte ne s'applique pas au minerai de Twangiza.

D'autres échantillons à l'état de pulpes, à teneur plus faible (moyenne 1,25 g/t), nous avaient donné un écart-type voisin et nous obtenons pour la variance partielle due à l'or non amalgamable en nous basant sur 5 % pour l'écart-type dû à l'échantillonnage et à l'analyse :

$$\sigma_T^2 = 0,000004 + 0,0025 \approx 0,0025$$

Enfin, si nous effectuons le calcul pour  $\rho = 0,75$ , il en résulte pour la variance, conformément à la relation (136) :

$$\sigma^2 = 0,0025 \cdot 0,56 + 0,0025 \cdot 0,06 = 0,00155$$

Nous obtenons donc par la méthode à l'amalgamation un écart-type voisin de 4% qui est sensiblement inférieur à l'écart-type de la teneur déterminée directement.

### 223. ANALYSE DES TAILINGS DES LAVERIES GRAVIMÉTRIQUES.

L'échantillon prélevé à la laverie est soumis au laboratoire à une concentration gravimétrique, après classement en plusieurs catégories granulométriques. Ceci permet de connaître la teneur en minéral utile récupérable au degré de broyage réalisé à l'usine. Si l'on désire déterminer la teneur récupérable à une finesse plus grande, l'échantillon est d'abord concassé ou broyé en conséquence. Les tailings du traitement au laboratoire sont ensuite échantillonnés et analysés. La teneur en minéral utile total résulte de la formule (111), la variance de (112).

Au laboratoire de Kamituga, l'échantillon subit le traitement standard suivant :

a. Débourage à la main avec élimination des boues mises en suspension qui sont stockées. Après décantation, l'eau est siphonnée ; les boues épaissies sont pesées et homogénéisées par une agitation prolongée. On prélève ensuite plusieurs échantillons pour connaître le pourcentage des solides.

b. Pour récupérer les sables très fins entraînés avec les boues, celles-ci sont traitées dans un hydrocyclone de 11 cm de diamètre, travaillant sous une pression de 0,6 kg/cm<sup>2</sup>. L'underflow obtenu est passé sur une table Deister.

c. L'échantillon débourbé et séché est classé, à l'aide d'un tamis vibrant Kimman, en 9 catégories granulométriques.

d. Chaque catégorie est soumise à un traitement gravimétrique dans un appareil approprié : les fractions + 4 mm dans un Joplin jig, la fraction — 4 + 2 mm dans un Denver Simplex jig 4" × 6" et les fractions — 2 mm sur une table Deister N° 14.

Au sujet de ce mode opératoire, nous voudrions faire les remarques suivantes :

L'élimination des boues est indispensable. Dans le cas contraire, les boues enroberaient des particules de minéral utile, lors du séchage, et les résultats du traitement gravimétrique seraient faussés principalement pour les très fines granulométries. Nous attachons à ce débouillage préliminaire une grande importance, car le séchage, fait souvent à feu nu, provoque une véritable « cuisson » des argiles.

Les divers traitements gravimétriques sont conduits de façon à obtenir le maximum de minéral récupérable, y compris les morceaux même fortement barrés. Il en résulte des concentrés à teneur relativement faible qui sont ensuite enrichis par un second traitement (semi-finissage). Les concentrés des fractions + 4 mm sont simplement triés à la main, tandis que ceux des fractions — 4 mm sont repassés par le jig ou sur la table à secousses. Si leur quantité est faible, ils sont soumis à un pannage ou à un superpannage. Enfin, en présence d'un pourcentage élevé d'impuretés lourdes, les concentrés sont traités au séparateur magnétique ou par flottation au pan <sup>(1)</sup>.

L'expression (111) prend, dans le cas du traitement des tailings, la forme générale suivante qui montre que l'on prélève plusieurs concentrés et plusieurs tailings :

$$a = \frac{\sum_i a_{c_i} C_i}{P} + \frac{\sum_j a_{r_j} T_j}{P} \quad (137)$$

Le *tableau XLIII* donne un exemple de traitement avec élimination des boues et avec séparation des impuretés lourdes au trieur magnétique et par flottation.

<sup>(1)</sup> La flottation au pan est analogue à la flottation sur table. Elle est effectuée en absence de moussants. Dans le cas du minerai de Nzombe, nous employons un xanthate, du mazout et de l'acide sulfurique. Cette méthode a de l'intérêt seulement pour les catégories + 50 mesh. La fraction — 50 mesh est simplement soumise à la flottation ordinaire dans une petite cellule.

Tableau XLIII. — Tailings d'octobre 1958 de l'Usine de Nzombe.

Fraction	Poids en kg	Poids en %	Traitement	Concentré en g	Teneur conc. en SnO <sub>2</sub> en %	SnO <sub>2</sub> en g	Distribut. SnO <sub>2</sub> en %	Teneur fraction en SnO <sub>2</sub> en kg/t
A. MINÉRAI TEL QUEL SANS BROYAGE SUPPLÉMENTAIRE								
+ 8 mm	1,9	0,2	HP	—	—	—	—	—
— 8 + 4	32,2	4,0	J <sub>1</sub> + HP	28	54,6	15,3	3,5	0,475
— 4 + 2	182,2	22,5	J <sub>2</sub> + P + M + F	49	82,0	40,2	9,4	0,220
— 2 + 1	181,8	22,4	T + P + M + F	41	58,4	24,0	5,6	0,132
— 1 + 30 mesh	117,0	14,5	T + P + M + F	66	50,8	33,5	7,8	0,286
— 30 + 50	44,4	5,4	T + P + M + F	61	60,4	36,8	8,6	0,830
— 50	191,2	23,8	T + P + M + F	552	49,8	275,0	64,1	1,440
Boues	58,2	7,2	T	130	3,46	4,5	1,0	0,077
Total minerai	808,9	100,0		927	46,3	429,3	100,0	0,530
B. TAILINGS DES TRAITEMENTS PRÉCÉDENTS								
Sulfures	2,242		A		0,22	4,9		2,200
Magnétiques	3,143		A		0,93	29,2		9,300
Tails réunis	744,4		A		0,106	788,0		1,060
Tails boues	58,0		A		0,24	139,0		2,400
TOTAL	808,9				0,1718	1390,4		1,718

J<sub>1</sub> : Joplin jig                      T : Table Deister  
 J<sub>2</sub> : Denver jig                    F : Flottation  
 P : Pannage                        M : Séparation magnétique  
 HP : Handpicking                A : Analyse chimique

Passons à la discussion de la variance donnée par la formule (112). Précédemment, nous avons déjà montré <sup>(1)</sup> que la contribution des concentrés à la variance totale est faible. Comme nous prélevons plusieurs concentrés qui sont échantillonnés et analysés séparément, la variance due aux concentrés est encore abaissée davantage. Ceci montre que la teneur en minéral utile récupérable est déterminée avec une précision très grande, à condition qu'aucune erreur systématique ne soit commise.

Nous avons aussi déterminé, dans le chapitre 21, la variance due à l'analyse des tailings :

$$\sigma_{\lambda}^2 = \frac{21.10^{-10}}{a^2}$$

Il nous reste encore à évaluer la variance due à l'échantillonnage des tailings du traitement au laboratoire. Ceci a été fait expérimentalement, dans le cas de deux échantillons différents provenant de l'usine de Nzombe et de l'usine de Nyangulube. Voici les résultats obtenus pour un échantillon de 5 kg, après broyage à — 2 mm <sup>(2)</sup> :

Origine	$a.10^3$	$\sigma_{E+A}^2$	$\sigma_{\lambda}^2$	$\sigma_E^2$	$(\sigma_E)_a.10^4$
Nzombe	0,57	0,0456	0,0036	0,00420	1,18
Nyangulube	1,22	0,0052	0,0008	0,00044	0,81

On constate qu'en première approximation, l'écart-type absolu est constant, avec une moyenne de  $1.10^{-4}$ . Nous pouvons alors écrire :

$$\sigma_E^2 = \frac{1.10^{-8}}{a^2}$$

Finalement, nous obtenons en négligeant la contribution des concentrés à la variance totale :

$$\begin{aligned} \sigma^2 &= \frac{(100+21) 10^{-10}}{a^2} (1-\rho)^2 \\ \sigma^2 &= \frac{1,21.10^{-8} (1-\rho)^2}{a^2} \end{aligned} \quad (138)$$

<sup>(1)</sup> Voir p. 135.

<sup>(2)</sup> Rappelons que l'expérience nous donne la variance due à l'échantillonnage et à l'analyse. Nous devons donc soustraire la contribution de cette dernière.

Nous voyons que la contribution de l'échantillonnage est supérieure à celle de l'analyse.

Dans le cas des tailings des usines,  $\rho$  est généralement inférieur à 0,5, lorsque le traitement au laboratoire est effectué sans concassage supplémentaire. Admettons par exemple  $\rho = 0,4$  et  $a = 10^{-3}$ . La variance totale est alors  $0,43.10^{-2}$  et l'écart-type 0,066. Vu la nature de l'échantillon et sa faible teneur, ce résultat nous paraît satisfaisant. De toute façon, on pourrait diminuer l'écart-type — si on le désirait — en prélevant un échantillon d'un poids supérieur à 5 kg, après broyage à — 2 mm, ou bien en gardant la prise de 5 kg, mais en broyant plus finement.

#### 224. DÉTERMINATION DE LA TENEUR DANS UNE UNITÉ D'ÉCHANTILLONNAGE.

La complexité d'une unité d'échantillonnage peut aller d'un simple sluice ou jig, précédé d'un engin de concassage, jusqu'à une laverie complète qui peut servir, en cas de nécessité, à la détermination de la teneur d'un minerai primaire.

Examinons quelques unités d'échantillonnage dont le flow sheet dépendra de la nature du minéral de valeur, en d'autres mots, du procédé de concentration applicable. Nous nous limiterons ici aux minerais aurifères caractérisés par un pourcentage élevé d'or amalgamable et aux minerais convenant à la concentration gravimétrique, comme la cassitérite, la wolframite etc.

##### 2241. *Unité d'échantillonnage pour minerais aurifères.*

Nous avons déjà décrit l'unité d'échantillonnage installée à Kamituga (A. PRIGOGINE [21]). Depuis ce temps, cette unité continue à nous donner satisfaction et son flow sheet n'a subi aucune modification majeure <sup>(1)</sup>. Nous nous contenterons donc d'indiquer ici simplement les caractéristiques de ce flow sheet :

1. Débourbage du minerai dans un log washer ;
2. Concassage et broyage en un étage ;

<sup>(1)</sup> La table WIFLEY, prévue au début pour le traitement des tailings de la section de broyage, a été supprimée.

3. Récupération des concentrés d'or et des sulfures, d'abord dans le circuit de broyage, à l'aide d'un tapis à caoutchouc riffé et d'un jig et, ensuite, dans l'overflow du classificateur, à l'aide de tapis à caoutchouc riffé.

La teneur d'un échantillon traité dans cette unité est donnée par :

$$a = \frac{Q_c + Q_d + Q_b}{P} \quad (139)$$

où  $Q_c$ ,  $Q_d$  et  $Q_b$  sont les quantités d'or contenues respectivement dans les concentrés récoltés et dans les tailings des sections de débouillage et de broyage.  $P$  est le poids de l'échantillon traité.

En pratique, il faut déterminer expérimentalement 8 grandeurs pour pouvoir calculer la teneur de l'échantillon conformément à :

$$a = \frac{a_c P_c}{P'(1 - H_p)} + \frac{a_d [P'(1 - H_p) - P'_b(1 - H_b) - P_c]}{P'(1 - H_p)} + \frac{a_b [P'_b(1 - H_b) - P_c]}{P'(1 - H_p)} \quad (139a)$$

où  $a_c$ ,  $a_d$  et  $a_b$  sont les teneurs respectivement des concentrés, des tailings de débouillage et des tailings de broyage,  $H_p$  et  $H_b$  l'humidité de l'échantillon traité et celle du minerai débouillé,  $P'$  et  $P'_b$  le poids humide de l'échantillon et du minerai débouillé et  $P_c$  le poids sec des concentrés.

Comme le flow sheet de l'unité d'échantillonnage comprend un débouillage suivi de la concentration du minerai propre, la variance de la teneur de l'échantillon est donnée par l'expression suivante, semblable à (131) :

$$\sigma^2 = \rho_1^2 \rho_2^2 \sigma_c^2 + (1 - \rho_1)^2 \rho_2^2 + \rho_1^2 (1 - \rho_2)^2 \sigma_b^2 \quad (140)$$

où  $\rho_1$  est le rendement de la section de débouillage et  $\rho_2$  celui de la section de broyage.

Les variances partielles sont les suivantes :

$$\sigma_c^2 = \sigma_{E_c}^2 + \sigma_{A_c}^2 + \sigma_{P_c}^2 + \sigma_P^2 \quad (140a)$$

$$\sigma_D^2 = \sigma_{E_D}^2 + \sigma_{A_D}^2 + \sigma_{P_D}^2 + \sigma_P^2 \quad (140b)$$

$$\sigma_B^2 = \sigma_{E_B}^2 + \sigma_{A_B}^2 + \sigma_{P_B}^2 + \sigma_P^2 \quad (140c)$$

Nous tenons donc compte de la contribution de l'échantillonnage (à l'unité même et au laboratoire), de l'analyse des échantillons prélevés et des pesées effectuées.

Appliquons la formule (140) dans le cas d'un échantillon à 1,95 g/t en or total, pour lequel nous avons obtenu un rendement de 80% au débouillage et de 80% à la concentration gravimétrique :

$$\sigma^2 = 0,41 \sigma_c^2 + 0,040 \sigma_D^2 + 0,026 \sigma_B^2$$

Voici les 8 grandeurs qui ont permis de calculer la teneur :

P' = 4 t	H <sub>B</sub> = 10 %
P' <sub>B</sub> = 1,2 t	a <sub>D</sub> = 0,6 g/t
P <sub>C</sub> = 63 kg	a <sub>B</sub> = 1,0 g/t
H <sub>P</sub> = 18 %	a <sub>C</sub> = 65 g/t

Calculons ensuite les variances partielles dues à l'or récolté et à l'or perdu.

Le poids humide de l'échantillon traité est connu à 0,5 % près. L'humidité peut être déterminée à 10% près ; il en résulte environ 2% pour 1 — H<sub>P</sub>. La variance du poids sec de l'échantillon est alors égale à :

$$\sigma_P^2 = 0,000025 + 0,0004 = 0,000425$$

D'une façon analogue, en admettant les mêmes erreurs relatives pour P'<sub>B</sub> et pour H<sub>B</sub>, on obtient pour la variance de P'<sub>B</sub> :

$$\sigma_{P_B}^2 = 0,000025 + 0,0001 = 0,000125$$

Comme le concentré est pesé après séchage, nous obtenons en admettant à nouveau 0,5% pour l'erreur due à la pesée :

$$\sigma_{P_C}^2 = 0,000025$$

Le poids des boues éliminées par débouillage est 3280 — (1080 + 63) = 2137 kg. En tenant compte de la répartition de ces poids et de leurs variances partielles, nous obtenons pour  $\sigma_{r_D}^2$  :

$$\sigma_{r_D}^2 = 1,54^2 \cdot 0,000425 + 0,51^2 \cdot 0,000125 + 0,03^2 \cdot 0,000025$$

$$\sigma_{r_D}^2 = 0,00104.$$

La totalité des concentrés récoltés est soumise à l'amalgamation. Les tailings seuls sont échantillonnés. Si nous admettons 2% pour l'échantillonnage et une récupération de 75% de l'or amalgamable, nous calculons une variance de 0,0004.0,0625 = 0,000025 pour l'échantillonnage des concentrés.

En ce qui concerne la contribution de l'analyse du concentré (en réalité, des tailings de l'amalgamation), nous avons obtenu 2,7% pour l'écart-type [21, p. 17]. La variance due à l'analyse du concentré est donc 0,00073.0,0625 = 0,000046. La contribution des concentrés est alors donnée par :

$$\sigma_c^2 = 0,000025 + 0,000046 + 0,000025 + 0,000425 = 0,000521$$

Comme les tailings de l'unité d'échantillonnage sont prélevés sous forme d'une pulpe finement broyée, ne contenant pas de l'or gros, nous estimons l'écart-type dû à l'échantillonnage à 1%. Nous admettons la même valeur également pour l'échantillonnage au laboratoire. L'écart-type absolu dû à l'analyse s'élève à 0,08 g/t [21, p. 24]. Ce chiffre conduit à un écart-type relatif de 13,3 % pour  $a_D$  et de 8% pour  $a_B$ .

Nous obtenons alors pour  $\sigma_D^2$  et  $\sigma_B^2$  :

$$\sigma_D^2 = 0,0001 + 0,0001 + 0,0178 + 0,00104 + 0,000425 = 0,0195$$

$$\sigma_B^2 = 0,0001 + 0,0001 + 0,0064 + 0,000125 + 0,000425 = 0,0072$$

Il en résulte finalement pour la valeur de la variance :

$$\sigma^2 = 0,41.0,000521 + 0,040.0,0195 + 0,026.0,0072 = 0,001181$$

L'écart-type de la teneur s'élève à 3,4%. Nous pouvons donc dire que la teneur réelle de l'échantillon traité a 95% de chances de se trouver entre les limites  $1,95 \pm 0,13$  g/t, soit entre 1,82 et 2,08 g/t.

2242. *Unité d'échantillonnage pour minerais stannifères.*

L'unité d'échantillonnage la plus simple est constituée par un granulateur, un jig et une échantillonneuse automatique. On se servira par exemple d'un granulateur Denver 5" × 6" et d'un Pan American Placer jig 12" × 12", à 2 cellules. Une telle unité permettrait de traiter jusqu'à 500 kg de minerai par heure, après concassage à environ 1". Généralement, le jig dégrossisseur fournira un concentré à teneur insuffisante. Celui-ci sera alors traité à nouveau dans un second jig de dimensions plus petites, par exemple dans un Denver Simplex jig 4" × 6", qui permettra d'obtenir un produit suffisamment riche.

La teneur du minerai traité est alors donnée par :

$$a = \frac{a_c C}{P'(1-H)} + \frac{a_r [P'(1-H) - C]}{P'(1-H)} \quad (141)$$

où  $P'$  est le tonnage du minerai humide et  $H$  son humidité.

La variance de cette teneur est donnée par l'expression suivante, analogue à (131) :

$$\sigma^2 = (\sigma_{e_c}^2 + \sigma_{a_c}^2 + \sigma_c^2 + \sigma_p^2)\rho^2 + (\sigma_{e_r}^2 + \sigma_{a_r}^2 + \sigma_r^2 + \sigma_p^2)(1-\rho)^2 \quad (142)$$

Calculons la variance pour un minerai stannifère. Nous avons admis précédemment (1) les variances partielles suivantes :

$$\sigma_{e_c}^2 = 0,0004$$

$$\sigma_{a_c}^2 = 0,0001$$

$$\sigma_c^2 = 0,0000$$

Le poids de l'échantillon traité peut être déterminé à 1% près, l'humidité à 5% près (pour une humidité de l'ordre de 10%). Il en résulte pour  $(1-H)$  environ 0,6%. La variance du poids sec sera alors :

$$\sigma_p^2 = 0,0001 + 0,00004 = 0,00014$$

Il en résulte que la contribution du concentré à la variance s'élève à  $0,0004 + 0,0001 + 0,00014 = 0,00064$ .

Calculons la contribution des tailings à la variance totale.

(1) Voir p. 135.

L'échantillonnage intervient deux fois : d'abord à l'usine, ensuite au laboratoire. Il est très difficile de donner une valeur pour la variance due au prélèvement de l'échantillon à la laverie. Sa valeur dépend non seulement du poids de l'échantillon prélevé, de la teneur des tailings et du degré de concassage réalisé à l'unité d'échantillonnage, mais aussi de la nature du minerai traité, de la récupération réalisée et des fluctuations de la teneur d'alimentation qui se manifestent par des variations, mais d'une amplitude plus faible, de la teneur des tailings.

A l'usine de Nzombe, l'échantillonneuse automatique prélève un échantillon voisin de 0,5 kg toutes les 15'. L'échantillon mensuel est constitué par environ 1200 prises et pèse de l'ordre de 600 kg pour un tonnage traité de 6.000 t. A l'usine de Nyangulube, où le minerai est plus homogène (et contient environ 50% d'argiles), nous prélevons un échantillon voisin de 1.000 kg pour un tonnage mensuel de l'ordre de 25.000 t. La comparaison des teneurs des tailings, d'un mois à l'autre, nous indique que l'échantillon semble être représentatif dans ces conditions. Deux échantillons prélevés à Nzombe, avec deux échantillonneuses automatiques, ont donné 2,445 et 2,032 kg/t. Il nous semble que nous pouvons alors admettre une erreur de 10% pour l'échantillonnage à l'usine. Dans le cas de l'échantillonnage et de l'analyse au laboratoire, nous avons obtenu une variance de 0,0043 <sup>(1)</sup>.

Remarquons toutefois que l'échantillon prélevé dans les tailings sera relativement plus important, dans le cas d'une unité d'échantillonnage. On prélèvera, par exemple, un échantillon d'une centaine de kg pour un tonnage initial de 10 t et un échantillon de l'ordre de 250 kg pour un tonnage traité de 50 t.

Nous obtenons, pour la variance du second terme, au total :  $0,0100 + 0,0043 + 0,00014 + 0,00014 = 0,0146$  <sup>(2)</sup>.

Finalement, nous pouvons écrire :

$$\sigma^2 = 0,00064 \rho^2 + 0,0146(1 - \rho)^2 \quad (142a)$$

<sup>(1)</sup> Voir p. 157. Ce chiffre est valable seulement pour  $a = 0,001$  et 40 % pour la cassitérite sous forme récupérable dans les tailings de l'unité d'échantillonnage.

<sup>(2)</sup> En première approximation, la variance du poids des tailings est égale à celle du poids du minerai traité.

Par exemple, pour un rendement de 60%, la variance totale sera égale à  $0,00025 + 0,00234 = 0,00259$ . Il en résulte 0,051 pour l'écart-type, valeur que nous considérons comme très faible. Elle s'explique par le fait que le concentré, représentant 60% de la cassitérite contenue dans l'échantillon, contribue à peine à la variance totale. D'un autre côté, si la récupération est mauvaise, l'écart-type augmente rapidement. Nous calculons ainsi par exemple pour  $\rho = 0,1$ , un écart-type de 0,11.

Pour déterminer la teneur en cassitérite récupérable du gisement d'Isongo, SYMÉTAÏN a installé récemment une usine d'échantillonnage d'une capacité horaire voisine de 5 t. Le flow sheet de cette laverie, semblable à celui des laveries SYMÉTAÏN, est caractérisé comme suit :

1. Concassage à  $- 1/2''$ , en circuit fermé, dans un concasseur à percussion Hazemag SAP1.
2. Récupération de la cassitérite libérée en 3 étages de concentration, à l'aide de jigs et d'une table à secousses, avec recyclage des tailings des deux derniers étages.

Il ne nous est pas possible de décrire, dans ce mémoire, les détails de l'installation. Ajoutons seulement que chaque échantillon massif pèse 50 à 60 t. La totalité des concentrés et des middlings récoltés est envoyée au laboratoire de Kalima. Un échantillon des tailings est prélevé pendant toute la durée du traitement. Cet échantillon est broyé au laboratoire à  $- 2$  mm, classé en 4 catégories granulométriques et chaque catégorie est soumise à une concentration gravimétrique appropriée.

#### 2243. *Echantillonnage à l'aide d'une usine.*

Nous avons dû résoudre récemment le problème de la détermination de la teneur d'un lot de minerai stannifère en place. Le minerai avait été échantillonné par la méthode des forages par longs trous et il était important de connaître l'écart entre la teneur calculée, à partir des forages, et la teneur réelle.

Pour cela, nous nous sommes servis de l'usine de Nzombe comme unité d'échantillonnage <sup>(1)</sup>. Il va de soi que des précau-

(1) Nous ne pouvons pas décrire ici le flow sheet de cette laverie. Disons seule-

tions spéciales doivent être prises pour obtenir des résultats exacts. En particulier, l'usine doit être nettoyée méticuleusement avant et après l'essai. De plus, la cassitérite se trouvant dans les lits des jigs doit être pesée, échantillonnée et analysée avant et après l'essai.

Il nous paraît utile de donner ici les détails de cet échantillonnage et de calculer la variance de la teneur ainsi déterminée.

L'essai a porté sur 64,6 t de minerai humide, à 8% d'humidité.

Les concentrés suivants ont été récoltés :

Origine	Poids en kg	Teneur en SnO <sub>2</sub> en %	SnO <sub>2</sub> en kg	Distrib. SnO <sub>2</sub> en %
Placer jig	378	53,70	202,8	36,5
Denver jigs	638	34,70	220,0	39,6
Tables Wilfley	1.037	13,80	143,0	25,8
Middlings	404	16,05	64,8	11,5
Lit jigs (après)	240	90,05	216,8	39,0
Lit jigs (avant)	— 330	88,10	— 290,8	— 52,4
Total	2.362	23,60	556,6	100,0

La teneur récupérée s'élève à 9,320 kg/t.

Les tailings de l'usine ont été échantillonnés, à l'aide d'une échantillonneuse automatique, à raison d'un prélèvement toutes les 30 secondes. L'échantillon total pèse 49 kg (ceci correspond à environ 800 prélèvements partiels). Les tailings montrent une teneur de 1,385 kg/t en SnO<sub>2</sub> récupérable et une teneur de 3,435 kg/t en SnO<sub>2</sub> total. La teneur du minerai traité a été calculé à 12,6 kg/t.

Établissons ensuite la variance de cette teneur. Le poids moyen d'un wagonnet contenant du minerai humide est de 1250 kg. Ce poids peut être déterminé à 1% (1), à l'aide d'un pont à peser. L'humidité est connue à 5% près. Il en résulte

ment que le minerai est soumis, après concassage à environ — 4 mm, à une concentration gravimétrique principalement à l'aide de jigs et de tables à secousses.

(1) Pour 52 wagonnets, l'erreur aléatoire devrait se réduire à  $1/\sqrt{52} = 0,14$  %. Nous maintenons cependant l'erreur de 1 % pour tenir compte des difficultés de nettoyer complètement les wagonnets.

une erreur voisine de 0,5% sur  $(1 - H)$ . Pour la variance du tonnage sec nous obtenons alors  $0,0001 + 0,000025 = 0,000125$ .

Un concentré, d'un poids variant de 200 à 1000 kg, peut facilement être pesé à 0,5 % près.

Précédemment, nous avons admis 2% pour l'échantillonnage et 1% pour l'analyse <sup>(1)</sup>. Comme l'échantillonnage a été exécuté à l'usine même, nous doublons l'erreur due à l'échantillonnage. Nous obtenons alors, pour chacun des concentrés, la variance suivante :

$$0,000025 + 0,001600 + 0,000100 = 0,001725$$

Pour l'ensemble de SnO<sub>2</sub> contenu dans les quatre concentrés, compte tenu des lits, la variance peut être calculée comme suit :

$$\sigma^2 = 0,001725(0,133 + 0,157 + 0,067 + 0,013 + 0,152 + 0,275)$$

$$\sigma^2 = 0,001375$$

Il en résulte que la variance de la teneur récupérée s'établit à  $0,000125 + 0,001375 = 0,0015$ . L'écart-type est égal à 0,039, soit 0,363 kg/t. Nous pouvons donc affirmer, avec une probabilité de 95%, que la teneur réelle en SnO<sub>2</sub> récupérable se trouve entre 8,594 et 10,046 kg/t.

Nous avons établi précédemment <sup>(2)</sup> que la variance de la teneur des tailings, due au traitement au laboratoire est donnée par :

$$\sigma^2 = \frac{1,21 \cdot 10^{-8} (1 - \rho')^2}{a^2}$$

où  $\rho'$  représente la fraction de la cassitérite se trouvant sous forme récupérable dans les tailings. Dans le cas présent, nous avons  $\rho' = 0,408$  et  $a = 0,003435$ . Cette variance est alors égale à 0,000362.

De plus, nous devons tenir compte de la variance due au prélèvement de l'échantillon des tailings à l'usine (0,0100). La variance de la teneur des tailings devient alors  $0,000362 + 0,0100 = 0,0104$ .

<sup>(1)</sup> Voir p. 135.

<sup>(2)</sup> Voir p. 156.

Finalement, nous obtenons :

$$\sigma^2 = 0,0015\rho^2 + 0,0104(1 - \rho)^2$$

Dans le cas de l'essai effectué, nous avons obtenu un rendement de 73,8%. Nous calculons alors 0,00152 pour la variance de la teneur du minerai et 0,039 pour l'écart-type. Nous pouvons donc affirmer, avec une assurance de 95%, que la teneur réelle du minerai traité se trouve dans l'intervalle 11,6 et 13,6 kg/t.

Lorsque la teneur du minerai est plus faible, le traitement dans une usine d'échantillonnage conduit à un résultat affecté par un écart-type absolu sensiblement plus élevé. C'est ainsi que, lors d'un second essai à l'usine de Nzombe, nous avons obtenu une teneur récupérée de 0,765 kg/t en  $\text{SnO}_2$  et une teneur en  $\text{SnO}_2$  total de 1,840 kg/t. Le calcul de l'écart-type absolu de cette dernière teneur donne comme résultat 0,089. Dans ce cas, la teneur réelle du minerai traité se trouve entre les limites 1,5 et 2,2 kg/t, avec une assurance de 95 %.

### 3. CONCLUSIONS

Nous avons montré, dans les chapitres précédents, que l'analyse de minerais hétérogènes à faible teneur représente un problème fort complexe. C'est la nature même du matériau à analyser qui détermine le choix de la technique très spéciale qui convient le mieux à ce cas particulier. En effet, nous sommes obligés de prélever, dans le minerai tout-venant, des échantillons représentatifs d'un poids souvent très considérable et c'est l'analyse de tels échantillons massifs qui nécessite l'emploi de méthodes peu conventionnelles.

Que le lot à échantillonner soit constitué par un minerai tout venant d'origine primaire ou d'origine détritique, la variance de la teneur des échantillons prélevés est donnée par l'expression

$$Q\sigma^2 = h M_{11} \sum_{\lambda} \frac{l_{\lambda} \pi_{m\lambda}}{F^{3(\lambda-1)}} \quad (143)$$

que nous pouvons écrire aussi sous la forme générale

$$Q\sigma^2 = h \sum_{\lambda} \pi_{m\lambda} \bar{M}_{\lambda} \quad (144)$$

avec

$$\bar{M}_{\lambda} = \sum_{\mu} \pi_{m\mu} M_{\mu}$$

Dans le cas de minerais détritiques, le facteur de libération est égal à 1 et ces relations se simplifient (une seule catégorie densimétrique).

Le facteur d'hétérogénéité tient compte, comme nous l'avons vu, d'une distribution anormale de particules de minéral utile au sein du lot à échantillonner. Un simple mélange d'un lot d'origine détritique permet alors d'abaisser le facteur d'hétérogénéité, dont la valeur primitive n'est pas connue, et de le

rapprocher suffisamment de l'unité, pour que son influence puisse être négligée.

Les conditions sont toutefois plus compliquées dans un lot constitué par un minerai primaire contenant à la fois des particules de minéral utile à l'état libre, de mixtes et de gangue pratiquement stérile. Dans ce cas, l'hétérogénéité peut être due à deux causes différentes. Tout d'abord, exactement comme dans un minerai détritique, la distribution des grains de minéral utile à l'état libre et des mixtes riches peut dépendre de certaines influences extérieures et non seulement du hasard. De nouveau, en soumettant le lot à un mélange, cette distribution défectueuse peut être améliorée. Mais, de plus, les mixtes peuvent contenir des concentrations locales de minéral utile. La contribution d'un tel mixte à la variance étant proportionnelle à la quantité de minéral utile contenu, le mixte se comporte comme une unité plus grande, bien qu'il contienne en réalité un certain nombre de particules unitaires de minéral utile. Ces associations de particules de minéral utile au sein de mixtes provoquent l'accroissement du facteur d'hétérogénéité. Il faut alors soumettre le lot à un concassage approprié pour détruire ces associations et pour pouvoir homogénéiser le lot par simple mélange.

Dans le cas de minerais aurifères d'origine primaire, nous avons pu vérifier expérimentalement l'hypothèse que la variance dépend uniquement de la granulométrie des particules de minéral utile, le poids de minéral utile prélevé dans l'échantillon étant donné <sup>(1)</sup>. Ceci revient à admettre que le facteur d'hétérogénéité est voisin de l'unité.

<sup>(1)</sup> Un simple raisonnement permet de montrer que ceci doit être bien ainsi. Considérons un lot constitué de particules de minéral utile à l'état libre et de particules de gangue. Sa variance est donnée par la formule (32a). Supposons que, par un procédé approprié, nous diminuons de plus en plus le diamètre des grains de gangue pour obtenir finalement une poudre très fine. Comme nous n'avons pas modifié la granulométrie du minéral utile, cette opération n'aura aucun effet sur la variance, à condition que le lot reste homogène au point de vue statistique. Admettons ensuite qu'en élevant suffisamment la température, nous provoquons un début de fusion de la gangue suivi d'agglomération des diverses particules. Nous aurons transformé le lot primitif, de nature détritique, en un minerai ayant les caractéristiques d'un minerai primaire. Si, encore une fois, le lot est resté homogène, cette transformation n'affecte pas la variance du lot qui sera toujours égale à la valeur calculée à partir de (32a). En d'autres mots, en prélevant, à un endroit quelconque du lot aggloméré un échantillon d'un poids déterminé, la variance sera toujours donnée par la formule (32a). Enfin, la dimension des

Nous pouvons généraliser cette idée à d'autres minerais tout venant, sans perdre toutefois de vue que des concentrations locales de minéral utile sont fréquentes dans certains types de minerais et que ces concentrations augmentent considérablement le facteur d'hétérogénéité, sans qu'il nous soit possible de calculer sa valeur à l'avance. Dans tous ces cas, la variance d'un tel lot sera supérieure à celle calculée à partir de la granulométrie du minéral utile et tout se passe comme si le lot contenait des particules de minéral utile d'un poids plus élevé.

Au lieu de réduire le poids des échantillons massifs par le procédé habituel et d'analyser finalement un poids très réduit, il est avantageux de séparer l'échantillon massif en deux fractions — un concentré et un tailing — et d'échantillonner les deux portions obtenues, ce qui est plus facile. Cette méthode par concentration préalable conduit à un écart-type relativement faible et c'est elle qui doit être employée lors de l'analyse de minerais hétérogènes à faible teneur, que ce soit à l'aide d'un superpanner ou dans une installation industrielle.

mixtes n'influence pas la variance, à condition que ces mixtes proviennent d'un lot homogène. Nous voyons donc que seulement la granulométrie du minéral utile, soit la valeur de  $\bar{M}$ , détermine la variance,  $Q$  étant fixé.

## LISTE DES PRINCIPAUX SIGNES EMPLOYÉS

$a$	Teneur en minéral utile (en valeur décimale)
$a_\lambda$	Teneur en minéral utile de la catégorie granulométrique $\lambda$
$a_\mu$	Teneur en minéral utile de la catégorie densimétrique $\mu$
$\alpha$	Teneur en minéral utile des mixtes
$a'$	Rapport des teneurs de deux lots (formule (73))
B	Poids d'une particule de mixte (en g)
$\beta$	Pourcentage en volume des blocs
$c$	Rapport entre $\pi_{m_1}$ et $\pi_{m_2}$ (formule (46))
C	Poids du concentré
$d$	Diamètre des particules (en cm)
$d_\lambda$	Diamètre des particules appartenant à la catégorie granulométrique $\lambda$
$d_m$	Diamètre des particules de minéral utile
$d_{m\lambda}$	Diamètre des particules de minéral utile appartenant à la catégorie granulométrique $\lambda$
$d_{m_r}$	Diamètre réduit des particules de minéral utile
$d_s$	Diamètre des particules de gangue stérile
$D_\lambda$	Ouverture du tamis supérieur délimitant la catégorie granulométrique $\lambda$
$\delta_L$	Densité moyenne du lot
$\delta_m$	Densité du minéral utile
$\delta_\mu$	Densité de la catégorie densimétrique $\mu$
$\delta_s$	Densité de la gangue stérile
E	Rapport d'échantillonnage (formule (132))
$f$	Facteur de forme
$f_\lambda$	Facteur de forme des particules appartenant à la catégorie granulométrique $\lambda$
$f_m$	Facteur de forme des particules de minéral utile
$f_s$	Facteur de forme des particules de gangue
F	Module des tamis employés
G	Poids d'un mètre-cube de gravier en place
$\gamma_B$	Facteur granulométrique du minéral utile en présence de mixtes
$\gamma_m$	Facteur granulométrique du minéral utile libre
$\Gamma_m$	Rapport entre $\gamma'_m$ et $\gamma_m$ (formule (52))
$h$	Facteur d'hétérogénéité

H	Humidité (en valeur décimale)
$\eta$	Rapport des proportions de particules minéralisées dans deux lots (formule (74))
$l$	Facteur de libération
$l_\lambda$	Facteur de libération de la catégorie granulométrique $\lambda$
$\bar{l}$	Facteur de libération moyen
L	Poids du lot à échantillonner
$\lambda$	Catégorie granulométrique définie par deux tamis
$m$	Nombre de particules de minéral utile prélevées dans l'échantillon
$m_\lambda$	Nombre de particules de minéral utile appartenant à la catégorie granulométrique $\lambda$ , prélevées dans l'échantillon
M	Poids d'une particule de minéral utile (en g), poids de minéral utile contenu dans une particule minéralisée
$M_\lambda$	Poids d'une particule de minéral utile appartenant à la catégorie granulométrique $\lambda$
$M_\mu$	Poids de minéral utile contenu dans une particule appartenant à la catégorie densimétrique $\mu$
$M_{11}$	Poids d'une particule de minéral utile appartenant à la catégorie $\lambda = 1$ et $\mu = 1$
$\bar{M}$	Poids moyen pondéré des particules de minéral utile pour l'ensemble des catégories granulométriques et densimétriques
$\bar{M}_\lambda$	Poids moyen pondéré de minéral utile contenu dans une particule minéralisée appartenant à la catégorie granulométrique $\lambda$
$\bar{M}_1$	Poids moyen pondéré de minéral utile contenu dans une particule minéralisée appartenant à la catégorie granulométrique $\lambda = 1$
$\mu$	Catégorie densimétrique caractérisée par la densité $\delta_\mu$
$n$	Nombre de particules prélevées dans l'échantillon
$\rho$	Proportion de particules de minéral utile dans le lot
P	Poids de l'échantillon (en g)
$P_\lambda$	Poids de l'échantillon appartenant à la catégorie granulométrique $\lambda$
$P_\mu$	Poids de l'échantillon appartenant à la catégorie densimétrique $\mu$
$\pi_B$	Proportion de minéral utile contenu dans les mixtes
$\pi_L$	Proportion de minéral utile à l'état libre
$\pi_\lambda$	Proportion de la catégorie granulométrique $\lambda$
$\pi_{m\lambda}$	Proportion de minéral utile dans la catégorie granulométrique $\lambda$
$\pi_{m\mu}$	Proportion de minéral utile dans la catégorie densimétrique $\mu$

$\pi_\mu$	Proportion de la catégorie densimétrique $\mu$
$q$	Proportion de particules de gangue stérile dans le lot
$Q$	Poids de minéral utile
$r$	Degré de comminution
$R$	Poids de refus d'un classeur
$\rho$	Rendement de récupération (en valeur décimale)
$s$	Nombre de particules de gangue stérile prélevées dans l'échantillon
$S$	Poids d'une particule de gangue stérile (en g)
$\sigma$	Écart-type relatif du poids de minéral utile, écart-type relatif de la teneur
$\sigma_a$	Écart-type absolu du poids de minéral utile, écart-type absolu de la teneur
$\sigma_\lambda$	Écart-type relatif de la teneur $a_\lambda$
$\sigma'$	Écart-type absolu de la proportion des particules de minéral utile
$T$	Poids des tailings
$v$	Proportion de vides dans blocs ou refus
$V$	Volume du gravier.

## BIBLIOGRAPHIE

- [1] American Cyanamid Company, Ore Dressing Notes, N° 8, 1938.
- [2] ANTHOINE, R. : Les méthodes pratiques d'évaluation des gîtes secondaires aurifères (*Mém. I. R. C. B.*, Sc. techn., in-4°, IV, fasc. 1, 1941).
- [3] BARICHEV, N.-W. et KALLISTOY, P.-L. : Au sujet des poids sûrs d'échantillons de minerais aurifères (en russe) (*Zvetnie Metalli*, 13, N° 12, pp. 3-14. 1938).
- [4] BEHRE, H.-A. et HASSIALIS, M.-D. : Sampling (dans A.-F. TAGGART, *Handbook of Mineral Dressing*, 1947, pp. 19-01 à 19-19).
- [5] COSTE, H. et ROLLET, A. : L'Étain au Congo (Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, p. 384).
- [6] DE MAGNÉE, I. : *Ztsch. Erzbergbau u. Metallhüttenw.*, VIII, Beiheft, p. B219, 1955.
- [7] — , *Rev. Ind. Min.*, XXXVIII, N° 636, p. 96, 1956.
- [8] GROSJEAN, P.-V. : L'Évaluation mathématique des gisements détritiques (*Mém. I. R. C. B.*, Sc. techn., in-8°, VIII, fasc. 3, 1953).
- [9] GY, P. : L'échantillonnage des minerais — Erreur commise dans le prélèvement d'un échantillon sur un lot de minerai (*Rev. Ind. Min.*, XXXV, N° 607, pp. 311-345. 1954).
- [10] — : Poids à donner à un échantillon. Abaques d'échantillonnage (*Rev. Ind. Min.*, XXXVIII, N° 636, pp. 53-99. 1956).
- [11] — : Nomogramme d'échantillonnage (édité par Minerais et Métaux, Paris, 1956).
- [12] HAULTAIN : Splitting the Minus 200 Mesh with the Superpanner and Infrasizer (*Canad. Min. Met. Bull.*, pp. 229-240. 1937).
- [13] HUBBARD, J.-S., HUMPHREYS, I.-B. et BROWN, Wh.-E. : Humphreys Spiral Concentrator in Recent Ore Dressing Practice (*Min. World*, mai 1953).
- [14] JAHNS, H. : Die Genauigkeit der Probenahme von Kohlen-und Erzsendungen (*Glückauf*, 88, pp. 289-303. 1952).
- [15] — : Der Einfluss des « größten Stücks » bei der Probenviertelung und des in den Geräten zurückbleibenden Reste auf die Genauigkeit der Probenahme (*Glückauf*, 88, pp. 684-688. 1952).
- [16] O. E. E. C. : The Mining and Dressing of Low — Grade Ores in Europe (Rapport N° 127, Paris, 1955).
- [17] PHILIPS, F. : L'exploitation des minerais stannifères de Manono-Kitotolo (Congrès scientifique Élisabethville 1950, Bruxelles).
- [18] PREUD'HOMME, L. : La prospection et l'évaluation des gisements

- aurifères à la Compagnie minière des Grands Lacs Africains (Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, pp. 326-327).
- [19] PRIGOGINE, A : Détermination de la teneur en or amalgamable (*Mém. I. R. C. B.*, Sc. techn., in 8°, VI, fasc. 1. 1950).
- [20] — : Récupération de l'or par sluicing (*Mém. I. R. C. B.*, Sc. techn., in-8°, VII, fasc. 1. 1952).
- [21] — : Étude du bilan métallurgique d'une usine de traitement pour minerais aurifères (*Mém. I. R. C. B.*, Sc. techn., in 8°, X, fasc. 2. 1954).
- [22] — : Concentration des minerais de wolfram et de niobium-tantale au Congo belge et au Ruanda-Urundi, (*Mém. A. R. S. C.*, Sc. techn., in-8°, IV, fasc. 1. 1956).
- [23] — : Analyse des minerais hétérogènes à faible teneur, thèse d'agrégation, Bruxelles, 1959.
- [24] PRYOR, E.-J. : An introduction to mineral dressing (London, 1955, p. 618).
- [25] SEYER, P. : Étude sur la concentration des minerais français de wolfram (*Écho Mines et Métall.*, numéros novembre 1952 à mai 1953).
- [26] — : Les laveries gravimétriques françaises et les minerais qui les approvisionnent (*Ann. Mines*, numéros octobre, décembre 1956, janvier 1957).
- [27] STOLZE, F. : *Rev. Ind. Min.*, XXXVIII, N° 636, p. 94. 1956.
- [28] TAGGART, A.-F. : Handbook of mineral dressing (New York, 1947, p. 19-142).
- [29] THOMPSON, J.-V. et BROWN, Wh.-E. : The Humphreys spiral — Some present and potential applications ( *Eng. Min. J.*, août 1950).
- [30] WARTMANN, R. : dans *Analyse der Metalle*, vol. III (Probenahme) (Berlin, 1956, pp. 165-172).
- [31] WILLIAMS, F.-A. : The identification and valuation of decomposed columbite-bearing granites of the Jos-Bukuru younger granite complex, Nigeria (*Trans. Inst. Min. Met.*, 65, pp. 169-179. 1955-56).
- [32] — : Performance analyses of screens, hydrocyclones, jigs and tables used in recovering heavy accessory minerals from an intensely decomposed granite on the Jos Plateau, Nigeria (*Trans. Inst. Min. Met.*, 67, pp. 89-108. 1957-58).
- [33] — : Recovery of semi-heavy minerals on jigs (*Trans. Inst. Min. Met.*, 68, pp. 161-175. 1958-59).
- [34] WILLIAMS, F.-A., MEEHAN, J.-A., PAULO, K.-L., JOHN, T.-U. et RUSHTON, H.-G. : Economic geology of the decomposed columbite — bearing granites, Jos Plateau, Nigeria (*Econ. Geol.*, 51, N° 4, pp. 304-332. 1956).

## ANNEXE

Tableau AI. — Cassiterite de Ngussa.

### Analyse granulométrique.

Fraction	Produit initial	Produit concassé ou broyé à		
		— 4 mesh	— 8 mesh	— 14 mesh
+ 26,67				
— 26,67 + 18,85				
— 18,85 + 13,33	0,1			
— 13,33 + 9,42	1,8			
— 9,42 + 6,68	6,6			
— 6,68 + 4,70	12,2			
— 4,70 + 3,33	17,1	26,4		
— 3,33 + 2,36	16,1	20,1		
— 2,36 + 1,65	16,1	18,3	39,2	
— 1,65 + 1,17	14,6	15,9	23,8	
— 1,17 + 0,83	15,4	11,8	17,5	46,4
— 0,83 + 0,59		3,4	6,2	14,6
— 0,59 + 0,42		1,4	3,6	11,0
— 0,42 + 0,30		0,7	2,3	6,6
— 0,30		2,0	7,4	21,4

Tableau AII. — Cassiterite de Ngussa.

### Calcul du facteur granulométrique.

	Produit initial	Produit concassé ou broyé à		
		— 4 mesh	— 8 mesh	— 14 mesh
$d_{M_1}$	1,14	0,401	0,201	0,101
$\pi_{M_1}$	0,0190	0,264	0,392	0,464
0,354 $\pi_{M_2}$	0,0234	0,071	0,084	0,052
0,125 $\pi_{M_3}$	0,0153	0,023	0,022	0,014
0,044 $\pi_{M_4}$	0,0075	0,007	0,003	0,003
0,016 $\pi_{M_5}$	0,0026	0,002	0,001	0,001
$\gamma_M$	0,0680	0,367	0,502	0,534

Tableau AIII. — Détermination expérimentale de l'écart-type  
 $a = 0,200.10^{-2}$   $M = 0,944$

N° échantillon	Poids échantillon en kg	Nombre morceaux cassitérite	Poids cassitérite en kg	Teneur en %
1	12,224	30	0,0245	0,200
2	12,820	23	0,0201	0,157
3	12,628	30	0,0283	0,224
4	12,526	30	0,0256	0,204
5	12,576	28	0,0263	0,209
6	12,676	26	0,0257	0,203
7	12,580	31	0,0297	0,236
8	12,177	28	0,0271	0,223
9	12,777	28	0,0275	0,215
10	12,625	27	0,0246	0,195
Moyenne	12,561	—	—	0,207
$\sigma_a = 0,0215$ $\sigma = 0,104$				

Tableau AIV. — Variance des fractions — 6 + 8 mesh  
 (prises de 100 g). Filon Mobale.

N° prise	Au /T en g/t	$\Delta$	$\Delta^2$
1	11,4	— 5,8	33,6
2	9,8	— 7,4	54,8
3	29,5	+ 12,3	151,5
4	18,9	+ 1,7	2,9
5	19,2	+ 2,0	4,0
6	15,4	— 1,8	3,2
7	15,6	— 1,6	2,6
8	13,1	— 4,1	16,8
9	12,2	— 5,0	25,0
10	26,6	+ 9,4	88,2
—	17,2	—	382,6
$\sigma_a^2 = \frac{383}{9} = 42,6$ $\sigma_a = 6,54$ $\sigma = 0,38$			

Tableau AV. — Filon Mobale. Concassage à — 4 mesh.  
Échantillons de 1 kg

N° prise	a en g/t	$\Delta$	$\Delta^2$
1	14,30	— 4,29	18,40
2	23,50	+ 4,91	24,10
3	24,56	+ 5,97	35,55
4	13,55	— 5,04	25,40
5	14,82	— 3,77	14,20
6	20,15	+ 1,56	2,44
7	14,40	— 4,19	17,55
8	18,60	+ 0,01	0,00
9	19,42	+ 0,83	0,69
10	22,58	+ 3,99	15,90
—	18,59 <sup>(1)</sup>	$\pm 3,46$	154,23
$\sigma_a^2 = \frac{154,2}{9} = 17,15$ $\sigma_a = 4,14$ $\sigma = 0,22$			

Tableau AVI. — Minerai de Twangiza. Broyage à — 8 mesh.  
Échantillons de 5 kg

N° prise	Au en mg	a en g/t	$\Delta$	$\Delta^2$
1	22,75	4,55	— 0,69	0,5
2	14,16	2,83	— 2,41	5,8
3	19,47	3,89	— 1,35	1,8
4	13,76	2,75	— 2,49	6,2
5	20,52	4,10	— 1,14	1,3
6	17,05	3,41	— 1,83	3,4
7	16,46	3,29	— 1,95	3,8
8	80,38	16,08	+ 10,84	117,5
9	13,58	2,72	— 2,52	6,3
10	43,76	8,75	+ 3,51	12,3
—	26,19	5,24	—	158,9
$\sigma_a^2 = \frac{158,9}{9} = 17,7$ $\sigma_a = 4,2$ $\sigma = 0,80$				

(1) La teneur plus élevée des échantillons de 1 kg est due à un broyage plus poussé.

Tableau AVII. — Filon de Nzombe. Concassage à — 25 mm.  
Prises de 2,5 kg

N° prise	$a$ en kg/t	$\Delta$	$\Delta^2$
1	45,5	+ 17,6	310
2	38,3	+ 10,4	108
3	35,9	+ 8,0	64
4	18,4	— 9,5	90
5	39,9	+ 12,0	144
6	17,0	— 10,9	118
7	26,7	— 1,2	1
8	18,6	— 9,3	86
9	25,5	— 2,4	6
10	13,5	— 14,4	207
—	27,9	—	1134

$$\sigma_a^2 = \frac{1134}{9} = 126$$

$$\sigma_a = 11,2$$

$$\sigma = 0,40$$

# TABLE DES MATIÈRES

0. INTRODUCTION .....	3
1. CALCUL DU POIDS DE L'ÉCHANTILLON .....	9
11. Minerais détritiques .....	9
111. Considérations théoriques .....	9
1111. Cas de deux types de constituants .....	9
1112. Cas général .....	18
112. Détermination pratique des différentes variables ..	24
1121. Densité .....	24
1122. Granulométrie .....	25
1123. Facteur de forme .....	31
1124. Variance .....	36
113. Applications .....	37
1131. Prélèvement de l'échantillon .....	37
1132. Réduction du poids de l'échantillon .....	43
114. Vérification expérimentale .....	48
1141. Lots homogènes .....	48
1142. Lots non homogènes .....	49
12. Minerais primaires .....	54
121. Considérations théoriques .....	55
1211. Cas de deux constituants .....	56
1212. Influence des mixtes sur la variance .....	58
1213. Cas général .....	66
1214. Facteur de libération .....	68
122. Détermination pratique du facteur de libération ..	72
1221. Minerais aurifères .....	73
1222. Minerais stannifères .....	83
123. Applications .....	92
1231. Prélèvement de l'échantillon .....	92
1232. Réduction du poids de l'échantillon .....	95

124. Vérification expérimentale .....	99
1241. Influence des mixtes .....	100
1242. Minerais aurifères et stannifères .....	104
2. ANALYSE DE L'ÉCHANTILLON .....	107
21. Principe de la méthode .....	107
22. Applications .....	116
221. Détermination de la teneur par concentration gra- vométrique .....	117
2211. Concentration au pan .....	117
2212. Concentration au sluice .....	127
2213. Concentration au jig .....	141
2214. Concentration à la table à secousses .....	143
2215. Concentration à la spirale Humphreys .....	144
2216. Concentration au superpanner .....	145
222. Détermination de la teneur en l'or total après amalgamation préalable .....	149
223. Analyse des tailings des laveries gravimétriques ..	153
224. Détermination de la teneur dans une unité d'échan- tillonnage .....	157
2241. Unité d'échantillonnage pour minerais auri- fères .....	157
2242. Unité d'échantillonnage pour minerais stan- nifères .....	161
2243. Échantillonnage à l'aide d'une usine .....	163
3. CONCLUSIONS .....	167
LISTE DES PRINCIPAUX SIGNES EMPLOYÉS .....	170
BIBLIOGRAPHIE .....	173
ANNEXE .....	175
TABLE DES MATIÈRES .....	179



