

Institut Royal Colonial Belge

SECTION  
DES SCIENCES TECHNIQUES

Mémoires. — Collection in-8°.  
Tome VII, fasc. 1.

Koninklijk Belgisch Koloniaal Instituut

SECTIE  
VOOR TECHNISCHE WETENSCHAPPEN

Verhandelingen. — Verzameling in-8°.  
Boek VII, afl. 1.

---

# Récupération de l'or par Sluicing

PAR

**A. PRIGOGINE**

*Docteur en Sciences,  
Chef du Bureau d'Études Métallurgiques de la Compagnie Minière  
des Grands Lacs Africains.*



Avenue Marnix, 25  
BRUXELLES

Marnixlaan, 25  
BRUSSEL

1952

**PRIX : Fr. 120**  
**PRIJS :**





# Récupération de l'or par Sluicing

PAR

**A. PRIGOGINE**

*Docteur en Sciences,  
Chef du Bureau d'Études Métallurgiques de la Compagnie Minière  
des Grands Lacs Africains.*

---

Mémoire présenté à la séance 30 mars 1951.

---

## INTRODUCTION

Au moment où la situation des mines d'or exploitant des gisements alluvionnaires devient de plus en plus difficile, non seulement à cause des conditions économiques qui leur sont actuellement défavorables, mais aussi à cause de la diminution progressive de la teneur des réserves, *la nécessité de perfectionner les méthodes d'exploitation devient impérative, si l'on désire prolonger la vie des gisements connus.*

C'est depuis une dizaine d'années seulement que l'attention des exploitants a été attirée sur les pertes d'or très appréciables qui ont lieu pendant le traitement du gravier alluvionnaire par sluicing. Auparavant, on ne se rendait pas bien compte de l'importance de ces pertes ce qui a permis d'écrire, encore en 1927, « que le rendement de notre lavage dépassait 98 % et atteignait parfois 100 % (pertes nulles à l'extrémité des tables à or) » (1). Malgré que, peu à peu, l'existence des pertes ait été généralement admise, très peu a été fait pour déterminer leur valeur réelle. Ceci provenait, tout d'abord, des difficultés expérimentales rencontrées pour obtenir des résultats exacts et, ensuite, de l'opinion généralement répandue que rien ne pouvait être tenté, en pratique, pour supprimer ces pertes. Ce point de vue n'est pas défendable ; *on peut, notamment, récupérer économiquement au moins une partie de l'or perdu, soit en mécanisant les exploitations (2), soit en perfectionnant les méthodes employées.* Ainsi, le remplacement des sluices par les

(1) MONTI, R. et ANTHOINE, R., Manuel d'Exploitation des Gisements Aurières au Congo Belge (Liège, 1927, p. 164).

(2) MALOZEMOFF, P. (*Eng. Min. J.*, 140 (N° 9), 47. 1939).

jigs, sur les dragues, a provoqué une amélioration de la récupération de l'or <sup>(1)</sup> <sup>(2)</sup>. L'augmentation de la production qui dépend évidemment de la nature de l'or et du gravier, peut atteindre 28 % <sup>(3)</sup>. De même, la flottation permet de récupérer une partie des valeurs perdues quoique les résultats obtenus ne soient pas encore intéressants <sup>(4)</sup> <sup>(5)</sup>.

Comme la mécanisation n'est pas applicable à la majorité des gisements du Congo belge, que ce soit par la dispersion des chantiers ou par manque de force motrice bon marché, l'emploi des laveries fixes ou semi-mobiles ne peut être envisagé qu'exceptionnellement ; par conséquent, *le sluice restera l'appareil le plus employé pour l'exploitation des gisements alluvionnaires* <sup>(6)</sup> <sup>(7)</sup>.

Les chiffres de la production du Congo belge, pour les années 1945-1949, montrent que l'or alluvionnaire représente encore les trois quarts de la production totale (voir tableau I). Le problème de l'amélioration du rendement du sluicing est donc encore d'actualité.

TABLEAU I

Production du Congo belge en kg (8)				
Année	Alluvions	Filons	Total	% alluvions
1945	8.243	2.327	10.570	78,0
1946	7.816	2.129	9.945	78,6
1947	7.032	2.004	9.036	67,9
1948	6.691	2.302	8.993	73,4
1949	6.519	3.630	10.149	64,3
Total	36.301	12.392	48.693	74,5

(1) TAGGART, A. F., Handbook of Mineral Dressing (New York, 1945, p. 2-90).

(2) ROMANOWITZ, CH. M. et SAWIN dans CH. V. AVERILL, Placer Mining for Gold in California (San Francisco, 1946, p. 55).

(3) D'après *Zolotaya Prom.*, N° 10-11, 18. 1939.

(4) HILL (*Eng. Min. J.*, 136, 496. 1935).

(5) Voir TAGGART (*loc. cit.*, p. 2-91).

(6) BATY, V. (*R. U. M.*, (9<sup>e</sup> série) III, 549. 1947).

(7) Remarquons qu'aux Mines d'Or de Kilo-Moto on préfère se servir de sluices sur les laveries.

(8) Il s'agit d'or fin.

On peut admettre, comme nous le verrons dans la suite, que 15 à 20 % de l'or du gravier traité sont perdus pendant l'opération du sluicing. Il en résulte une perte annuelle de l'ordre d'une tonne d'or, représentant une valeur voisine de 60.000.000 francs qui échappent à l'économie congolaise. Malheureusement, une grande partie de ces pertes est inévitable. Ceci est une conséquence de la nature des gisements exploités, ainsi que des méthodes que l'on est obligé d'employer, vu les conditions de travail spéciales à l'Afrique. Toutefois, puisqu'une augmentation du rendement de récupération de 1 % seulement se manifesterait par la production d'une cinquantaine de kilos d'or, on est en droit de se demander, si une partie de l'or perdu ne pourrait être récupérée avec bénéfice en étudiant les facteurs qui déterminent ces pertes.

Dans ce travail, nous décrirons d'abord la technique suivie pour déterminer le rendement d'un sluice et nous donnerons les résultats des essais effectués. Ensuite, nous dénombrerons les facteurs déterminant ce rendement et discuterons de l'influence de chacun sur la récupération de l'or. Enfin, nous essayerons de tirer des conclusions pratiques de l'interprétation des résultats de nos essais.



# RÉCUPÉRATION DE L'OR PAR SLUICING

---

## CHAPITRE I

### TECHNIQUE EXPÉRIMENTALE

#### 1. Généralités.

Le rendement de récupération d'un sluice est par définition :

$$R = \frac{Au_c}{Au_T} \quad (1)$$

$Au_c$  étant l'or retenu par le sluice,  $Au_T$  la totalité de l'or se trouvant dans le gravier qui alimente le sluice.

Si la détermination de  $Au_c$  n'offre aucune difficulté, il n'en est pas de même de  $Au_T$ . En principe, trois méthodes permettent de déterminer  $Au_T$  :

- a. Échantillonnage du gravier en place ;
- b. Échantillonnage de l'alimentation du sluice (p. ex. dans le cas du chargement par brouettes) ;
- c. Échantillonnage des tailings du sluice.

Sans vouloir discuter en détail des avantages et des inconvénients de ces méthodes, rappelons seulement que la distribution de l'or dans les gîtes d'origine secondaire n'est pas uniforme : elle varie avec les conditions du dépôt du métal <sup>(1)</sup>. De plus, il est admis que la ma-

(<sup>1</sup>) ANTHOINE, R., Gîtes secondaires aurifères (pp. 23, 110).

jeure partie de l'or contenu dans le placer, notamment l'or gros ou en paillettes, se trouve dans la couche inférieure du gravier, souvent rassemblé le long d'un run étroit ou concentré dans des poches ou crevasses du bedrock (1). Par contre, les couches supérieures contiennent généralement de l'or plus fin dont la récupération peut être sensiblement plus difficile. Il apparaît donc clairement que l'échantillonnage du gravier en place est une opération fort problématique, voire impossible — d'autant plus que nous désirons obtenir une précision assez grande permettant de déterminer le rendement du sluice à quelques pourcents près. Or, même en multipliant le nombre de puits ou sondages, nous n'obtiendrons pas la précision requise. Cette méthode est donc à rejeter.

Passons à l'échantillonnage de l'alimentation du sluice. Dans le cas du chargement par brouettes, on prélèvera un échantillon d'un poids déterminé dans chacune d'elles. Bien qu'un certain mélange du gravier ait lieu pendant ses manipulations, cette homogénéisation n'est guère efficace ni suffisante. Aussi, cette méthode ne convient-elle pas non plus. Rappelons, à ce propos, toutes les difficultés rencontrées pour échantillonner un minerai filonien dans le but d'établir le bilan d'une usine de broyage. Quoique ces minerais soient généralement beaucoup plus homogènes que les graviers alluvionnaires et qu'ils ne contiennent pas de particules d'or aussi grosses que celles des gîtes secondaires, la quantité d'or calculée d'après la teneur de l'échantillon prélevé correspond souvent très peu à la quantité réelle d'or entrée dans l'usine.

Par contre, la méthode de l'échantillonnage des tailings que nous examinerons en détail plus loin, offre plusieurs avantages. D'abord, pratiquement tout or gros est retenu par le sluice ; de plus, la table agissant comme régula-

(1) ANTHOINE, R., *loc. cit.*

teur réduit sensiblement les variations de la teneur à l'entrée. Enfin, le débourage suivi du cheminement du gravier dans le sluice provoque un sérieux mélange. De tout ceci, il résulte que l'échantillonnage correct des tailings est plus facile à réaliser que celui du gravier en place ou en cours de chargement et c'est ce mode opératoire que nous avons adopté.

Par conséquent, au lieu de déterminer directement  $Au_T$ , nous le calculons par :

$$Au_T = Au_c + Au_r + Au_t \quad (2)$$

$Au_r$  étant l'or perdu dans les refus du sluice,  $Au_t$  l'or perdu dans les tailings fins au cul de table.

L'or perdu dans les différents refus (1, 2... n) du sluice est égal à :

$$Au_r = \Sigma T_{r_n} C_{r_n} = T_{r_1} C_{r_1} + T_{r_2} C_{r_2} + \dots \quad (3)$$

$T_r$  : Teneur des refus en g/m<sup>3</sup>

$C_r$  : Cube des refus.

De même, l'or contenu dans les tailings (1, 2 ... m) du sluice résulte de :

$$Au_t = \Sigma T_{t_m} C_{t_m} = T_{t_1} C_{t_1} + T_{t_2} C_{t_2} + \dots \quad (4)$$

$T_t$  : Teneur des tailings en g/m<sup>3</sup>

$C_t$  : Cube des tailings.

Le cube des tailings est donné par :

$$\Sigma C_{t_m} = C - (C_B + \Sigma C_{r_n} + C_c) \quad (5)$$

$C$  : Cube du gravier en place

$C_B$  : Cube des blocaux

$C_c$  : Cube des concentrés déposés dans le sluice.

Le rendement du sluice est donc égal à :

$$R = \frac{Au_c}{Au_c + \Sigma T_{r_n} C_{r_n} + \Sigma T_{t_m} C_{t_m}} \quad (6)$$

*Pour calculer le rendement du sluice, nous devons donc déterminer expérimentalement les différentes grandeurs qui figurent à droite dans l'expression ci-dessus.*

Remarquons encore que, dans certains cas, au lieu d'effectuer un bilan complet, nous nous sommes contentés d'essais comparatifs en alimentant deux sluices à l'aide d'un répartiteur, avec un gravier parfaitement identique contenant la même quantité d'or.

*Ces essais comparatifs ont l'avantage de n'exiger ni le prélèvement de tailings, ni leur analyse.* Malgré cela, il est possible d'obtenir des résultats donnant des renseignements précieux quant au fonctionnement des sluices. Évidemment, le rendement métallurgique de la table ne résulte pas de ces essais, mais ils permettent de se rendre compte de l'influence de certains facteurs sur la récupération de l'or.

## **2. Détermination des cubes.**

### **A. Cube du gravier en place.**

Le cube du gravier en place résulte de la surface excavée et de l'épaisseur moyenne du gravier.

Il est facile de déterminer la surface avec une grande précision. Par contre, des précautions spéciales doivent être prises pour la détermination de l'épaisseur moyenne car, généralement, le bed-rock est accidenté et il faut multiplier les mesures pour obtenir une valeur exacte de l'épaisseur moyenne.

### **B. Cube de blocs.**

Les blocs ou boulders se trouvant dans le gravier en place sont stockés sur une aire plane rectangulaire délimitée par des planches. Pour pouvoir mesurer facilement leur cube, ils sont disposés régulièrement de façon à ce qu'ils laissent le moins de vides possible,

vides dont la valeur doit être soustraite du volume apparent obtenu. Dans le cas de blocs qui s'emboîtent bien et qui laissent peu de vides, ceux-ci peuvent être estimés à 30-35 %. Mais il est préférable de les déterminer expérimentalement en se servant d'une caisse étalonnée d'une contenance de plusieurs m<sup>3</sup>.

#### C. Cube des refus.

On jette les refus de la table sur une aire plane délimitée et on détermine leur volume apparent.

Le pourcentage de vides est obtenu en remplissant un fût de 200 litres avec les refus et en mesurant le volume d'eau qui entre encore dans ce fût. Ces vides s'élèvent à 35-45 %.

#### D. Cube des concentrés.

Connaissant les dimensions des divers éléments du sluice, on calcule le cube des concentrés. Il faut tenir compte de ce que les riffles ne sont pas complètement remplis.

#### E. Cube des tailings.

Le cube des tailings est calculé à l'aide de l'équation (5).

Lorsque le sluice possède plusieurs sorties, il faut réunir tous les tailings fins pour l'échantillonnage, car il est difficile de déterminer exactement le cube à chaque sortie des tailings.

Toutefois, si l'on désire une évaluation approximative, on peut procéder comme suit :

##### a. MÉTHODE PAR MESURE DES DÉBITS.

Le poids de l'échantillon prélevé à chaque sortie est proportionnel à la concentration moyenne, en effet :

$$p = nV\bar{c} \quad (7)$$

$p$  étant le poids de matières sèches,  $n$  le nombre de

prélèvements,  $V$  le volume du récipient,  $\bar{c}$  la concentration moyenne à la sortie envisagée pendant la durée de l'essai.

Dans le cas de deux sorties 1 et 2 on a :

$$p_1 = n_1 V_1 \bar{c}_1$$

$$p_2 = n_2 V_2 \bar{c}_2$$

En prélevant l'échantillon aux deux sorties avec le même récipient (qui doit toujours être rempli de la même façon) et en effectuant les prélèvements aux mêmes intervalles de temps, on obtient :

$$n_1 = n_2$$

$$V_1 = V_2$$

D'où :

$$\frac{p_1}{p_2} = \frac{\bar{c}_1}{\bar{c}_2} \quad (8)$$

Or, par définition, le poids total des tailings à chaque sortie est donné par :

$$P_t = \bar{c} \bar{D} t \quad (9)$$

$\bar{c}$  étant la concentration moyenne,  $\bar{D}$  le débit moyen,  $t$  le temps pendant lequel la table a travaillé.

On obtient donc pour le cube des tailings :

$$C_t = \frac{P_t}{d}$$

$$C_t = \frac{\bar{c} \bar{D} t}{d} \quad (10)$$

$d$  étant la densité apparente.

Dans le cas de deux sorties on a :

$$C_{t_1} = \frac{\bar{c}_1 \bar{D}_1 t}{d_1}$$

$$C_{t_2} = \frac{\bar{c}_2 \bar{D}_2 t}{d_2}$$

Comme la densité apparente peut être supposée la même aux deux sorties, on a :

$$\frac{C_{t_1}}{C_{t_2}} = \frac{\bar{c}_1 \bar{D}_1}{\bar{c}_2 \bar{D}_2} \quad (11)$$

En combinant les équations (8) et (11), on obtient :

$$\frac{C_{t_1}}{C_{t_2}} = \frac{\phi_1 \bar{D}_1}{\phi_2 \bar{D}_2} \quad (12)$$

De plus on a :

$$C_{t_1} + C_{t_2} = C_t \quad (13)$$

Comme  $\phi_1$ ,  $\phi_2$  et  $C_t$  sont connus, on peut calculer  $C_{t_1}$  et  $C_{t_2}$  en déterminant les débits aux deux sorties.

Pour pouvoir employer cette méthode, des précautions doivent être prises afin d'éviter des variations de débits pendant la durée de l'essai.

#### b. MÉTHODE PAR ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE.

Cette méthode est applicable lorsque l'installation est pourvue d'un classeur et que la granulométrie n'est pas la même aux deux sorties de la table.

En déterminant la granulométrie à chaque sortie et celle de l'ensemble des tailings, on peut calculer le cube des tailings à chaque sortie à l'aide de la formule :

$$C_{t_1} = \frac{a - a_2}{a_1 - a_2} C_t \quad (14)$$

où  $a$  représente le pourcentage d'une catégorie granulométrique quelconque dans les tailings réunis,  $a_1$  le pourcentage de cette catégorie dans les tailings de la sortie 1 et  $a_2$  le pourcentage de la même catégorie dans les tailings de la sortie 2.

Lorsque l'installation possède plus de deux sorties, la formule (14) ne peut être employée que pour une caté-

gorie granulométrique qui existe seulement dans deux sorties à la fois.

### 3. Or récupéré.

#### A. Récolte des concentrés.

Pour pouvoir étudier le dépôt de l'or dans le sluice, il faut recueillir séparément l'or retenu dans les divers éléments du sluice.

Toutes les précautions doivent être prises pour éviter des pertes d'or pendant le clean up. Ainsi, dans le cas de l'or particulièrement fin, il est souvent prudent de prélever la totalité des concentrés du sluice, sans concentration ultérieure au chantier. Mais, dans la plupart des cas, on peut traiter les concentrés dans une petite table de clean up, pour réduire le poids à transporter au laboratoire.

Cette petite table est constituée des éléments suivants :

- a. Tamis de 10 mm ;
- b. Boîte à riffles (longueur 100 cm, largeur 20 cm ; riffles de 3 cm de hauteur espacés de 10 cm ; pente 12 %) ;
- c. Tamis de 5 mm ;
- d. Boîte à riffles (longueur 300 cm, largeur 20 cm ; riffles de 2 cm de hauteur espacés de 10 cm ; pente 10 %).

On place cette table au cul du sluice et on commence le clean up par son dernier élément. Pour cela, on fait descendre le gravier lentement dans la petite table, en travaillant avec un courant d'eau réduit. Les refus des tamis sont soigneusement examinés pour rechercher les pépites. Ensuite, ils sont jetés après avoir été pesés.

Pendant toute la durée du passage du gravier, on prélève un échantillon au cul de la petite table, à des intervalles réguliers, pour connaître la quantité d'or perdu

pendant le clean up. Cette correction ne peut pas dépasser quelques dixièmes de gramme. La teneur des matières prélevées doit être inférieure à 2 g/T : une valeur plus élevée indique un mauvais clean up.

Une attention particulière doit être portée aux joints qui retiennent quelquefois une proportion importante d'or. Les concentrés trouvés doivent être ajoutés à ceux de l'élément qui suit immédiatement le joint en question.

### B. Séparation de l'or.

Au laboratoire, la majeure partie de l'or contenu dans les concentrés est d'abord séparée par pannage suivi de vannage. Généralement, la connaissance de la granulométrie de l'or retenu dans la table est nécessaire. L'or séparé par vannage est alors soumis à une analyse granulométrique <sup>(1)</sup>. De même, les résidus du pannage et du vannage réunis sont tamisés avant d'être traités par amalgamation.

Après dissolution du mercure par l'acide nitrique, l'or brut obtenu est ajouté à la fraction principale séparée par vannage et l'ensemble est fondu avec un peu de borax et de carbonate de sodium, dans un petit creuset en plombagine.

Notons que nous appelons les diverses fractions granulométriques comme suit :

<i>Fraction</i>	<i>Désignation</i>
+ 8 mesh	Or pépitique
- 8 + 14	Or gros
- 14 + 28	Or moyen
- 28 + 48	Or fin
- 48	Or très fin

(1) Nous employons toujours des tamis de la série Tyler.

Cette classification tient compte du comportement de chaque catégorie granulométrique dans le sluice (1).

#### 4. Or perdu.

##### A. Or perdu dans le refus.

Suivant la proportion des refus dans l'alimentation du sluice, on prélève un dixième ou un vingtième de la totalité des refus pour l'échantillonnage.

Pour cela, on jette chaque 11<sup>e</sup> ou chaque 21<sup>e</sup> pelle ou fourche de refus dans un fût de 200 litres contenant environ 50 litres d'eau. Les galets sont soigneusement lavés dans ce fût en se servant d'une brosse métallique. Ensuite, ils sont mis dans un second fût vide de 200 litres. Lorsque celui-ci est plein, on détermine le vide resté entre les pierres en remplissant le fût avec de l'eau, à l'aide d'un récipient d'un volume connu (la valeur obtenue servira à calculer le volume réel de l'ensemble des refus). A la fin de chaque journée, on note le nombre de fûts remplis ainsi que les vides observés. *En opérant de cette façon, il est possible de ramener l'échantillon prélevé, très volumineux, à une quantité réduite de gravier.*

Le gravier resté dans le 1<sup>er</sup> fût est tamisé au laboratoire et la fraction + 25 mm (2) est jetée. Dans les catégories granulométriques supérieures à 9 mesh, l'or est recherché par panning, tandis que les catégories inférieures à 9 mesh sont amalgamées.

(1) Voir p. 88. Remarquons que la classification de TAGGART (*loc. cit.*, p. 2-75) est un peu différente.

(2) L'ouverture du premier tamis employé doit être égale à celle du classeur qui a donné lieu au refus en question.

**B. Or perdu dans les tailings.**

## a. ÉCHANTILLONNAGE.

L'échantillonnage des tailings fins peut être effectué de diverses façons :

- α. Échantillonnage d'un dépôt de tailings ;
- β. Échantillonnage par prélèvements continus ;
- γ. Échantillonnage par prélèvements intermittents.

L'échantillonnage des tailings déposés est une opération rendue difficile par une ségrégation non uniforme se produisant toujours dans une pulpe très diluée. De plus, une partie des matières fines en suspension, y compris l'or très fin, est entraînée par le courant d'eau et échappe ainsi au bilan. Pour ces raisons, cette méthode n'est pas applicable.

La Pan American Engineering Co. a mis au point une méthode d'échantillonnage continu basée sur l'emploi du jig <sup>(1)</sup>. Cette méthode ne donne pas la valeur absolue des pertes, mais seulement la fraction de l'or récupérable par jiggage et, de toute façon, l'échantillonnage continu fournit un poids d'échantillons très important dont l'analyse au laboratoire serait trop onéreuse.

C'est pourquoi nous avons préféré utiliser la méthode des prélèvements discontinus pour l'échantillonnage des tailings au cul de table, comme cela se pratique généralement dans les usines de broyage <sup>(2)</sup>. Au lieu d'employer un récipient à ouverture relativement réduite, nous nous sommes servis de récipients suffisamment

<sup>(1)</sup> Voir MALOZEMOFF, P., *loc. cit.*

<sup>(2)</sup> Pour les précautions à observer lors du prélèvement de l'échantillon, voir p. ex. TAGGART (*loc. cit.*, p. 19-32).

grands pour pouvoir intercepter la totalité du jet des tailings <sup>(1)</sup>.

Dans le cas d'une table de 40 à 60 cm de largeur, un simple fût de 36 litres, découpé suivant sa longueur, peut convenir. Le prélèvement est effectué de la façon suivante: Deux travailleurs placent, d'un geste rapide, le récipient de façon que toute l'épaisseur de la lame se trouve dans le récipient. Lorsque celui-ci est presque rempli, on le retire vivement avant qu'il ne déborde.

Pour les grands débits d'eau, de l'ordre de 40 l/sec, nous nous sommes servis d'un fût de 200 litres, monté sur le chassis d'un wagonnet.

Remarquons qu'en employant ces récipients, nous prélevons toujours un volume déterminé de pulpe, sans veiller à la durée du prélèvement. Mais le débit pouvant être considéré comme à peu près constant, ou variant dans des limites assez restreintes, chaque prélèvement dure pratiquement le même temps.

L'intervalle de temps entre deux prélèvements dépend du poids de l'échantillon désiré, du volume du récipient, de la dilution de la pulpe et de la durée de l'essai. En pratique, lors de nos essais, nous avons effectué des prises toutes les 15 ou 30 minutes. Remarquons, toutefois, que plus l'intervalle de temps est faible, plus il y a de chances de tenir compte des variations éventuelles de la teneur des tailings. Il vaut donc mieux prendre un plus grand nombre de petits échantillons qu'un nombre réduit d'échantillons volumineux <sup>(2)</sup>. Nous estimons par conséquent qu'il est préférable de prélever les échantillons à des intervalles plus courts, p. ex. toutes les 5 ou 10 minutes.

<sup>(1)</sup> Lorsque le débit est très important, il n'est plus possible d'intercepter la totalité du jet et il faut alors s'adresser à la méthode employée dans les usines de broyage qui consiste à faire traverser rapidement la pulpe par un récipient à ouverture relativement faible.

<sup>(2)</sup> Cp. TAGGART (*loc. cit.*, p. 19-32).

Un point très important consiste à ne pas perdre les matières fines en suspension dans l'échantillon prélevé. Pour cela, celui-ci sera versé dans un fût de 200 litres. Un peu d'acide sulfurique activera le dépôt des matières fines. Ce n'est que lorsque l'eau sera devenue claire qu'elle pourra être siphonnée.

Quant au poids total de l'échantillon à prélever, il dépend évidemment du poids des tailings et de l'exactitude recherchée. Lors des essais effectués, nous nous sommes contentés de prendre des échantillons variant de 0,7 à 2,0‰ du poids total des tailings. Leur poids était limité par des difficultés de transport et la complication d'analyser des échantillons trop volumineux au laboratoire. Cependant, nous conseillons de prendre un pourcentage un peu plus élevé, disons 5‰.

#### b. ANALYSES.

Comme les tailings de cul de table contiennent de très petites quantités d'or, toutes les précautions utiles doivent être prises pour se garantir contre le salage des échantillons.

Avant de déterminer la teneur de l'échantillon, il sera soumis d'abord au tamisage pour le diviser en plusieurs fractions granulométriques <sup>(1)</sup>. L'argile mise en suspension pendant cette opération doit être continuellement éliminée en la faisant passer, dans un autre récipient, au travers d'un tamis de 200 mesh.

En ce qui concerne le poids de chaque catégorie granulométrique à analyser, considérons pour cela d'abord le tableau II qui donne le poids des particules sphériques d'or et des particules plates (en forme de disque avec  $h = \frac{\phi}{6}$ ) en fonction de la granulométrie :

<sup>(1)</sup> Tamisage à l'eau suivi d'un tamisage à sec (voir GESSNER, H., *L'analyse Mécanique*, Paris, 1936).

TABLEAU II

Fraction granulométrique	O moyen en mm	Poids calculés (en mg)		Poids réels constatés dans tailings(en mg)
		Particules sphériques	Particules plates	
4 + 2 mm	3	250	62	70 à 130
2 + 1 mm	1,5	31	7,8	12 à 21
1 + 28 mesh	0,8	4,7	1,2	3,5 à 5,0 (1)
28 + 48 mesh	0,45	0,84	0,21	
48 + 100 mesh	0,22	0,10	0,03	
100 + 200 mesh	0,11	0,01	0,003	

Les poids d'or qui figurent dans ce tableau peuvent être introduits dans l'échantillon par une seule particule d'or et expliquent les teneurs qui semblent être aberrantes à première vue. Si nous désirons obtenir une exactitude telle qu'une particule d'or en moins ou en plus ne provoque pas de variations de teneur supérieures à 10 %, nous devons prélever les poids minima indiqués au tableau III :

TABLEAU III

Fraction granulométrique	Poids moyen (2) d'une particule d'or	Poids de l'échantillon en kg			
		Teneur 0,1 g/T	Teneur 0,2 g/T	Teneur 0,5 g/T	Teneur 1,0 g/T
4 + 2 mm	150 (3)	15.000	7.500	3.000	1.500
2 + 1 mm	20	2.000	1.000	400	200
1 + 28 mesh	2	330	165	66	33
28 + 48 mesh	0,5	50	25	10	5
48 + 100 mesh	0,07	7	3,5	1,4	0,7
100 + 200 mesh	0,007	0,7	0,35	0,14	0,07

Comme la teneur des tailings est généralement inférieure à 0,5 g/T, toutes les fractions supérieures à 28 mesh doivent être traitées en totalité. Quant à la frac-

(1) 1,5 mg pour des paillettes très plates.

(2) Poids moyen entre les particules sphériques et les particules plates (voir tableau II).

(3) Ce poids est forcé car ce ne sont que des paillettes très plates qui normalement sont perdues dans cette catégorie.

tion — 28 + 48 mesh, suivant la teneur présumée, il faut analyser une quantité pouvant atteindre 50 kg.

Les fractions supérieures à 2 mm sont pannées pour séparer l'or gros qu'elles pourraient contenir. Dans les catégories granulométriques inférieures à 2 mm, on recherche l'or par amalgamation.

L'argile en suspension mise de côté se dépose assez vite ; éventuellement il est nécessaire d'y ajouter un peu d'acide sulfurique pour activer sa coagulation. Contrairement à toutes les autres fractions qui sont séchées avant l'amalgamation, l'argile est amalgamée (en présence d'un seul boulet) sans séchage préalable<sup>(1)</sup>, pour éviter la formation d'agrégats qui se délayent ensuite difficilement dans l'eau. Après amalgamation, les tailings sont récupérés complètement, séchés et finalement pesés.

Notons encore qu'au lieu d'analyser à la fois la totalité des tailings prélevés au cul de table, il est souvent préférable de faire séparément l'analyse des échantillons journaliers ou bijournaliers, ce qui donne la variation de la teneur des tailings en fonction du temps. Ceci permet également, par comparaison, d'éliminer certaines teneurs anormales dues au salage.

## 5. Déterminations diverses.

### A. Densité apparente du gravier en place et humidité.

L'analyse des tailings prélevés au cul de table donne leur teneur en g/T. Ne connaissant pas le poids du gravier traité mais son cube, nous devons déterminer la densité apparente du gravier en place.

Pour cela, on découpe exactement 1 m<sup>3</sup> de gravier en

<sup>(1)</sup> PRIGOGINE, A. (*Rev. Métallurgie* XLVI, N° 5, 269, 1949) ; (*Mém. Inst. Roy. Col. Belge* VI, fasc. 1, 48, 1950).

place et on le pèse d'abord humide et ensuite après séchage. On choisit évidemment un endroit qui paraît contenir un gravier de caractéristiques moyennes. Cette détermination doit être répétée plusieurs fois durant l'essai et on prendra la moyenne obtenue.

Comme nous connaissons le volume réel des blocs et celui des refus du grizzly pour lesquels on peut admettre une densité de 2,6, on calcule alors facilement, pour les tailings fins, le facteur de correspondance qui permet de passer de  $g/T$  à  $g/m^3$  :

$$F = \frac{Cd - 2,6(C_B + C_r)}{C_r} \quad (15)$$

$d$  étant la densité apparente du gravier en place (sec).

Remarquons que, souvent, le cube découpé pour cette détermination ne contiendra pas de blocs. Il faut alors poser  $C_B = 0$  dans l'équation (15) et on obtiendra ainsi un facteur un peu plus élevé.

Comme la densité apparente de l'échantillon n'a aucun rapport avec la densité apparente du gravier en place, à cause de la destruction complète de la texture du gravier pendant le passage par le sluice, il est tout à fait inadmissible de mesurer le volume des tailings prélevés et de le comparer au poids.

Quant à l'humidité, il est intéressant d'en connaître la valeur puisque la cohésion du gravier en place et la plasticité des argiles en dépendent, dans une certaine mesure.

#### B. Composition granulométrique du gravier.

Conformément à la classification granulométrique basée sur l'échelle d'Atterberg et de Niggli, nous appelons

les diverses fractions granulométriques du gravier en place comme suit <sup>(1)</sup> :

<i>Fraction</i>	<i>Désignation</i>
> 200 mm	blocs
200 — 20	galets
20 — 2	gravier
2 — 0,2	sable grossier
0,2 — 0,02	sable fin
0,02 — 0,002	limon
0,002 — 0,0002	argile
< 0,0002	colloïdes

Remarquons qu'en employant des grizzly munis de barres distantes de 20 mm (M. G. L. Nord), nous éliminons pratiquement tous les blocs et galets (sauf les éléments allongés).

Le pourcentage du refus de la table et l'analyse granulométrique des tailings nous donneront la composition granulométrique du gravier en place jusqu'à 200 mesh. Cependant, il est utile de pousser la connaissance de la granulométrie en dessous de  $74\mu$  en employant une des méthodes basées sur la sédimentation, la lévigation ou la séparation à l'aide d'un courant d'air (infrasizer de Haultain) <sup>(2)</sup> <sup>(3)</sup>.

### C. Sables noirs.

Pour déterminer la teneur en sables noirs, les tailings d'amalgamation doivent être pannés plusieurs fois. Notons qu'un traitement sur une table à secousses donne plus exactement et plus rapidement cette teneur.

<sup>(1)</sup> CAMPUS, F. (*R. U. M.*, (9<sup>e</sup> série), 1, 149, 160. 1945).

<sup>(2)</sup> GRIGNET, P. (*R. U. M.*, (9<sup>e</sup> série), 1, 164. 1945).

<sup>(3)</sup> GESSNER, H., *loc. cit.*

#### D. Détermination de l'argile.

On emploie souvent la dénomination « argile » pour la fraction la plus fine de l'analyse granulométrique <sup>(1)</sup>. Cependant, la limite supérieure des particules d'argile est bien incertaine et, suivant les divers auteurs, elle se situe entre 2 et 10  $\mu$ . De plus, la définition granulométrique de l'argile ne tient pas compte de ce que certains sols peuvent contenir des particules excessivement petites ( $< 2\mu$ ) de silice et d'autres minéraux. Il est donc préférable de s'adresser plutôt à une définition de l'argile au point de vue minéralogique : c'est une association de silicates hydratés aluminiques, alumino-magnésiens ou ferriques doués de propriétés comparables à celles de colloïdes et d'une solution d'électrolytes <sup>(2)</sup>. En admettant cette définition on ne peut plus se servir de la granulométrie pour la détermination des fractions argileuses, mais il faut les doser par voie chimique en se basant sur leur dissolution dans l'acide sulfurique bouillant <sup>(3)</sup>.

Remarquons encore que l'on ne peut déduire aucune relation entre la plasticité et la proportion d'argile vraie déterminée chimiquement, ni avec le détail de la granulométrie ou la cohésion du sol <sup>(4)</sup>.

#### E. Coefficient de lavabilité d'un gravier.

A la Symétain, on détermine le coefficient de lavabilité d'un gravier, en mettant 1 kg de gravier et 1 litre d'eau dans un récipient ayant les dimensions des tamis Tyler standard et on détermine le nombre de minutes nécessaires pour obtenir un gravier complètement propre, en agitant le récipient avec le gravier dans un appareil Ro-Tap.

<sup>(1)</sup> CAMPUS, F., *loc. cit.*

<sup>(2)</sup> CAMPUS, F., *loc. cit.*

<sup>(3)</sup> JACQUEMIN (*R. U. M.*, (9<sup>e</sup> série), I, 169, 1945).

<sup>(4)</sup> CAMPUS, F., *loc. cit.*

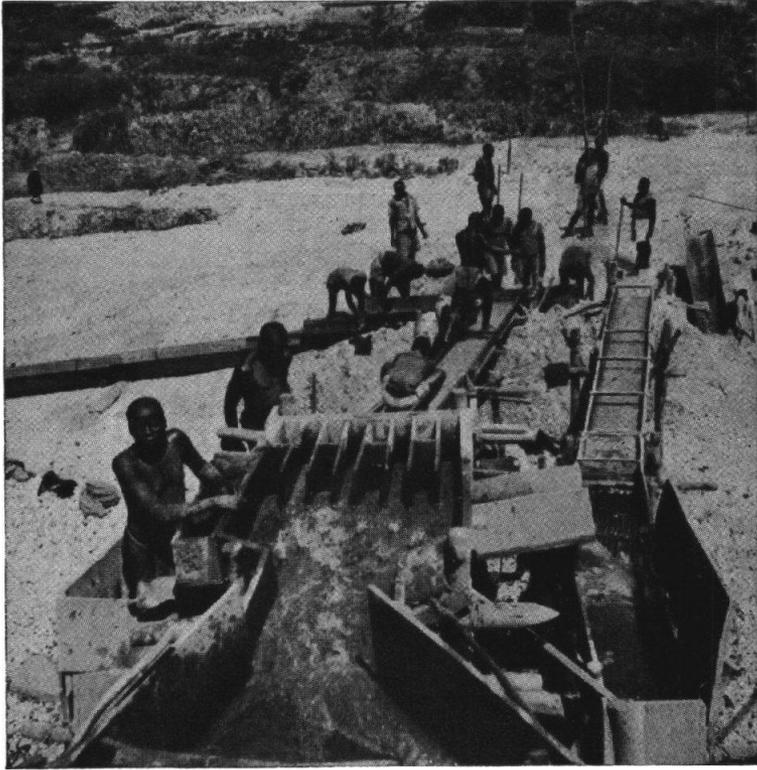


FIGURE 1. — Répartiteur du modèle III installé à Manguredjipa.

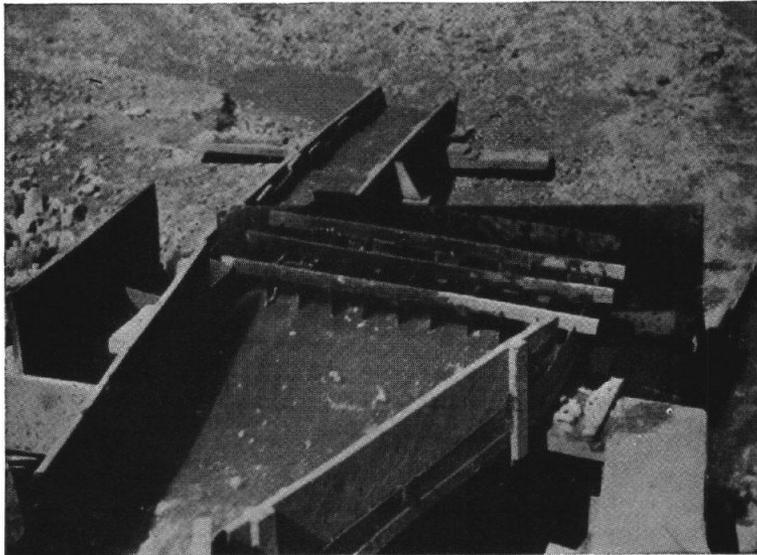


FIGURE 2. — Répartiteur du modèle IV installé à Biakatu.



On peut aussi déterminer le temps nécessaire pour débourber un pan de gravier rempli à ras. Mais les résultats obtenus varieront d'un panneur à l'autre et ne sont que comparatifs.

#### F. Caractéristiques de l'or perdu.

En plus de l'analyse granulométrique, il est très utile de soumettre les particules d'or trouvées dans les tailings, à un examen microscopique et de déterminer leur poids qui donnera des indications sur leur épaisseur.

#### 6. Essai comparatifs avec répartiteur.

Comme nous l'avons dit précédemment, la méthode par essais comparatifs, sans détermination du rendement du sluice, est souvent plus facile à effectuer, elle demande un nombre plus faible d'analyses et est moins coûteuse.

Enfin, et en ceci réside son principal intérêt, *cette méthode est plus sensible pour étudier l'influence de certains facteurs sur la récupération que la méthode basée sur la détermination des pertes*. En effet, comme la teneur des tailings est très faible, des variations de quelques centièmes de gramme par m<sup>3</sup> se traduisent immédiatement par plusieurs grammes d'or et, alors, il est souvent impossible de savoir s'il s'agit simplement d'écarts dus à l'échantillonnage et à l'analyse ou de différences dues à l'action du facteur étudié. Or, les essais comparatifs donnent une exactitude de  $\pm 1$  g (voir tableau IV) ce qui ne peut guère être atteint lors de la détermination du rendement d'un sluice.

Le répartiteur (voir fig. 1 et 2) est basé sur le « Jones Sampler » et la théorie de cet appareil est donc applicable au répartiteur (1). Il faut, notamment, que la largeur de chaque compartiment ait au moins 3 fois le diamètre des plus grosses particules.

(1) TAGGART (*loc. cit.*, p. 19-32).

Comme le répartiteur possède 8 compartiments (modèle III), la répartition du gravier aurifère entre les 2 sluices doit être satisfaisante, si les conditions suivantes sont remplies :

1. La construction du répartiteur doit être soignée. Il est indispensable que la largeur de tous les compartiments soit rigoureusement identique.

2. Le répartiteur doit être installé bien de niveau.

3. Il faut veiller à ce que, pendant le fonctionnement, un des compartiments ne soit pas partiellement bouché par un gros cailloux.

Toutefois, comme pendant la durée de l'essai, le niveau du répartiteur peut légèrement varier, et comme le répartiteur n'est pas toujours parfaitement symétrique, il est nécessaire, pour éviter une erreur systématique, de le munir d'un système permettant d'inverser l'alimentation des 2 sluices : au début le sluice I est alimenté par les compartiments 1 + 3 + 5 + 7 et le sluice II par les compartiments 2 + 4 + 6 + 8. Après l'inversion, ce sont les compartiments 1 + 3 + 5 + 7 qui alimenteront le sluice II, tandis que les compartiments 2 + 4 + 6 + 8 alimenteront le sluice I. Il est difficile de stipuler le temps ou le cube passé après lequel il faut inverser le sens du courant. A priori, plus le nombre d'inversions sera élevé, plus la certitude que le répartiteur a bien travaillé sera grande. En pratique, le sens du courant est changé après 10 brouettes et ceci donne pour un essai dont la durée approche d'un mois, près de 1.500 changements ce qui nous paraît suffisant.

L'inverseur est formé de deux goulottes, posées sur un axe, qui peuvent être inclinées soit à gauche, soit à droite.

Avant d'effectuer des essais comparatifs avec le répartiteur, nous avons voulu nous rendre compte si cet appareil donnait de bons résultats. Le tableau IV montre la quantité d'or récupérée par deux sluices identiques alimentés à l'aide d'un répartiteur :

TABLEAU IV — *Vérification du répartiteur.*

Groupement	Modèle répartiteur	Partie de l'installation comparée	Poids d'or récup.		Différence	
			Sluice I	Sluice II	en g	en %
Eohe	III	totalité	79,1	80,1	1,0	1,2
Biakatu 1942	III	éléments queue	15,5	14,1	1,1	7
Biakatu 1942	III	éléments queue	18,4	17,2	1,2	7
Biakatu 1950	IV <sup>(1)</sup>	totalité	193	191	1	0,5

A Eohe et à Biakatu 1950, l'essai comparatif a été fait sur la totalité de l'or déposé dans le sluice ; à Biakatu 1942, seulement sur l'or déposé dans les éléments de queue, le répartiteur étant placé en aval de l'élément à fermeture.

*En travaillant avec une quantité d'or voisine de 100 g, pour chaque installation, on peut donc s'attendre à une concordance de l'ordre de 1 %. Par contre, lors de la comparaison de l'or déposé dans les éléments de queue, les écarts peuvent dépasser 5 %, suivant la quantité d'or mise en jeu.*

Le clean up sera effectué comme indiqué précédemment en prenant toutes les précautions nécessaires pour ne pas perdre une partie de l'or récupéré. Les concentrés prélevés seront soumis, au laboratoire, à l'analyse granulométrique.

Pour pouvoir interpréter les résultats d'un essai, nous comparons d'abord la quantité d'or récolté dans les deux installations, séparément pour chaque catégorie granulométrique (différence en g et différence en %). Cette comparaison permet de voir si une des deux installations a récupéré une quantité plus grande d'or et de quelle catégorie granulométrique. Enfin, cette conclusion doit être confirmée d'abord par la valeur du pourcentage de cette catégorie et, ensuite, par la répartition de l'or dans le sluice (courbe de dépôt de l'or).

(<sup>1</sup>) De construction complètement métallique ; à 10 compartiments.

## CHAPITRE II

### RÉSULTATS DES ESSAIS (1).

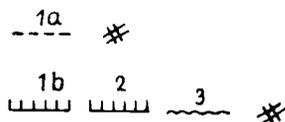
#### Essai N° 1 (Isasa 1940).

##### 1. Endroit.

Isasa, Zalya L 20

##### 2. Caractéristiques de l'installation.

Schéma (2) :



1a Tôle perforée 1 mesh.

1b Élément à fermeture,  $L = 3,00$  m,  $l = 1,10$  m,  $p = 15$  %, R de 10 cm,  $d = 16$  cm.

2 Éléments de queue,  $L = 9,00$  m,  $l = 1,15$  m,  $p = 9,8$  et  $7$  %, R de 10 cm,  $d = 16$  cm.

3 Nattes,  $L = 2,00$  m,  $l = 1,10$  m ;  $p = 15$  % ; clean up 4 x par jour.

##### 3. Alimentation.

Gravier en place :  $98,2$  m<sup>3</sup> (dont  $10,8$  m<sup>3</sup> bed rock).

Blocaux :  $6,1$  m<sup>3</sup> (vides estimés à 55 %).

Gravier traité :  $92,1$  m<sup>3</sup>

(1) Nous donnons d'abord les résultats des bilans complets et, ensuite, les résultats des essais comparatifs.

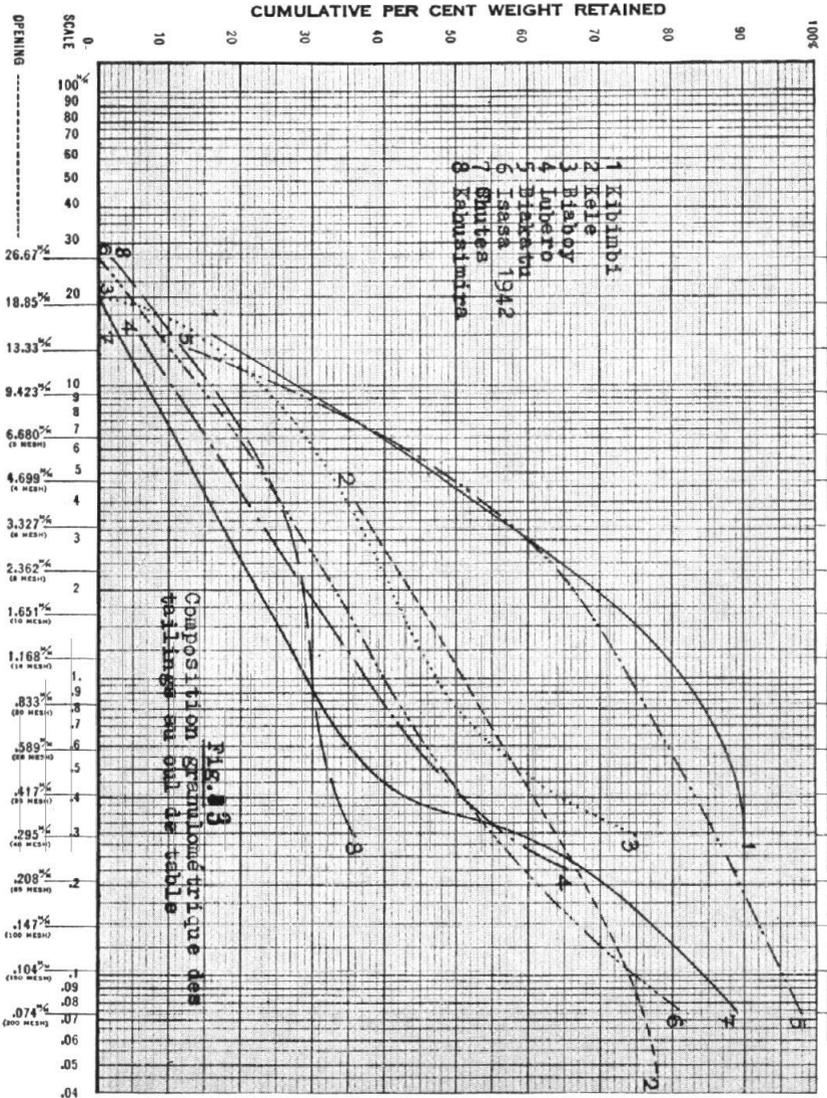
(2) Ces schémas sont dessinés d'après les flow sheet de TAGGART (*loc. cit.*, p. 2-10).

Lorsque plusieurs éléments possèdent le même numéro d'ordre suivi d'une lettre différente (p. ex. 1a, 1b), cela veut dire que ces éléments font partie du même sluice. Ainsi, dans le cas de l'essai N° 1, la tôle perforée fait partie de l'élément à fermeture.

# The Tyler Standard Screen Scale

Form No. L-4

Cumulative Logarithmic Diagram of Screen Analysis on Sample of \_\_\_\_\_  
 Name \_\_\_\_\_ Date \_\_\_\_\_

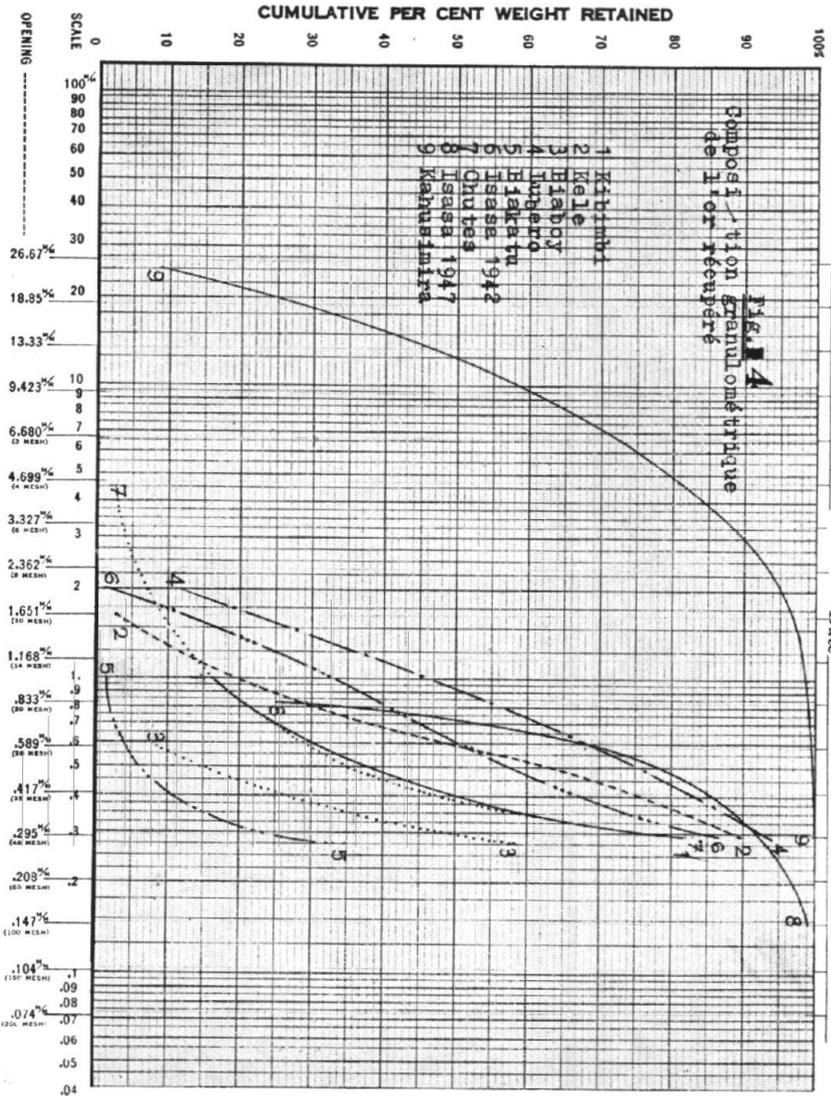


# The Tyler Standard Screen Scale

Cumulative Logarithmic Diagram of Screen Analysis on Sample of \_\_\_\_\_

Name \_\_\_\_\_

Date \_\_\_\_\_







## 4. Or récolté.

TABLEAU V

Libellé	Or en g	Or en %
Élément à fermeture	47,13	85,2
1. Élément queue	3,13	5,7
2. Élément queue	2,17	3,9
3. Élément queue	1,97	3,6
Nattes	0,87	1,6
Total	55,27	100,0

## 5. Or perdu.

## a. Refus sluice.

Échantillon prélevé	: 0,93 m <sup>3</sup>	(vides : 45 %)
Fraction — 4 mm	: 88,3 kg	
Or dans fraction — 4 mm	: 47,8 mg	
Teneur — 4 mm	: 0,54 g/T	
Teneur du refus	: 0,051 g/m <sup>3</sup>	
Cube refus	: 11,2 m <sup>3</sup>	
Or perdu dans refus	: 0,58 g	

## b. Tailings au cul de table.

Échantillon prélevé	: 92,1 kg	
Or trouvé	: 18,85 mg <sup>(1)</sup>	
Teneur	: 0,21 g/T → 0,31 g/m <sup>3</sup> <sup>(2)</sup>	
Cube tailings	: 79,5 m <sup>3</sup> <sup>(3)</sup>	
Or perdu dans tailings	: 28,0 g	

## 6. Bilan.

Or récupéré	55,3 g	66,0 %
Or perdu dans refus	0,6	0,7
Or perdu dans tailings	28,0	33,3
Total	84,1 g	100,0 %

<sup>(1)</sup> Composition granulométrique de l'or : voir fig. 5.<sup>(2)</sup> Teneur calculée en admettant  $F = 1,6$ , c.-à.-d. une densité apparente de 1,8 et une humidité près de 10 %.<sup>(3)</sup> Cube concentrés : 1,4 m<sup>3</sup>.

## 7. Remarques.

Le gravier est assez argileux ; il provient d'un flat. Le refus du sluice (galets) constitue 12 % du gravier traité (teneur calculée : 0,91 g/m<sup>3</sup>).

Table à chargement direct. Durée de l'essai : 4 jours.

La fraction — 4 mm dans le refus du sluice s'élève à 3,6 % ce qui indique que le lavage est difficile ; malgré cela, la teneur du refus est faible, ainsi que la quantité d'or perdu.

40 % de l'or perdu au cul de table sont à — 50 mesh.

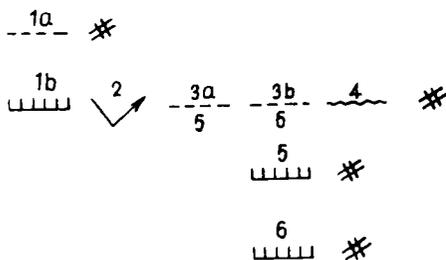
## Essai N° 2 (Kibimbi 1940).

## 1. Endroit.

Kibimbi, Zalya.

## 2. Caractéristiques de l'installation.

Schéma :



1a Tôle perforée 1 mesh.

1b Élément à fermeture ; L = 1,50 m ; l = 1,10 m ; p = 18 % ; R de 10 cm ; d = 20 cm.

2 Éjecteur à gravier.

3a Classeur à courant porteur, tamis 5 mm ; L = 3,00 m ; l = 0,30 m ; p = 2-3 %.

3b Classeur à courant porteur ; mêmes caractéristiques, mais avec tamis de 15 mm.

4 Nattes ; L = 3,00 m ; l = 1,00 m ; p = 15 % ; clean up 2 × par jour.

5 Éléments de queue ; L = 9,00 m ; l = 2,00 m ; p = 9,8 et 7 % ; R de 9 cm ; d = 20 cm ;

6 Éléments de queue ; L = 4,50 m ; l = 1,00 m ; p = 9 et 7 % ; R de 9 cm ; d = 20 cm.

**3. Alimentation.**

Gravier en place :	223 m <sup>3</sup>
Blocaux :	84 m <sup>3</sup>
Gravier traité :	139 m <sup>3</sup>

**4. Or récolté.**

TABLEAU VI

Libellé	Or en g	Or en %
Élément à fermeture	599,1	97,9
1. Élément — 5 mm	10,3	1,7
2. Élément — 5 mm	1,3	0,2
3. Élément — 5 mm	0,14	0,0
Élément — 15 mm	0,12	0,0
Nattes	1,0	0,2
Total <sup>(1)</sup>	612,0	100,0

**5. Or perdu.***a. Refus sluice.*

Échantillon prélevé :	3,36 m <sup>3</sup>
Fraction — 4 mm :	15,04 kg
Or dans fraction — 4 mm :	43,35 mg
Teneur — 4 mm :	2,88 g/T
Teneur du refus :	0,013 g/m <sup>3</sup>
Cube refus :	28 m <sup>3</sup>
Or perdu dans refus :	0,36 g

*b. Tailings au cul de table (— 5 mm).*

Échantillon prélevé :	68,5 kg
Or trouvé :	3,26 mg
Teneur :	0,048 g/T → 0,08 g/m <sup>3</sup>
Cube :	34 m <sup>3</sup> <sup>(2)</sup>
Or perdu :	2,7 g

<sup>(1)</sup> Analyse granulométrique : voir fig. 4.<sup>(2)</sup> Débit : 12,7 l/sec.

c. *Tailings au cul de table (- 15 mm).*

Échantillon prélevé	:	19,3	kg
Or trouvé	:	1,23	mg
Teneur	:	0,064	g/T → 0,10 g/m <sup>3</sup>
Cube	:	12	m <sup>3</sup> (1)
Or perdu	:	1,2	g

d. *Tailings au cul de table (+ 15 mm).*

Échantillon prélevé	:	104,1	kg (2)
Or trouvé	:	1,58	mg
Teneur	:	0,015	g/T → 0,024 g/m <sup>3</sup>
Cube	:	64	m <sup>3</sup> (3)
Or perdu	:	1,5	g

e. *Tailings au cul de table (ensemble).*

Échantillon prélevé	:	187,7	kg (4)
Or trouvé	:	7,43	mg (5)
Teneur	:	0,040	g/T → 0,061 g/m <sup>3</sup>
Cube	:	110	m <sup>3</sup>
Or perdu	:	7,0	g

**6. Bilan.**

Or récupéré	612,0 g	98,8 %
Or perdu dans refus	0,4	0,06
Or perdu dans tailings	7,0	1,1
Total	619,4 g	100,0 %

**7. Remarques.**

Le gravier provient du lit de la rivière, il est non argileux et facile à laver. La teneur du gravier traité est très élevée : 4,5 g/m<sup>3</sup>.

Installation à undercurrent, avec pompage de gravier entre l'élément à fermeture et classeur à courant porteur.

Les pertes en or dans le refus du sluice sont négligeables.

(1) Débit : 7,8 l/sec.

(2) Ces tailings contiennent encore 20 % de matières à — 5 mm.

(3) Débit : 11,7 l/sec.

(4) Analyse granulométrique, voir fig. 3.

(5) Analyse granulométrique, voir fig. 5.

Le rendement de l'installation est particulièrement bon, pour toutes les catégories granulométriques. Remarquons, cependant, que même si elle était constituée seulement par l'élément à fermeture, le rendement serait aussi excellent (97 %) ; nous devons donc conclure que l'installation est disproportionnée avec la nature du gravier et de l'or.

### Essai N° 3 (Mero 1940).

#### 1. Endroit.

Mero, gl Kahusimira RG.

#### 2. Caractéristiques des installations.

Schéma :

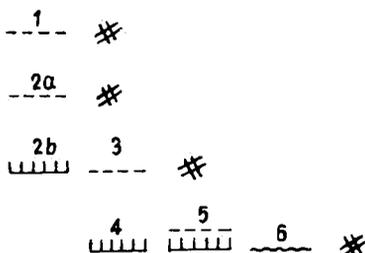


TABLE MERO.

- 1 Tôle perforée 1 mesh (classeur-débourbeur).
- 2a Treillis 2 mesh.
- 2b Élément à fermeture ;  $L = 2,20$  m ;  $l = 0,60$  m ;  $p = 15$  % ; R de 10 cm ;  $d = 15$  cm.
- 3 Treillis 4 mesh (classeur-débourbeur).
- 4 Éléments de queue ;  $L = 2,80$  m ;  $l = 0,70$  m ;  $p = 7$  % ; R de 10 cm ;  $d = 15$  cm.
- 5 Récupérateur,  $L = 2,00$  m ;  $l = 0,30$  m ;  $p = 15$  % ; R de 5 cm ;  $d = 15$  cm ; treillis de 8 mesh déposé sur riffles (à une certaine distance).
- 6 Nattes ;  $L = 2,00$  m ;  $l = 1,00$  m ;  $p = 15$  % ; clean up 6 × par jour.

Schéma :

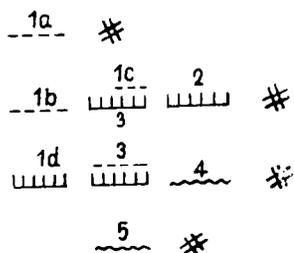


TABLE KILOBOZE.

1a Tôle perforée 1 mesh.

1b Treillis 4 mesh.

1c Élément à fermeture;  $L = 1,00$  m ;  $l = 0,30$  m ;  $p = 15$  % ; R de 7,5 cm ;  $d = 10$  cm ; treillis 4 mesh déposé sur rifflés (à une certaine distance) sur moitié inférieure élément.1d Élément à fermeture (suite) ;  $L = 1,00$  m ;  $l = 0,20$  m ;  $p = 15$  % ; R de 5 cm ;  $d = 15$  cm.2 Élément de queue ;  $L = 9,00$  m ;  $l = 0,70$  m ;  $p = 8$  et 7 % ; R de 10 cm ;  $d = 15$  cm.3 Éléments de queue ;  $L = 1,00$  m ;  $l = 0,20$  m ;  $p = 8$  % ; R de 5 cm ;  $d = 10$  cm ; treillis 8 mesh déposé sur rifflés (à une certaine distance).4 Nattes ;  $L = 2,00$  m ;  $l = 0,50$  m ;  $p = 15$  % ; clean up 6  $\times$  par jour.5 Nattes ;  $L = 2,00$  m ;  $l = 0,20$  m ;  $p = 15$  % ; clean up 6  $\times$  par jour.**3. Alimentation.**Gravier en place : 133 m<sup>3</sup> (1).

Blocaux : 0

**4. Or récolté.**

TABLEAU VII — Table « Mero ».

Libellé	Or en g	Or en %
Élément à fermeture	15,98	53,2
1. Élément à queue	8,86	29,6
2. Élément à queue	1,00	3,3
Nattes	4,17	13,9
Total	30,01	100,0

(1) Une moitié du gravier a été traitée par la table « Mero », l'autre par la table « Kiloboze » (emploi d'un répartiteur).

TABLEAU VIII — Table « Kiloboze ».

Endroit	Or en g	Or en ‰
Partie + 4 mesh	10,72	37,7
Partie — 4 mesh	6,30	22,4
Élément à fermeture	17,02	60,1
1. Élément queue	3,97	14,1
2. Élément queue	2,80	9,9
Boîte latérale	0,01	0,3
Nattes	4,39	15,6
Total	28,19	100,0

## 5. Or perdu.

a. Rejets à la pelle.

TABLEAU IX

Libellé	TABLE MERO			TABLE KILOBOZE
	Rejets + 1 mesh	Rejets -- 1 — 2 mesh	Rejets -- 2 ÷ 4 mesh	Rejets + 1 mesh
Échant. prélevé	0,175 m <sup>3</sup>	0,130 m <sup>3</sup>	0,105 m <sup>3</sup>	0,185 m <sup>3</sup>
Fraction — 4 mm	26 kg	47 kg	156 kg	53 kg
Or dans fraction — 4 mm	167 mg <sup>(1)</sup>	54,5 mg	165,2 mg	250 mg
Teneur — 4 mm	(6,45 g/T)	1,16 g/T	1,06 g/T	4,7 g/T
Teneur rejets	(0,96 g/m <sup>3</sup> )	0,42 g/m <sup>3</sup>	1,57 g/m <sup>3</sup>	1,35 g/m <sup>3</sup>
Cube rejets	1,8 m <sup>3</sup>	1,7 m <sup>3</sup>	2,1 m <sup>3</sup>	1,8 m <sup>3</sup>
Or perdu dans rejets	(1,7 g)	0,7 g	3,3 g	2,4 g

b. Tailings au cul de table. TABLEAU X

Libellé	TABLE MERO	TABLE KILOBOZE			
		Sortie boîte à riffles	Sortie nattes + 8 mesh	Sortie nattes — 8 mesh	Sortie globale
Échantillon prélevé	180 kg	214 kg	132 kg	122 kg	140 kg
Or trouvé	85,0 mg	113,5 mg	72,5 mg	52,5 mg	70,0 mg
Teneur	0,47 g/T	0,53 g/T	0,55 g/T	0,43 g/T	0,50 g/T
Teneur <sup>(2)</sup>	0,76 g/m <sup>3</sup>	0,85 g/m <sup>3</sup>	0,88 g/m <sup>3</sup>	0,69 g/m <sup>3</sup>	0,80 g/m <sup>3</sup>
Cube tailings <sup>(3)</sup>	60,3 m <sup>3</sup>	(29,7 m <sup>3</sup> )	(19,4 m <sup>3</sup> )	(15,0 m <sup>3</sup> )	64,1 m <sup>3</sup>
Or perdu	45,8 g	25,2 g	17,1 g	10,3 g	51,2 g

<sup>(1)</sup> L'échantillon a été broyé, par erreur, avant l'amalgamation. Comme le gravier contient de l'or filonien, la teneur trouvée est probablement trop élevée.

<sup>(2)</sup> Teneurs calculées avec F = 1,6.

<sup>(3)</sup> Dans le cas de la table Kiboloze, la répartition du cube aux différentes sorties a été calculée en se basant sur le débit et le poids de l'échantillon prélevé.

**6. Bilan.**

	<i>Table Mero</i>		<i>Table Kiloboze</i>	
Or récupéré	30,0 g	36,8 %	28,2 g	31,1 %
Or perdu dans rejets	5,7	7,0	2,4	2,9
Or » » tailings	45,8	56,2	51,2	62,7
Total	81,5 g	100,0 %	81,8 g	100,0 %

**7. Remarques.**

Le gravier est très argileux. L'or est d'origine filonienne et l'on rencontre beaucoup de quartz à or visible (le chantier a été mal choisi, la présence de l'or filonien constitue une cause d'erreur pour l'analyse des tailings). Les particules d'or sont plutôt de forme sphérique. La teneur du gravier est 1,2 g/m<sup>3</sup>. Les refus + 1 mesh constituent 2,7 % du cube total.

A la table « Mero » un débouage poussé du gravier est effectué successivement sur trois treillis différents. Nécessairement, les rejets sont plus importants et la quantité d'or perdu est plus élevée.

La table « Kiloboze » est trop compliquée. Elle s'inspire, manifestement, de la table à bypass des Mines du Nord. De toute façon, une table à classement ne peut pas convenir à un gravier très argileux.

Suite à la nature argileuse du gravier, les rejets contiennent un pourcentage très élevé de matières — 4 mm :

Table « Mero »	+ 1 mesh : 9 %
» « Mero »	— 1 + 2 mesh : 22
» « Kiloboze »	+ 1 mesh : 18

La table « Kiloboze » possède une tôle perforée d'une surface plus petite que celle de la table « Mero ». Ses dimensions sont insuffisantes pour le lavage du gravier ce qui donne lieu à un pourcentage plus élevé de matières — 4 mm dans les rejets.

La répartition de l'or dans la table est mauvaise. Dans le cas de la table « Mero », il y a libération d'or derrière l'élément à fermeture, suite au débouage poussé, et ceci explique le pourcentage élevé dans le 1<sup>er</sup> élément de queue.

Les nattes récupèrent une proportion importante de la production.

En résumé, la table « Mero » semble convenir mieux au gisement en question que la table « Kiloboze » où le classement est défectueux et qui n'est pas appropriée à la nature du gravier. Même à la sortie — 8 mesh, les tailings montrent encore une teneur élevée.

**Essai N° 4 (Kele 1941).****1. Endroit.**

Kele, L 125 RD.

**2. Caractéristiques de l'installation.**

Schéma : voir essai n° 1 (Isasa 1940).

1a Tôle perforée 1 mesh.

1b Élément à fermeture ; L = 3,00 m ; l = 0,60 m ; p = 15 % ; R de 10 cm ; d = 15 cm.

2 Éléments de queue ; L = 9,00 m ; l = 0,60 m ; p = 9,8 et 7 % ; R de 10 cm ; d = 15 cm.

4 Nattes ; L = 2,00 m ; l = 1,00 m ; p = 15 % : clean up 3 x par jour.

**3. Alimentation.**

Gravier en place : 94,0 m<sup>3</sup>  
 Blocaux : 28,0 m<sup>3</sup> (vides estimés à 30 %)  
 Gravier traité : 66,0 m<sup>3</sup>

**4. Or récolté.**

TABLEAU XI

Élément	Or en g	Or en %
Élément à fermeture	182,1	95,4
1. Élément queue	4,5	2,4
2. Élément queue	2,3	1,2
3. Élément queue	1,9	1,0
Nattes	0,1	0,05
Total (1)	190,9	100,0

**5. Or perdu.**

a. Refus sluice.

Échantillon prélevé : 2,97 m<sup>3</sup>  
 Fraction — 4 mm : 19,7 kg  
 Or dans fraction — 4 mm : 30,0 mg  
 Teneur — 4 mm : 1,52 g/T  
 Teneur refus : 0,010 g/m<sup>3</sup>  
 Cube refus : 22,3 m<sup>3</sup>  
 Or perdu dans refus : 0,22 g

(1) Analyse granulométrique de l'or : voir fig. 4.

b. *Tailings au cul de table.*

Échantillon prélevé	:	81,2	kg <sup>(1)</sup>
Or trouvé	:	17,1	mg <sup>(2)</sup>
Teneur or	:	0,21	g/T $\rightarrow$ 0,33 g/m <sup>3</sup>
Cube tailings	:	43,0	m <sup>3</sup>
Or perdu dans tailings	:	11,2	g

**6. Bilan.**

Or récupéré	190,9 g	93,0 %
Or perdu dans refus	0,2	0,1
Or perdu dans tailings	11,2	6,9
Total	205,3 g	100,0 %

**7. Remarques.**

Le gravier provient du lit de la Zalya ; malgré cela, la perte au débouillage est très élevée (22,4 %). Nous supposons qu'il s'agit plutôt de limon très fin et non d'argile. Le gravier en place contient beaucoup de blocs (30 %) et une proportion importante de galets (21 %). La teneur de l'alimentation du sluice est de 3,1 g/m<sup>3</sup>.

Les paillettes d'or sont assez plates. La granulométrie de l'or du gisement est la suivante :

<i>Fraction</i>	<i>Refus en %</i>
+ 1 mm	18,1
- 1 mm + 28 mesh	30,1
- 28 + 48 mesh	37,1
- 48 mesh	14,7

La proportion d'or très fin est donc relativement faible.

Durée de l'essai : 5 jours.

Le dépôt de l'or dans la table est très bon, sauf pour la catégorie - 48 mesh :

<i>Fraction</i>	<i>% dans l'élément fermeture</i>
+ 1 mm	98
- 1 mm + 28 mesh	96
- 28 + 48 mesh	95
- 48 mesh	88

(1) Analyse granulométrique du gravier : voir fig. 3.

(2) Analyse granulométrique de l'or : voir fig. 5.

Les nattes ne récupèrent que des quantités d'or négligeables.

L'or retenu dans les éléments de queue est plus fin que celui dans l'élément à fermeture.

Les pertes sont insignifiantes dans les rejets qui contiennent seulement 0,26 % de matières à  $- 4$  mm. Ceci indique que le gravier est non argileux et facile à laver.

Les tailings au cul de table ont une teneur relativement élevée ; 92 % des pertes sont constituées par l'or  $- 28$  mesh.

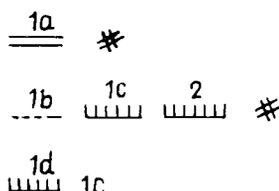
## Essai N° 5 (Biaboy 1941).

### 1. Endroit.

Biaboy, L 31 RD.

### 2. Caractéristiques de l'installation.

Schéma :



1a Grizzly 20 mm.

1b Tôle perforée 8 mm.

1c Élément à fermeture ;  $L = 1,70$  m ;  $l = 0,40$  m ;  $p = 18$  % ; R de 6 cm ;  $d = 10$  cm.

1d Élément à fermeture (bypass) ;  $L = 1,00$  m ;  $l = 0,18$  m ;  $p = 15$  % ; R de 2,5 cm ;  $d = 8$  cm.

2 Éléments de queue ;  $L = 9,00$  m ;  $l = 0,40$  m ;  $p = 10,8$  et 7 % ; R de 6 cm ;  $d = 10$  cm.

Note : Une installation fonctionnait avec l'élément à clean up rapide (bypass), l'autre sans cet élément (Voir tableau XII).

### 3. Alimentation.

Gravier en place :	158,4 m <sup>3</sup>
Blocaux :	0,0 m <sup>3</sup>
Gravier traité :	158,4 m <sup>3</sup>

## 4. Or récolté.

TABLEAU XII

Élément	Avec élément C. U. rapide		Sans élément C. U. rapide	
	Or en g	Or en %	Or en g	Or en %
Bypass	33,24	62,6	—	—
Élém. fermeture	9,43	17,8	41,87	77,6
Élém. ferm. (tot.)	42,67	80,4	41,87	77,6
1. Élém. queue	5,84	11,0	8,76	16,2
2. Élém. queue	3,01	5,7	2,08	3,9
3. Élém. queue	1,55	2,9	1,27	2,3
Total (1)	53,07	100,0	53,98	100,0

## 5. Or perdu.

a. Refus grizzly	Avec bypass	Sans bypass
Échantillon prélevé	0,5 m <sup>3</sup> (2)	0,5 m <sup>3</sup> (2)
Fraction — 4 mm	5,0 kg	10,2 kg
Or dans fraction — 4 mm	5,5 mg	8,7 mg
Teneur — 4 mm	1,10 g/T	0,85 g/T
Teneur refus	(0,01 g/m <sup>3</sup> )	(0,02 g/m <sup>3</sup> )
Cube refus	4,5 m <sup>3</sup>	5,1 m <sup>3</sup>
Or perdu dans rejets	0,05 g	0,10 g

## b. Tailings au cul de table.

Échantillon prélevé	142,1 kg (3)	144,6 kg (3)
Or trouvé	19,9 mg	31,8 mg
Teneur	0,14 g/T → 0,22 g/m <sup>3</sup>	0,22 g/T → 0,35 g/m <sup>3</sup>
Cube tailings	74,5 m <sup>3</sup>	73,9 m <sup>3</sup>
Or perdu dans tailings	16,3 g	26,9 g

(1) Analyse granulométrique : voir fig. 4.

(2) Comme chaque 11<sup>e</sup> fourche a été prélevée, l'échantillon est estimé à 0,5 m<sup>3</sup>.  
Le chiffre exact n'est pas connu.

(3) Analyse granulométrique : voir fig. 3.

**6. Bilan.**

	<i>Avec bypass</i>		<i>Sans bypass</i>		<i>Total</i>	
	g	%	g	%	g	%
Or récupéré	53,07	76,4	53,98	66,7	107,05	71,1
Or perdu dans refus	0,05	0,1	0,10	0,1	0,15	0,1
Or perdu dans tail.	16,3	23,5	26,9	33,2	43,2	28,8
Total	69,4	100,0	81,0	100,0	150,4	100,0

**7. Remarques.**

Le gravier provient d'un flat ; il ne contient pas de blocs. Le refus du grizzly est de 6 %. La perte au débouage s'élève à 9 % : le gravier est donc un peu argileux. La proportion de sables noirs est faible. La teneur en or est 0,95 g/m<sup>3</sup>. Les paillettes d'or sont assez plates.

La quantité d'or perdue dans les rejets est négligeable.

Le bypass semble favoriser la récupération, principalement de l'or très fin. Voici le pourcentage déposé dans l'élément à fermeture :

	<i>Total</i>	<i>— 48 mesh</i>
Avec bypass	80,4 %	72 %
Sans bypass	77,6 %	65 %
$\Delta$	2,8 %	7 %

Cependant, nous observons pratiquement la même granulométrie dans les deux installations et il est difficile de tirer une conclusion en faveur de l'une d'elles.

La teneur des tailings au cul de table, en fonction de la granulométrie, est la suivante :

<i>Fraction</i>	<i>Avec bypass</i>	<i>Sans bypass</i>
+ 2 mm	0,00 g/m <sup>3</sup>	0,00 g/m <sup>3</sup>
— 2 + 1 mm	0,23	2,55 (?)
— 1 + 30 mesh	1,51 (?)	0,05
— 30 + 50 mesh	0,34	0,28
— 50 mesh	0,24	0,34

Les deux teneurs sensiblement plus fortes que les autres sont probablement provoquées par une seule grosse particule (sans vouloir exclure un salage de ces échantillons). En effet, voici les poids d'or qui ont donné lieu à ces teneurs :

+ 1 mm	17,5 mg
+ 30 mesh	7,8 mg

Nous avons donc des indications sur les pertes d'or moyen et gros (voir les valeurs données dans le tableau II) et il est impossible de calculer le rendement métallurgique pour des catégories granulométriques supérieures à 30 mesh. L'échantillon prélevé est d'un poids insuffisant.

## Essai N° 6 (Lubero 1941).

### 1. Endroit.

Lubero Z III, L 13 RD.

### 2. Caractéristiques des installations.

Schéma :

a. INSTALLATION STANDARD (voir essai n° 5, Biaboy).

1a Grizzly 20 mm.

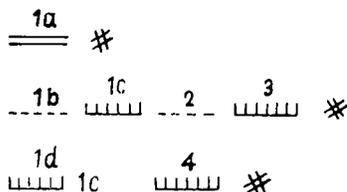
1b Treillis 12 mm.

1c Élément à fermeture ; L = 1,70 m ; l = 0,40 m ; p = 18 % ; R de 6 cm ; d = 10 cm.

1d Élément à fermeture (bypass) ; L = 1,00 m ; l = 0,18 m ; p = 15 % ; R de 2,5 cm ; d = 8 cm.

2 Éléments de queue ; L = 6,00 m ; l = 0,40 m ; p = 8 et 7 % ; R de 6 cm ; d = 10 cm.

b. INSTALLATION AVEC SYSTÈME RITTER.



1a Grizzly 20 mm.

1b Treillis 12 mm.

1c Élément à fermeture ; L = 1,70 m ; l = 0,40 m ; p = 18 % ; R de 6 cm ; d = 10 cm.

1d Élément à fermeture (bypass) ; L = 1,00 m ; l = 0,18 m ; p = 15 % ; R de 2,5 cm ; d = 8 cm.

2 Tôle perforée 4 mm.

3 Éléments de queue ; L = 5,25 m ; l = 0,25 m ; R de 6 cm ; d = 15 cm.

4 Éléments de queue ; L = 5,25 m ; l = 0,25 m ; R de 5 cm ; d = 8 cm.

**3. Alimentation.**

Gravier en place : 346 m<sup>3</sup>  
 Blocaux : 57 m<sup>3</sup> (vides estimés à 50 %).  
 Gravier traité : 289 m<sup>3</sup>

**4. Or récolté.**

TABLEAU XIII

Élément	Table ordinaire		Table Ritter	
	Or en g	Or en ‰	Or en g	Or en ‰
Bypass	62,82	93,4	66,06	91,5
Élém. ferm. (intér.)	3,57	5,3	4,67	6,5
Élém. ferm. (total)	66,39	98,7	70,73	98,0
1. Élément queue	0,42	0,6	1	2,0
2. Élément queue	0,45	0,7		
Total	67,26 <sup>(1)</sup>	100,0	72,15 <sup>(1)</sup>	100,0

**5. Or perdu.**a. *Refus grizzly.*

Cube : 55 m<sup>3</sup> (vides évalués à 40 %).  
 Teneur estimée : 0,01 g/m<sup>3</sup>  
 Or perdu : 0,5 g

b. <i>Tailings au cul de table</i>	<i>Table standard</i>	<i>Table Ritter</i>
Échantillon prélevé	126,1 kg <sup>(2)</sup>	128,0 kg <sup>(2)</sup>
Or trouvé	7,1 mg	5,1 mg
Teneur or	0,056 g/T → 0,09 g/m <sup>3</sup>	0,040 g/T → 0,064 g/m <sup>3</sup>
Cube tailings	116 m <sup>3</sup>	116 m <sup>3</sup>
Or perdu ds. tail.	10,4 g <sup>(3)</sup>	7,4 g <sup>(3)</sup>

(1) Analyse granulométrique : voir fig. 4.

(2) Analyse granulométrique : voir fig. 3.

(3) Analyse granulométrique : voir fig. 5.

**6. Bilan.**

	<i>Table standard</i>		<i>Table Ritter</i>		<i>Total</i>	
	g	%	g	%	g	%
Or récupéré	67,26	86,3	72,15	90,4	139,4	88,4
Or perdu dans refus	0,25	0,3	0,25	0,3	0,5	0,3
Or perdu dans tail.	10,4	13,4	7,4	9,3	17,8	11,3
Total	77,9	100,0	79,8	100,0	157,7	100,0

**7. Remarques.**

Le gravier provient d'un lit de rivière. Il contient beaucoup de blocs (17 %). Les galets représentent 19 % du cube traité.

La perte au débouillage est de 6 %, le gravier est donc peu argileux. Par contre, il possède une teneur élevée en sables noirs (7 %). La teneur de l'alimentation du sluice est 0,55 g/m<sup>3</sup>. La granulométrie de l'or du gisement est la suivante :

<i>Fraction</i>	<i>Refus en %</i>
+ 2 mm	10,4
— 2 + 1 mm	31,3
— 1 + 30 mesh	19,2
— 30 + 50 mesh	30,0
— 50 mesh	9,1

Le pourcentage d'or très fin est relativement faible.

Plus de 98 % de la production se trouvent dans l'élément à fermeture. Il semblerait que la table Ritter récupère mieux l'or très fin et que le classement est favorable au dépôt de cette catégorie.

Environ 80 % de l'or perdu sont constitués par la fraction — 30 mesh.

**Essai N° 7 (Biakatu 1941).****1. Endroit.**

Biakatu, Lalia L 31.

**2. Caractéristiques de l'installation.**

Il s'agit d'une installation avec l'élément Ritter (voir essai N° 6). Le classeur précédant cet élément est constitué de lamelles distantes de 3 mm.

**3. Alimentation.**

Gravier en place : 149 m<sup>3</sup>  
 Blocaux : 0 m<sup>3</sup>  
 Gravier traité : 149 m<sup>3</sup>

**4. Or récolté.**

TABLEAU XIV

Élément	Or en g	Or en %
Bypass	28,50	75,7
Élém. ferm. (intér.)	3,74	10,0
Élém. ferm. (total)	32,24	85,7
Élém. gravier	0,33	0,9
Élém. pour fins	5,05	13,4
Total (1)	37,62	100,0

**5. Or perdu.***a. Refus grizzly.*

Cube : 15 m<sup>3</sup> (vides évalués à 40 %)  
 Teneur estimée : 0,01 g/m<sup>3</sup>  
 Or perdu : 0,15 g

*b. Tailings au cul de table.*

	<i>Sortie gravier</i>	<i>Sortie fins</i>	<i>Total</i>
Échantillon prélevé (2) :	81,6 kg	127,6 kg	175,2 kg
Teneur or :	0,07 g/m <sup>3</sup>	0,03 g/m <sup>3</sup>	0,04 g/m <sup>3</sup>
Cube tailings :			133 m <sup>3</sup>
Or perdu dans tailings (3) :			5,3 g

**6. Bilan.**

Or récupéré	37,62 g	87,4 %
Or perdu dans refus	0,15	0,3
Or perdu dans tailings	5,3	12,3
Total	<u>43,07 g</u>	<u>100,0 %</u>

(1) Analyse granulométrique : voir fig. 4.

(2) Analyse granulométrique : voir fig. 3.

(3) Analyse granulométrique : voir fig. 5.

### 7. Remarques.

Le gravier ne contient pas de blocaux. Les galets constituent 10 % du cube traité. L'alimentation de la table à riffles proprement dite contient 56 % + 2 mm et seulement 12 % à — 50 mesh. La perte au débouage est très faible : 2 %. En résumé, il s'agit d'un gravier non argileux, à faible teneur en sables noirs et contenant peu de fins.

La teneur du gravier traité est 0,29 g/m<sup>3</sup>. La granulométrie de l'or du gisement est la suivante :

<i>Fraction</i>	<i>Rejets en %</i>
+ 1 mesh	1,9
- 1 + 30 mesh	2,2
- 30 + 50 »	32,2
- 50 »	63,7

Le pourcentage d'or très fin est particulièrement élevé, celui d'or gros est minime.

L'élément à fermeture contient seulement 86 % de la production (76 % dans bypass). Cette répartition médiocre est due principalement à la finesse de l'or.

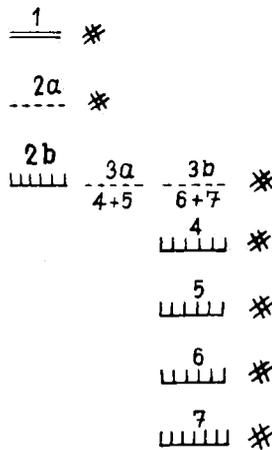
## Essai N° 8 (Isasa 1942).

## 1. Endroit.

Isasa, dragline 29.

## 2. Caractéristiques de l'installation.

Schéma :



1 Grizzly 70 mm.

2a Tôle perforée 25 mm.

2b Élément à fermeture :  $L = 2,20$  m ;  $l = 1,10$  m ;  $R = 9$  cm ;  $d = 15$  cm.

3a Classeur à courant porteur ; tamis de 8 mesh.

3b Classeur à courant porteur ; tamis de 4 mesh.

4 Éléments de queue :  $L = 7,50$  m ;  $l = 1,20$  m ;  $p = 12,9$  et  $8$  %.5 Éléments de queue :  $L = 6,80$  m ;  $l = 1,20$  m ;  $p = 12,9$  et  $8$  %.6 Éléments de queue :  $L = 5,30$  m ;  $l = 1,20$  m ;  $p = 12,9$  et  $7,4$  %.7 Éléments de queue ;  $L = 4,50$  m ;  $l = 1,20$  m ;  $p = 12,9$  et  $7$  %.

## 3. Alimentation.

Gravier en place :  $153$  m<sup>3</sup>Blocs :  $12$  m<sup>3</sup>Gravier traité :  $141$  m<sup>3</sup>

**4. Or récolté.**

Élément fermeture	717,8 g	92,1 %
Laverie	59,1	7,6
Total <sup>(1)</sup>	776,9 g	100,0 %

**5. Or perdu.***a. Refus grizzly 70 mm.*

Teneur :	0,13 g/m <sup>3</sup>
Cube :	28,5 m <sup>3</sup>
Or perdu :	3,7 g

*b. Refus tôle perforée 25 mm.*

Teneur :	0,21 g/m <sup>3</sup>
Cube :	15 m <sup>3</sup>
Or perdu :	3,1 g

*c. Tailings au cul de table.*

Échantillon prélevé	129 kg <sup>(2)</sup>
Or trouvé	52,2 mg
Teneur	0,40 g/T → 0,64 g/m <sup>3</sup>
Cube tailings	95 m <sup>3</sup>
Or perdu	60,8 g

**6. Bilan.**

Or récupéré	776,9 g	92,0 %
Or perdu dans refus	6,8	0,8
Or perdu dans tailings	60,8	7,2
Total	844,5 g	100,0 %

**7. Remarques.**

Le gravier en place contient 8 % de blocs. Les refus de la table s'élèvent à 31 %. L'alimentation du sluice contient environ 18 % d'argile ; le gravier est donc argileux. Par contre, la teneur en sables noirs est faible.

<sup>(1)</sup> Analyse granulométrique : voir fig. 4.

<sup>(2)</sup> Analyse granulométrique : voir fig. 3.

La teneur en or du gravier traité est  $6,0 \text{ g/m}^3$  (très élevée). La granulométrie de l'or du gisement est la suivante :

<i>Fraction</i>	<i>Refus en %</i>
+ 9 mesh	3,9
— 9 + 13 »	21,6
— 13 + 28 »	25,1
— 28 + 48 »	34,7
— 48 »	14,7

C'est surtout l'or moyen et l'or fin qui existent en proportions importantes.

L'élément à fermeture récupère plus de 92 % de la production. La récupération de l'or dans la laverie est la suivante :

Élément 4 (— 8 mesh)	64,2 %
» 5 (— 8 mesh)	25,9
» 6 (— 4 mesh)	6,9
» 7 (— 4 mesh)	2,5
Collecteur tailings (avec 12 riffles)	0,5

L'élément 7 et le collecteur peuvent être supprimés (d'ailleurs, la teneur de leurs concentrés est plus faible que celle à l'entrée du sluice).

Les refus de la table montrent des teneurs relativement élevées. Probablement, le débourbage est insuffisant. Malgré cela, ces pertes ne constituent que 10 % de l'ensemble de l'or perdu.

Les pertes en or dans les tailings au cul de table ont la granulométrie suivante :

<i>Fraction</i>	<i>Refus en %</i>
+ 9 mesh	37,5
— 9 + 13 »	3,3
— 13 + 28 »	8,0
— 28 + 48 »	21,3
— 48 »	29,6

La quantité d'or trouvée dans la fraction + 9 mesh s'élève à 19,8 mg. Probablement cet or est dû à une seule paillette (voir tableau II). Nous avons donc des indications sur des pertes d'or gros, mais le chiffre de 37,5 % ne correspond certainement pas à la réalité ; d'ailleurs comme la fraction + 9 mesh est faible, ces pertes interviennent peu dans le chiffre total.

Les pertes en or sont importantes pour l'or — 28 mesh.

Nous croyons utile de donner le rendement partiel de la laverie :

<i>Fraction</i>	<i>Rendement en %</i>
+ 9 mesh	(7)
— 9 + 13	79
— 13 + 28	73
— 28 + 48	60
— 48	49
Total	49

Remarquons encore que l'essai a duré 4 jours, ce qui est trop peu pour le travail normal de l'installation.

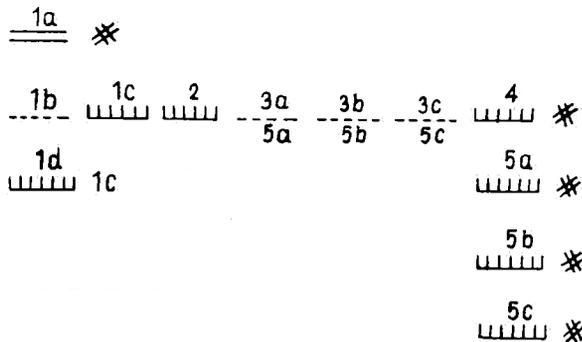
### Essai N° 9 (Chutes 1942).

#### 1. Endroit.

Chutes, Lenda L 100.

#### 2. Caractéristiques de l'installation.

Schéma :



1a Grizzly 20 mm <sup>(1)</sup>.

1b Treillis 10 mm.

1c Élément à fermeture ; L = 3,00 m ; l = 0,40 m ; p = 18 % ; R de 7 cm ; d = 10 cm.

1d Élément à fermeture (bypass) ; L = 1,20 m ; l = 0,20 m ; p = 9 % ; R de 2,5 cm ; d = 6 cm.

(1) 4 installations en parallèle pour 1 à 2.

2 Éléments de queue ;  $L = 6,00$  m ;  $l = 0,40$  m ;  $p = 9$  % ; R de 7 cm ;  $d = 10$  cm.

3a Classeur à courant porteur ; tamis de 2 mm ;  $L = 2,70$  m ;  $l = 0,28$  m,  $p = 1$  %.

3b Classeur à courant porteur ; tamis de 4 mm ; mêmes caractéristiques.

3c Classeur à courant porteur ; tamis de 15 mm ; mêmes caractéristiques.

4 Éléments de queue ;  $L = 6,00$  m ;  $l = 0,40$  m ;  $p = 5$  % ; R de 7 cm ;  $d = 10$  cm.

5a Éléments de queue ;  $L = 6,00$  m ;  $l = 0,75$  m ;  $p = 8$  % ; R de 5 cm ;  $d = 10$  cm.

5b Éléments de queue ; mêmes caractéristiques.

5c Éléments de queue ; mêmes caractéristiques.

### 3. Alimentation.

Gravier en place : 511 m<sup>3</sup>

Blocaux : 20 m<sup>3</sup>

Gravier traité : 491 m<sup>3</sup>

### 4. Or récolté.

TABLEAU XV

Libellé	Or en g	Or en %
Bypass	668,25	59,7
Élém. ferm. (intér.)	393,40	35,1
Élém. ferm. (total)	1061,65	94,8
1 <sup>er</sup> élém. queue	26,05	2,3
2 <sup>me</sup> élém. queue	9,70	0,9
Instal. standard	1097,40	98,0
Undercurrent	22,91	2,0
Total (1)	1120,31	100,00

### 5. Or perdu.

a. *Refus sluice.*

Cube : 101 m<sup>3</sup> (vides estimés à 40 %)

Teneur estimée : 0,03 g/m<sup>3</sup>

Or perdu : 3,0 g

(1) Analyse granulométrique : voir fig. 4.

b. *Tailings au cul de table.*

Échantillon prélevé :	1.033 kg <sup>(1)</sup>
Or trouvé :	139,1 mg
Teneur or :	0,14 g/T → 0,21 g/m <sup>3</sup>
Cube tailings :	388 m <sup>3</sup>
Or perdu dans tail. :	83,0 g <sup>(2)</sup>

6. **Bilan.**

Or récupéré dans installation standard	1.097,1 g	90,9 %
Or récupéré dans undercurrent	22,9	1,9
Total or récupéré	1.120,3 g	92,8 %
Or perdu dans refus	3,0	0,3
Or perdu dans tailings	83,0	6,9
Total	1.206,3 g	100,0 %

7. **Remarques.**

Le gravier en place contient peu de blocaux (4 %). Par contre, la quantité de galets est assez importante (20 %).

La fraction - 20 mm (alimentation des tables proprement dite) contient 29 % + 1 mm et 40 % - 48 mesh dont 11 % d'argile. Il s'agit donc d'un gravier assez difficile à laver.

La teneur en or du gravier traité est 2,45 g/m<sup>3</sup>, celle de l'alimentation des tables 3,10 g/m<sup>3</sup>.

L'analyse granulométrique de l'or du gisement est la suivante :

<i>Fraction</i>	<i>Refus</i>
+ 4 mm	2,2 %
- 4 + 2	4,3
- 2 + 1	11,7
- 1 + 28 mesh	11,2
- 28 + 48	52,3
- 48	18,3

Les deux tiers de l'or sont formés par l'or fin et l'or très fin.

La presque totalité de la production (96,7 %) se dépose dans l'élément à fermeture.

(1) Composition granulométrique : voir fig. 3.

(2) Composition granulométrique : voir fig. 5.

Comme il résulte de l'analyse granulométrique, la majeure partie de l'or récupéré est constituée par l'or moyen et l'or fin.

Au total, la boîte à clean up rapide ne retient que 61 % de production ce qui représente un résultat médiocre. La fraction récoltée dans les éléments de queue est faible : 3,3 %.

Pendant la durée de l'essai, l'undercurrent a récupéré 22,9 g d'or soit 2,05% de la production totale ; 41% de cet or ne se trouvent même pas dans l'undercurrent proprement dit, mais dans les éléments + 15 mm et dans le classeur.

Les pertes sont dues principalement à l'or fin et l'or très fin. La teneur des tailings est 0,14 g/T. C'est la fraction + 1 mm qui possède la teneur la plus élevée. Les autres ont des teneurs variant de 0,06 à 0,24 g/T.

*Note* : L'undercurrent a été placé, pour cet essai, en aval d'une installation ordinaire pour déterminer le pourcentage supplémentaire d'or récupéré. Normalement, l'élément 2 (voir schéma) ne doit pas se trouver entre l'élément à fermeture et l'undercurrent.

### Essai N° 10 (Isasa 1947). (1)

#### 1. Endroit.

Isasa, Zalya L 15-16.

#### 2. Caractéristiques de l'installation.

Installation standard M. G. L. Sud composée d'un élément à fermeture (de 60 cm) suivi de trois éléments de queue (de 60 cm).

#### 3. Alimentation.

Gravier en place (+ bedrock) :	71 m <sup>3</sup>
Blocaux :	?
Gravier traité :	71 m <sup>3</sup>

#### 4. Or récolté.

Total or retenu par sluice : 98,3 g (2).

(1) D'après le rapport de M. Safiannikoff.

(2) Composition granulométrique : voir fig. 4.

**5. Or perdu.***a. Refus sluice.*

Échantillon :	2	m <sup>3</sup>
Or trouvé :	131	mg
Teneur or :	0,065	g/m <sup>3</sup>
Cube refus :	10	m <sup>3</sup>
Or perdu :	0,65	g

*b. Tailings au cul de table.*

Cube	: 61	m <sup>3</sup>
Teneur or approx. :	0,1	g/m <sup>3</sup>
Or perdu	: 6,1	g <sup>(1)</sup>

**6. Bilan.**

Or récupéré	98,3 g	93,5 %
Or perdu dans refus	0,5	0,7
Or perdu dans tailings	6,1	5,8
Total	105,1 g	100,0 %

**7. Remarques.**

Le sluice n'a pas récupéré de l'or très fin (voir fig. 4). Les trois quarts de la production sont constitués par les catégories + 30 mesh.

Par contre, la finesse de l'or perdu est beaucoup plus grande (voir fig. 5).

**Essai N° 11 (Kahusimira 1948) <sup>(2)</sup>.****1. Endroit.**

L 8 Terrasse RD Kahusimira.

**2. Caractéristiques de l'installation.**

Schéma : voir essai N° 1 (Isasa 1910).

1a Tôle perforée 1 mesh.

1b Élément à fermeture ; L = 2,50 m ; l = 0,50 m ; p = 13 %.

2 Éléments de queue ; L = 8,10 m ; l = 0,65 m ; p = 9 % ; R de 8 cm.

3 Récupérateur ; L = 3,00 m ; l = 0,70 m ; p = 6 % ; R de 7 cm ; treillis 2 mesh déposé sur riffles.

(1) Composition granulométrique : voir fig. 5.

(2) D'après le rapport de M. Haïne.

**3. Alimentation.**

Gravier en place : 175 m<sup>3</sup>  
 Blocaux : 7 m<sup>3</sup>  
 Gravier traité : 168 m<sup>3</sup>

**4. Or récolté.**

TABLEAU XVI

Libellé	Or en g	Or en ‰
Élém. à fermeture	1394,0	96,3
1. Élém. queue	28,7	2,0
2. Élém. queue	3,5	0,2
3. Élém. queue	8,3	0,6
Récupérateur	12,5	0,9
Total (1)	1447,4	100,0

**5. Or perdu.***a. Refus sluice.*

Échantillon prélevé : 0,23 m<sup>3</sup> (vides : 12 %)  
 Fraction — 4 mm : 12,3 kg  
 Or dans fraction — 4 mm : 3,17 mg  
 Teneur — 4 mm : 0,26 g/T  
 Teneur refus : 0,011 g/m<sup>3</sup>  
 Cube refus : 8,1 m<sup>3</sup>  
 Or perdu dans refus : 0,11 g

*b. Tailings au cul de table.*

Échantillon prélevé : 268 kg (2)  
 Or trouvé : 17,2 mg (3)  
 Teneur : 0,064 g/T → 0,086 g/m<sup>3</sup>  
 Cube tailings : 160 m<sup>3</sup>  
 Or perdu dans tailings : 13,7 g

(1) Composition granulométrique : voir fig. 4.

(2) Composition granulométrique des tailings : voir fig. 3.

(3) Composition granulométrique de l'or : voir fig. 5.

**6. Bilan.**

Or récupéré	1.447,4 g	99,1 %
Or perdu dans refus	0,1	0,0
Or perdu dans tailings	13,7	0,9
Total	1.461,2 g	100,0 %

**7. Remarques.**

Le gravier provient d'une terrasse. Le refus du sluice (galets) représente 5% du gravier traité dont la teneur est 8,9 g/m<sup>3</sup> (particulièrement élevée).

La granulométrie de l'or est la suivante :

<i>Fraction</i>	<i>Refus en %</i>
+ 1 mesh	8,6
-- 1 + 2	40,5
- 2 + 4	30,2
- 4 + 9	15,1
-- 9 + 16	2,8
- 16 + 30	0,8
30 + 50	0,9
- 50	1,1

94 % de l'or sont supérieurs au tamis de 9 mesh. La fraction — 50 mesh est insignifiante.

Table à chargement direct ; durée de l'essai : 7 jours.

La fraction — 4 mm dans le refus de sluice s'élève à 2,1 %, ce qui indique que le gravier est assez facile à laver, malgré qu'il provient d'une terrasse. Remarquons que la teneur de cette fraction est faible (0,26 g/T), surtout si on la compare à l'alimentation. Il en résulte une teneur très basse pour le refus du sluice : 0,01 g/m<sup>3</sup>.

Passons aux tailings au cul de table. Leur teneur est très faible (0,086 g/m<sup>3</sup>). L'or perdu se répartit assez uniformément entre l'or gros (32 %), l'or moyen (39 %) et l'or fin (29 %).

La densité du gravier en place (sans tenir compte des blocs) a été déterminée à 1,35.

En résumé, le rendement particulièrement élevé de ce sluice est dû à la nature pépitique de l'or du gisement et à l'absence presque complète des catégories fines.

**Essai N° 12 (Chutes 1942). (1)****1. Endroit.**

Chutes, g 12 Lenda.

**2. Caractéristiques des installations.**

*a.* 4 éléments à fermeture, avec élément à clean up rapide (type standard), en parallèle.

*b.* Répartiteur (modèle III A).

*c.* 2 éléments de queue standard, en parallèle :

$L = 6,00 \text{ m}$  ;  $l = 0,40 \text{ m}$  ;  $p = 9$  et  $7 \%$  ;  $R$  de  $7 \text{ cm}$  ;  $d = 10 \text{ cm}$ .

*c'.* Undercurrent.

Voir essai N° 9 (l'élément 4 était supprimé).

**3. Résultats obtenus.**

Voir tableau XVII à XX.

**4. Remarques.**

Cube traité :  $506 \text{ m}^3$ .

Nombre de brouettes : 11.867.

Durée de l'essai : 17 jours.

Le changement du sens du répartiteur a été effectué toutes les 40 brouettes (297 fois au total).

(1) Les essais N° 12 à 17 sont des essais comparatifs. Nous donnons ici seulement les tableaux montrant la composition granulométrique de l'or en g qui permettent de calculer facilement la granulométrie en % ainsi que la répartition de l'or, pour chaque catégorie granulométrique.

TABLEAU XVII

*Éléments à fermeture.*  
*Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 4 mm	+ 2 mm	+ 1 mm	+ 28 m.	+ 48 m.	-- 48 m.	Total
Bypass	17,55	105,00	179,75	93,40	232,05	40,15	667,90
Bac grizzly	13,05	50,55	77,75	52,85	124,85	22,30	341,35
Élément à fermeture	30,60	155,55	257,80	146,25	356,90	62,45	1.009,25

TABLEAU XVIII

*Éléments de queue ordinaires.*  
*Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 4 mm	2 mm	+ 1 mm	+ 28 m.	+ 48 m.	+ 100 m.	Total
1er élément	0,00	2,75	5,40	5,20	13,85	5,85	34,70
2 <sup>me</sup> élément	0,00	0,21	1,02	0,91	2,41	1,09	6,54
Total	0,00	2,96	6,42	6,11	16,26	6,94	41,24

TABLEAU XIX

*Undercurrent (éléments — 2 mm).  
Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 2 mm	+ 1 mm	+ 28 m.	+ 48 m.	+ 100 m.	— 100 m.	Total
1er élément (1re moitié)	0,43	3,32	4,55	12,58	6,46	2,18	29,52
1er » (2me »)	0,002	0,001	0,009	0,135	0,165	0,112	0,364
2me » (1re »)	0,002	0,012	0,017	0,181	0,018	0,057	0,347
2me » (2me »)	0,001	0,001	0,023	0,018	0,014	0,015	0,072
Total	0,44	3,36	4,63	12,91	6,60	2,36	30,30

TABLEAU XX

*Undercurrent (éléments — 4 mm, — 15 mm, classeur)  
Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 4 mm	+ 2 mm	+ 1 mm	+ 28 m.	+ 48 m.	+ 100 m.	— 100 m.	Total
1er élément — 4 mm	—	0,56	1,57	0,81	1,35	0,44	0,19	4,92
2e élément — 4 mm	—	0,001	0,005	0,022	0,110	0,058	0,039	0,235
Total — 4 mm	—	0,56	1,58	0,83	1,46	0,50	0,23	5,16
1er élément — 15 mm	0,00	0,90	0,65	0,59	1,09	0,38	0,11	3,72
2e élément — 15 mm	0,00	0,25	0,16	0,09	0,21	0,10	0,02	0,83
Total — 15 mm	0,00	1,15	0,81	0,68	1,30	0,48	0,13	4,55
Classeur	0,00	0,31	0,31	0,42	0,11	0,26	0,14	1,61

**Essai N° 13 (Manguredjipa 1944/45).****1. Endroit.**

Manguredjipa.

**2. Caractéristiques des installations.**

- a.* Bac débourbeur.
- b.* Répartiteur (modèle III A).
- c.* Installation standard (avec bypass) de 40 cm de largeur.
- c'.* Installation standard (avec bypass fermé) de 40 cm de largeur.

**3. Résultats obtenus.**

Les résultats obtenus sont réunis dans les tableaux XXI et XXII.

TABLEAU XXI

*Installation avec bypass. Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	+ 48 mesh	- 48 mesh	Total
Bypass	0,965	10,270	71,755	221,100	125,690	432,780
Bac grizzly	0,480	3,525	19,745	59,135	19,870	102,755
Élément fermeture	1,145	13,795	94,500	280,235	145,560	535,535
1 <sup>er</sup> élément	0,000	0,415	3,935	27,085	20,295	51,730
2 <sup>me</sup> élément	0,155	0,140	2,845	12,035	8,140	23,315
Total	1,600	14,350	101,280	319,355	173,995	610,580

TABLEAU XXII

*Installation sans bypass. Composition granulométrique de l'or (en g).*

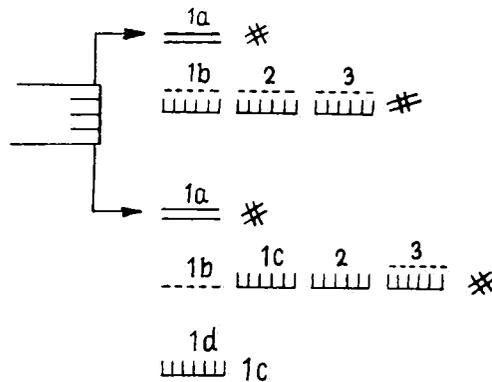
Libellé	+ 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	+ 48 mesh	- 48 mesh	Total
Élém. fermeture	1,550	18,080	89,250	249,240	90,860	448,980
1 <sup>er</sup> élément	0,000	0,450	10,075	60,365	52,160	123,050
2 <sup>me</sup> élément	0,000	0,345	0,850	8,940	14,020	24,155
Total	1,550	18,875	100,175	318,545	157,040	596,185

**Essai N° 14 (Manguredjipa 1944).****1. Endroit.**

Manguredjipa, G4 Lenda 12.

**2. Caractéristiques des installations.**

Schéma :

**a. Installation avec treillis.**

1a Grizzly 20 mm.

1b Élément à fermeture ;  $L = 3,00$  m ;  $l = 0,40$  m ;  $p = 18\%$  ; R de 2 cm ;  $d = 20$  cm ; treillis 10 mm ( $L = 2,25$  m) et 4 mm ( $L = 0,75$  m) déposés sur riffles.2 Éléments de queue ;  $L = 6,00$  m ;  $l = 0,40$  m ;  $p = 9\%$  ; treillis 10 mm ( $L = 3,00$  m) et 25 mm ( $L = 3,00$  m) déposés sur riffles.

3 Récupérateur (voir installation standard).

**b. Installation standard.**

1 Voir essai N° 5.

2 Éléments de queue ;  $L = 6,00$  m ;  $l = 0,40$  m ;  $p = 9\%$ .3 Récupérateur ;  $L = 2,80$  m ;  $l = 0,18$  m ; R de 1 cm ;  $d = 12$  cm ; treillis de 1 mm ( $L = 0,30$  m) et 4 mm ( $L = 2,10$  m) déposés sur riffles ; clean up 1  $\times$  par jour.**3. Alimentation en gravier.**

Durée de l'essai : 31 jours.

Cube gravier traité : 568 m<sup>3</sup>

#### 4. Résultats obtenus.

Voir tableaux XXIII et XXIV.

### Essai N° 15 (Manguredjipa 1944).

#### 1. Endroit.

Manguredjipa — Eohe.

#### 2. Caractéristiques des installations.

a. Répartiteur.

b. Installation standard avec treillis.

Grizzly avec barres distantes de 20 mm.

Élément à clean up rapide avec treillis de 4 mm déposé directement sur riffles.

Élément à fermeture avec treillis de 4 mm déposé sur riffles en aval de la sortie du bypass.

2 éléments de queue ordinaires recouverts d'un treillis de 10 mm.

Récupérateur (Voir essai N° 14).

b'. Installation standard.

Installation identique à celle décrite plus haut, mais sans treillis déposés sur riffles (à l'exception du récupérateur).

#### 3. Alimentation en gravier.

Cube gravier traité : 455 m<sup>3</sup>.

#### 4. Résultats obtenus.

Voir tableaux XXV et XXVI.

TABLEAU XXIII  
*Installation avec treillis. Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	+ 48 mesh	- 48 mesh	Total
Élément à fermeture	24,745	140,625	133,700	120,155	74,220	493,445
1 <sup>er</sup> élément	0,000	0,340	0,575	1,035	2,040	3,990
2 <sup>me</sup> élément	0,135	0,445	0,385	0,540	0,775	2,280
Récupérateur	0,000	0,160	0,220	0,315	0,545	1,240
Total	24,880	141,570	134,880	122,045	77,580	500,955

TABLEAU XXIV  
*Installation sans treillis. Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	+ 48 mesh	- 48 mesh	Total
Bypass	16,740	85,855	108,175	102,560	56,730	370,060
Bac grizzly	6,050	23,575	25,330	19,440	11,475	85,870
Élément à fermeture	22,790	109,430	133,505	122,000	68,205	455,930
1 <sup>er</sup> élément	0,085	0,635	0,695	2,130	3,570	7,115
2 <sup>me</sup> élément	0,000	0,455	0,295	0,880	3,780	5,410
Récupérateur	0,000	0,175	0,435	0,270	2,550	3,430
Total	22,875	110,695	134,930	125,280	78,105	471,885

TABLEAU XXV

*Installation avec treillis.  
Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	+ 48 mesh	- 48 mesh	Total
Bypass	12,800	47,430	50,700	68,780	31,650	211,360
Bac grizzly	2,970	5,000	3,825	4,650	4,945	21,390
Élément à fermeture	15,770	52,430	54,525	73,430	36,595	232,750
1er élément	0,000	0,120	0,055	0,130	0,625	0,930
2me élément	0,000	0,050	0,030	0,210	0,755	1,045
Récupérateur	0,000	0,300	0,025	0,075	0,130	0,530
Total	15,770	52,900	54,635	73,845	38,105	235,255

TABLEAU XXVI

*Installation sans treillis.  
Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	+ 48 mesh	- 48 mesh	Total
Bypass	11,170	36,870	41,470	41,760	20,850	152,120
Bac grizzly	4,520	12,380	16,255	22,650	10,685	66,490
Élément à fermeture	15,690	49,250	57,725	64,410	31,535	218,610
1er élément	0,000	0,075	0,665	3,760	6,710	11,210
2me élément	0,000	0,010	0,040	0,175	0,905	1,130
Récupérateur	0,000	0,175	0,170	0,335	1,235	1,915
Total	15,690	49,510	58,600	68,680	40,385	232,865

**Essai N<sup>o</sup> 16 (Luengba 1945).****1. Endroit.**

Luengba L 51.

**2. Caractéristiques des installations.**

- a.* Bac débourbeur.
- b.* Répartiteur avec inverseur.
- c.* Installation standard.
- c'*. Installation standard munie de treillis déposés directement sur les riffles (<sup>1</sup>).

**3. Résultats obtenus.**

Les résultats obtenus figurent dans les tableaux XXVII et XXVIII.

**4. Remarques.**

L'essai a duré 25 journées. Le cube du gravier s'élève à 363 m<sup>3</sup> (9.440 brouettes).

Le sens du courant a été inversé chaque fois après 20 brouettes.

Le chantier est à gravier argileux.

Notons que l'installation n'a pas été soignée particulièrement ; ainsi les treillis ne déposent pas partout directement sur les riffles.

(<sup>1</sup>) A l'exception du bypass qui contient un treillis de 4 mm, tous les autres éléments ont des treillis de 10 mm (aussi sur toute la longueur de l'élément à fermeture).

TABLEAU XXVII

*Table sans treillis.  
Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	- 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	+ 48 mesh	- 48 mesh	Total
Bypass	0,000	1,255	5,385	32,210	48,600	87,450
Bac grizzly amont	0,000	0,035	0,200	1,950	2,175	4,660
Bac grizzly aval	0,000	0,050	0,195	1,700	3,530	5,475
Élément à fermeture	0,000	1,340	5,780	35,860	54,605	97,585
1er élément	0,000	0,015	0,310	3,055	6,350	9,730
2me élément	0,000	0,050	0,065	1,200	3,565	4,880
Total	0,000	1,405	6,455	40,115	64,520	112,195

TABLEAU XXVIII

*Table avec treillis.  
Composition granulométrique de l'or (en g).*

Libellé	+ 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	+ 48 mesh	- 48 mesh	Total
Bypass	0,135	1,190	5,650	35,725	51,925	94,925
Bac grizzly amont	0,000	0,015	0,190	1,550	0,605	2,360
Bac grizzly aval	0,120	0,060	0,500	1,535	4,670	6,965
Élément à fermeture	0,555	1,265	6,420	38,810	57,200	104,250
1er élément	0,000	0,025	0,135	0,970	2,370	3,500
2me élément	0,000	0,010	0,070	0,495	1,285	1,860
Total	0,555	1,300	6,625	40,275	60,855	109,610

**Essai N° 17 (Luengba 1945).****1. Endroit.**

Luengba, Luengba L 51-52.

**2. Caractéristiques des installations.**

Voir essai N° 15.

Un 3<sup>e</sup> élément de queue a été ajouté ; à l'installation munie de treillis, ce 3<sup>e</sup> élément est *sans* treillis, tandis qu'au sluice sans treillis, le 3<sup>e</sup> élément est *avec* treillis.

**3. Résultats obtenus.**

Les résultats figurent dans les tableaux XXIX et XXX.

**4. Remarques.**

L'essai a duré 30 jours. Le cube du gravier traité s'élève à 400 m<sup>3</sup> ; le nombre de brouettes est de 12.160. Le sens du courant a été inversé chaque fois après 20 brouettes.

Le gravier est argileux.

TABLEAU XXIX

Table avec treillis. Composition granulométrique (en g.).

Libellé	- 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	- 28 mesh	Total
Bypass	0,320	2,570	14,140	130,410	147,440
Bac grizzly	0,260	0,510	1,640	25,560	27,970
Élément à fermeture	0,580	3,080	15,780	155,970	175,410
1 <sup>er</sup> élément	0,000	0,060	0,150	5,430	5,640
2 <sup>me</sup> élément	0,030	0,010	0,060	1,460	1,560
3 <sup>me</sup> élément sans treillis	0,000	0,000	0,100	1,760	1,860
Total	0,610	3,150	16,090	164,620	184,470

TABLEAU XXX

Table sans treillis. Composition granulométrique de l'or (en g.).

Libellé	+ 9 mesh	+ 16 mesh	+ 28 mesh	- 28 mesh	Total
Bypass	1,620	3,490	7,330	137,370	149,810
Bac grizzly	0,000	0,350	1,140	17,310	18,800
Élément à fermeture	1,620	3,840	8,470	154,680	168,610
1 <sup>er</sup> élément	0,000	0,030	0,300	11,670	12,000
2 <sup>me</sup> élément	0,000	0,030	0,160	4,560	4,750
3 <sup>me</sup> élément avec treillis	0,000	0,010	0,050	2,550	2,610
Total	1,620	3,910	8,980	173,460	187,970

## CHAPITRE III

### DISCUSSION DES RÉSULTATS OBTENUS

#### A. Pertes dans le refus du sluice.

Les appareils de classement employés à la M. G. L. sont :

- a. Treillis à ouverture carrée ;
- b. Tôle perforée ;
- c. Grizzly formé de barreaux de section trapézoïdale.

Ces dispositifs peuvent être placés en amont du sluice proprement dit, mais le plus souvent, ils font partie de l'élément à fermeture. Ils permettent de réaliser les buts suivants :

1. Éliminer les pierres d'un diamètre relativement grand dont le transport par le sluice nécessiterait une vitesse d'eau élevée ce qui risquerait d'augmenter les pertes d'or.

2. Réaliser une première concentration du gravier aurifère, en éliminant la fraction « galets », et ceci avec de très faibles pertes en or, comme nous le verrons dans la suite.

3. Produire un débourbage supplémentaire.

4. Mettre la majeure partie de l'or déposé dans le sluice, à l'abri des vols.

Les pertes en or dans le refus du sluice, éliminé par un travailleur au moyen d'une fourche et contenant

toujours une quantité plus ou moins importante de gravier fin aurifère, dépendent <sup>(1)</sup> :

A. De la nature du gravier et de l'or ;

B. Des caractéristiques de l'appareil de classement et des conditions du travail.

La nature du gravier se manifeste par sa composition et par sa granulométrie (voir tableau XXXI). Ainsi, la proportion d'argile détermine la facilité de lavage du gravier. La proportion des fines entraînées dans le refus et les pertes en or dépendent donc principalement du pourcentage d'argile. De plus, la valeur absolue des pertes est proportionnelle à la quantité de galets dans le gravier traité, toutes les autres données restant les mêmes.

En ce qui concerne l'influence de la teneur d'alimentation, celle du refus sera, en première approximation, proportionnelle à la teneur du gravier en place, l'action de tous les autres facteurs étant supposée constante. Remarquons que la nature de l'or doit également intervenir, dans une certaine mesure. Ainsi les particules d'or gros sont plus facilement libérées par le débouillage précédant le classement et ont, par conséquent, moins de chances que les grains fins d'être rejetées avec le refus du sluice.

TABLEAU XXXI

*Composition granulométrique du gravier en %  
(sans tenir compte de blocs).*

Origine	Galets	Sable, gravier	Limon, argile
Kibimbi	25	72	3
Kele	37	48	15
Biaboy	6	86	8
Lubero	19	76	5
Biakatu	10	88	2
Chutes	20	71	9
Isasa 1942	31	57	12

(1) Nous n'envisageons pas ici le cas de pépites d'or, de dimensions supérieures à l'ouverture de l'appareil de classement, qui pourraient être rejetées avec le refus.

Par contre, les paillettes relativement grandes, mais très plates (genre confettis), sont plus facilement entraînées dans le refus que les particules plus ou moins sphériques. On peut donc s'attendre à ce que la granulométrie de l'or perdu dans le refus soit assez semblable à celle de l'alimentation, compte tenu des remarques formulées ci-dessus.

Parmi les facteurs dus à l'appareil et au régime de travail, nous pouvons citer :

1. Genre du classeur (barres de grizzly, tôle perforée, treillis, classeur à courant porteur, tamis vibrant, etc.) ;
2. Surface active du classeur ;
3. Ouverture du treillis ;
4. Débit du gravier ;
5. Débit et pression d'eau ;
6. Efficacité du débouage précédant le classement ;
7. Qualité du travail du préposé au classeur.

Comme les pertes dans le refus dépendent en grande partie de la présence d'argile dans le gravier, elles sont intimement liées au problème du débouage que nous étudierons en détail plus loin et tous les facteurs qui favorisent celui-ci contribuent simultanément à réduire ces pertes.

Nous avons réuni dans le tableau XXXII les pertes en or dans le refus des classeurs (grizzly, tôle perforée ou treillis) déterminées en pratique. *Elles sont généralement inférieures à 1 % de l'or à l'entrée du classeur, avec une moyenne de 0,3 %* (sans tenir compte des essais faits à Mero). Même dans le cas d'un gravier extrêmement argileux (Mero), les pertes dans le refus du sluice ne dépassaient pas 3-4 %.

De plus, le tableau XXXII donne la proportion du refus dans le gravier traité, le pourcentage du gravier — 4 mm resté dans le refus et la teneur en or de la

fraction — 4 mm et de l'ensemble du refus <sup>(1)</sup>. Celui-ci varie dans de très larges proportions, de 3 à 33 %, suivant la composition granulométrique du gravier et l'ouverture de l'appareil de classement.

L'importance de la fraction — 4 mm <sup>(2)</sup> dépend principalement des caractéristiques du gravier et indique en même temps la qualité du lavage. Les chiffres très élevés obtenus à Mero montrent que le gravier en question était particulièrement difficile à laver tandis que la proportion très faible de matières — 4 mm dans le refus, observée lors des essais de Kibimbi et de Kele, indique que le gravier ne présentait pas de difficultés au lavage.

En ce qui concerne la teneur du refus, nous constatons qu'elle est très faible, de l'ordre de 0,01 g/m<sup>3</sup>, pour des graviers faciles à laver. Mais dans le cas d'un gravier fortement argileux, elle peut même atteindre la valeur élevée de 1,5 g/m<sup>3</sup>. Le tableau XXXIII compare la teneur du refus à celle de l'alimentation et des tailings au cul de table. A l'exception des essais faits à Mero, *la teneur des refus est sensiblement plus faible que celle des tailings au cul de table.*

Notons enfin que, dans le cas de teneurs très faibles, voisines de la teneur limite, on a quelquefois avantage à supprimer le classeur, pour augmenter au maximum la capacité du sluice. De plus, généralement, il est moins onéreux de déposer les tailings au cul de table que d'en éliminer une partie par un classeur. Évidemment, dans ce cas, on ne peut pas s'inquiéter de la baisse du rende-

<sup>(1)</sup> Il s'agit de la teneur réelle du refus, après soustraction des vides.

<sup>(2)</sup> Il aurait été préférable de considérer non la fraction — 4 mm, mais l'ensemble des catégories granulométriques passant un tamis dont l'ouverture est égale à celle de l'appareil de classement (ainsi p. ex. la fraction — 25 mm pour un grizzly dont les barres sont distantes de 25 mm).

TABLEAU XXXII

*Pertes dans le refus du sluice.*

Essai	Classeur	Dimensions refus	Refus en %	Fraction - 1 mm en %	Teneur fraction - 1 mm en g./t	Teneur refus en g./m <sup>3</sup>	Or perdu dans refus en %
Isasa 1940	Tôle perforée	+ 1 mesh	12	2,6	0,54	0,051	0,3
Kibimbi 1940	Tôle perforée	+ 1 mesh	20	0,18	2,88	0,013	0,1
Mero I 1940	Treillis	+ 1 + 2 mesh	3	22	1,16	0,42	0,9
Mero I 1940	Treillis	+ 2 + 4 mesh	3		1,06	1,57	4,2
Mero II 1940	Tôle perforée	+ 1 mesh	3	18	4,7	1,35	2,9
Kele 1941	Tôle perforée	+ 1 mesh	33	0,27	1,52	0,010	0,1
Biaboy I 1941	Grizzly	+ 20 mm	6	(0,4)	1,10	(0,01)	0,1
Biaboy II 1941	Grizzly	+ 20 mm	6	(0,8)	0,85	(0,02)	0,1
Isasa 1942	Grizzly	+ 70 mm	20			0,13	0,4
Isasa 1942	Tôle perforée	+ 70 + 25 mm	11			0,21	0,4
Isasa 1947	Tôle perforée	+ 1 mesh (?)	14			0,065	0,7
Kahusimira 1948	Tôle perforée	+ 1 mesh	5	2,1	0,26	0,014	0,1

ment de récupération du sluice ; ce qui compte, c'est que l'opération laisse un bénéfice, en définitive. Mais comme la courbe donnant la quantité d'or récupéré en fonction de la capacité du sluice par unité du temps, possède un maximum, il faut se garder de le dépasser.

### B. Pertes dans les tailings fins.

La récupération de l'or alluvionnaire est basée sur la différence de densité entre l'or et les autres constituants du gravier ; tous les appareils de récupération fonctionnent d'après ce principe. Normalement, la M. G. L. emploie les appareils suivants :

- a. Boîte à riffles ;
- b. Métal déployé ;
- c. Nattes indigènes.

Les détails de la construction d'un sluice varient de l'élément de queue ordinaire, qui n'est qu'une simple boîte de section rectangulaire, munie de riffles, à la table à bypass perfectionnée où la récupération de l'or se fait également à l'aide de riffles, mais qui possède plusieurs améliorations (classeur à l'intérieur de la table, dispositif permettant d'effectuer rapidement des clean up partiels, treillis déposés sur riffles).

Pour améliorer la récupération de l'or dans les sluices, plusieurs essais ont été faits en déposant des treillis sur les riffles. Au début, on préconisait de les placer à une certaine distance des riffles (voir p. ex. essai Mero), mais ensuite, on s'est aperçu que le rendement s'améliorait en déposant directement les treillis sur les riffles (Van Landewyck, Thirion).

TABLEAU XXXIII

*Pertes dans le refus du sluice.*

Essai	Dimensions refus	Teneur gravier en g/m <sup>3</sup>	Teneur refus en g m <sup>3</sup>	Teneur tailings en g/m <sup>3</sup>
Isasa 1940	+ 1 mesh	0,91	0,051	0,34
Kibimbi 1940	+ 1 mesh	4,5	0,013	0,064
Mero I 1940	-- 1 + 2 mesh	1,22	0,42	0,76
Mero I 1940	-- 2 + 4 mesh	1,22	1,57	0,76
Mero II 1940	+ 1 mesh	1,22	1,35	0,80
Kele 1941	+ 1 mesh	3,1	0,010	0,33
Biaboy I 1941	+ 20 mm	0,95	(0,01)	0,3
Biaboy II 1941	+ 20 mm	0,95	(0,02)	0,3
Isasa 1942	+ 70 mm	6,0	0,13	0,64
Isasa 1942	-- 70 + 25 mm		0,21	0,64
Isasa 1947	+ 1 mesh (?)	(1,5)	0,065	(0,1)
Kahusimira 1948	+ 1 mesh	8,9	0,014	0,086

En conclusion, *c'est le riffle qui constitue l'appareil de récupération dont l'emploi est le plus répandu* (1).

Pendant les dernières années, on a même essayé de supprimer, dans certains éléments, les riffles placés en dessous d'un treillis et de les remplacer par une couche de mousse ou de racines de fougère (Thirion). Il s'agit ici simplement du système connu sous le nom de *métal déployé*.

D'autres systèmes de récupération, comme p. ex. des nattes indigènes, ont été employés avec des succès variables, principalement aux Mines du Sud.

Après avoir rappelé les divers appareils de récupération employés à la M. G. L., passons à la discussion des pertes dans les tailings fins (tailings au cul de table). *Ces pertes dépendent d'une série de facteurs que nous avons groupés en facteurs primaires et secondaires.*

(1) Notons que l'on verse quelquefois du mercure dans les boîtes à riffles, surtout dans les undercurrents, pour favoriser la récupération de l'or (cf. AVERILL, *loc. cit.*, pp. 42, 115, 129; TAGGART, *loc. cit.*, p. 11-103). A la M. G. L. cette pratique a été abandonnée depuis longtemps, pour supprimer les pertes de mercure qu'elle occasionne et diminuer le danger de vols qui résulte des manipulations du mercure aux chantiers par les travailleurs indigènes.

## TABLEAU XXXIV

*Facteurs influençant le dépôt de l'or dans un sluice.*

## 1. FACTEURS PRIMAIRES.

11. *Nature du gravier.*

111. Composition du gravier.

Argile (caractéristiques, proportion).

Matières lourdes (caractéristiques, proportion).

112. Composition granulométrique.

113. Forme des particules du gravier.

12. *Nature de l'or.*

121. Composition granulométrique.

122. Forme des paillettes.

123. Association de l'or aux constituants du gravier.

## 2. FACTEURS SECONDAIRES.

21. *Caractéristiques de la table.*

211. Nature du système de récupération (avec caractéristiques).

Riffles.

Riffles recouverts de treillis.

Métal déployé.

Nattes.

Corduroy.

212. Détails de construction.

22. *Régime de travail.*

221. Régime hydraulique.

Débit d'eau.

Pente de la table.

222. Dilution.

Débit du gravier (capacité de la table).

Alimentation (régularité).

223. Rapport de concentration.

Fréquence des clean up.

Nous appelons facteurs primaires ceux dus à la nature même du gravier et de l'or et nous pouvons les modifier seulement dans des limites très restreintes (p. ex. changement de la composition granulométrique du gravier par classement).

Par contre, nous appelons facteurs secondaires ceux que nous pouvons modifier à volonté (p. ex. pente du sluice).

Le tableau XXXIV donne ces facteurs.

Il est pratiquement impossible d'étudier l'influence de tous ces facteurs sur le rendement du sluice ; pour cela, on devrait exécuter un très grand nombre d'essais en faisant varier un seul facteur à la fois. Or, dans un essai effectué en pratique, tous ces facteurs interviennent en même temps et il est difficile, voire impossible de dénombrer leur action. Toutefois, on peut tirer des conclusions générales et mettre en évidence tout au moins l'influence qualitative de certains facteurs par comparaison des résultats obtenus (voir tableau XXXV).

TABLEAU XXXV

*Pertes dans les tailings fins.*

Essai	Aliment. sluice en g. m <sup>3</sup>	Teneur tailings		Rend. sluice en %	Observations
		en g. T	en g. m <sup>3</sup>		
Isasa 1940	1,03	0,21	0,34	66,5	
Kibimbi 1940	5,58	0,040	0,064	98,8	Undercurrent
Mero I 1940	1,24	0,47	0,76	39,5	
Mero II 1940	1,23	0,50	0,80	35,4	Table spéciale
Kele 1941	4,69	0,21	0,33	93,0	
Biaboy I 1941	0,93	0,14	0,22	76,4	Table à bypass
Biaboy II 1941	1,09	0,22	0,35	66,7	
Lubero I 1941	0,67	0,056	0,090	86,5	Table à bypass
Lubero II 1941	0,68	0,040	0,064	90,6	idem.
Biakatu 1941	0,32		0,04	87,6	idem
Isasa 1942	8,60	0,40	0,64	92,7	Undercurrent
Chutes 1942	3,10	0,14	0,24	92,9	Table à bypass undercurrent
Isasa 1947	1,71		0,1	93,7	
Kahusimira 1938	9,12	0,064	0,086	99,1	

On constate que *la teneur des tailings varie dans des proportions très larges, de 0,04 à 0,80 g/m<sup>3</sup>*. En ce qui concerne le rendement du sluice les valeurs extrêmes sont 35 et 99 %.

Comparons la teneur, le cube et la quantité d'or perdue dans le refus du classeur avec les mêmes données pour les tailings fins (tableau XXXVI).

TABLEAU XXXVI

*Comparaison des pertes dans les refus avec celles dans les tailings fins.*

Essai	Teneur tailings	Cube tailings	Or tailings
	Teneur refus	Cube refus	Or refus
Mero II	0,59	35,6	21
Mero I	0,74	10,8	8
Isasa 1942	4,1	2,2	9
Kibimbi	4,9	3,9	19
Kahusimira	6,1	19,7	121
Isasa 1940	6,7	7,1	47
Biaboy	19	15,5	300
Kele	33	1,9	64

A l'exception de Mero, le rapport teneur tailings/teneur refus varie de 4 à 33 ; le rapport cube tailings/cube refus de 2 à 20 et la quantité d'or qui en résulte (or tailings/or refus) de 9 à 300. Nous voyons donc que *les pertes dans les tailings fins sont de loin les plus importantes*.

Examinons en détail les résultats globaux des essais et essayons d'y distinguer l'influence des divers facteurs cités.

### 1. Composition du gravier.

#### a. ARGILE.

La plupart des graviers aurifères contiennent une proportion plus ou moins élevée d'argile plastique dont la

présence est défavorable au traitement du gravier dans le sluice et à la récupération de l'or.

Cette argile peut se manifester de trois façons différentes :

1. Les divers constituants du gravier forment des agglomérats, sous l'influence des propriétés cohésives des argiles. Ces agglomérats doivent être détruits par une opération mécanique. C'est d'abord le piochage et le pelletage qui disloquent la texture primitive du gravier. La présence de l'argile se manifeste ici par une baisse du rendement des travailleurs. Mais c'est surtout l'opération du débouillage, dont le but est de désintégrer les gros agglomérats et de libérer les divers constituants, qui est rendue très difficile par une proportion importante d'argile, difficulté qui se manifeste par un refus du classeur montrant une proportion élevée de matières fines.

2. Même après destruction des gros agglomérats, il reste généralement de petites boules d'argile, dont le diamètre peut être de l'ordre de 1 mm, et qui peuvent contenir des particules d'or. C'est ainsi que, lors de l'essai à Mero, nous avons constaté que de petites boules d'argile passant au tamis de 8 mesh montraient pratiquement la même teneur que des agglomérats plus grands :

Sortie fraction	+ 4 mesh	0,85 g/m <sup>3</sup>
»	» - 4 + 8	» 0,88
»	» - 8	» 0,69

Il ne suffit donc pas de détruire les grands agglomérats d'argile pour libérer l'or, mais il faut *écraser* les petites boulettes d'argile qui véhiculent également l'or.

3. Une boule d'argile, primitivement exempte d'or, peut capter, pendant son passage par le sluice, une particule d'or et l'entraîner dans les tailings.

Rappelons que le débouillage se produit pendant les phases suivantes du traitement du gravier aurifère :

1. Pendant l'abattage hydraulique du gravier à l'aide d'un monitor <sup>(1)</sup>. Cependant, cette technique ne convient pas à tous les gisements. Il faut disposer, notamment, de l'eau sous une pression élevée (5 à 12 atm) et, à la M. G. L., l'emploi des monitors est peu répandu.

2. Dans le cas de chantiers à chargement direct, pendant le transport du gravier dans les gouttières, à l'aide d'un courant d'eau. Ce débourbage est assez efficace <sup>(2)</sup> mais, souvent, les conditions locales s'opposent à l'installation d'une longueur suffisante de gouttières (manque de hauteur) et alors le débourbage n'a pas le temps de se produire.

3. Lorsque l'installation comporte un éjecteur ou un élévateur à gravier, un bon débourbage se produit pendant le passage du gravier dans les tuyauteries. Ceci demande, évidemment, de l'eau à une certaine hauteur (de l'ordre de 10 m). Un undercurrent sert alors pour la récupération de l'or, vu le courant d'eau très violent qui passe dans le sluice principal.

4. Dans l'appareil débourbeur, constitué par un bac robuste à fond trapézoïdal dont la pente est voisine de 20 %, placé en amont de l'élément classeur, le gravier est malaxé par un travailleur à l'aide d'une pelle, sous une chute d'eau. Comme la qualité de ce travail a une grande importance sur le rendement du sluice, il est logique de le confier à un homme consciencieux <sup>(3)</sup>. Mais il importe que le cube passant par le sluice n'excède pas la quantité qu'un travailleur peut convenablement débourber. Ce débourbage est parfois effectué à l'aide d'un jet d'eau sous pression.

5. Un débourbage supplémentaire se produit sur les

(1) Voir p. ex. SCHAAR, G., L'exploitation par Hydraulic Mining aux Mines d'or du 5<sup>me</sup> parallèle (Comptes Rendus du Congrès Scientifique, Élisabethville 1950, vol. III, p. 94).

(2) Dans ce cas, le débourbeur peut généralement être supprimé, sauf en présence d'un gravier fortement argileux.

(3) Quelquefois, il est même avantageux d'affecter un travailleur uniquement à ce travail (en plus du travailleur préposé au fourchage).

barres de grizzly (ou mieux sur une tôle perforée) de l'élément classeur. Dans certains cas, on a avantage de placer un deuxième classeur à ouverture plus faible en aval du premier.

6. Pendant le transport du gravier par le sluice un certain débourbage, favorisé particulièrement par les chutes, a encore lieu. Une grande longueur du sluice serait donc avantageuse, dans le cas d'un gravier argileux (analogie avec le transport du gravier dans les gouttières). Toutefois, la pratique a montré à la M. G. L. que l'augmentation de la récupération de l'or due à une longueur excessive du sluice est peu intéressante comparée à la perte de rendement (cube) provenant d'une hauteur exagérée de l'installation et au coût de celle-ci.

Malgré tout ceci, le débourbage manuel est souvent insuffisant, ce qui explique les pertes élevées (p. ex. à Mero où le sluice a perdu plus de 60 % de l'or). Dans ce cas, un débourbage mécanique (trommel-débourbeur, log washer, blade-mill etc.) devrait être envisagé <sup>(1)</sup>. Mais comme le plus souvent il est impossible de le réaliser en pratique (absence de force motrice, chantiers dispersés ne permettant pas l'installation d'une laverie semi-mobile etc.), on se contente généralement de réexploiter les tailings, après quelques années, ce qui, évidemment, n'est qu'un pis-aller. Sous l'influence des agents atmosphériques une partie de l'argile s'est décomposée avec libération d'or qui peut alors être récupéré par un nouveau sluicing <sup>(2)</sup>. Il est, cependant, certain qu'une partie importante d'or contenu dans les tailings de la première exploitation est entraînée avec l'argile par le courant d'eau et définitivement perdue. De plus, comme

<sup>(1)</sup> Il existe même des gisements où, sous influence de l'argile partiellement latéritisée, le gravier est cimenté. Un tel gravier alluvionnaire doit être traité comme un minerai filonien.

<sup>(2)</sup> La granulométrie de cet or sera assez semblable à celle de l'or récupéré lors de la première exploitation.

l'argile ne sera pas décomposée complètement, de l'or échappe de nouveau à la récupération.

*Le débouillage efficace constitue l'opération la plus importante préparant le gravier au traitement par sluicing.* Il est évident que, tant que les agglomérats n'ont pas été détruits et tant que les particules d'or n'ont pas été mises en liberté, il serait illusoire de vouloir récupérer cet or par un procédé basé sur la gravité (riffles, jig etc.). Cette destruction par débouillage de l'enveloppe d'argile autour d'une particule d'or, en vue de la libération de celui-ci, dans les gisements alluvionnaires et éluvionnaires, peut être mise en parallèle avec la destruction par broyage de la couche de quartz, dans le cas de gisements filoniens.

*La proportion d'argile et la qualité du débouillage déterminent donc dans une grande mesure les pertes d'or.* En effet, tant que les petites boules d'argile qui peuvent renfermer de l'or de toutes les catégories granulométriques (à l'exception de l'or pépétique) n'ont pas été disloquées par un moyen mécanique approprié, les pertes seront constituées d'or appartenant à toutes les catégories granulométriques. Il en résulte que *la proportion d'argile dans un gisement constitue le facteur prédominant influençant les pertes d'or* et que *les autres facteurs dus à la finesse de l'or, la forme des paillettes d'or etc., ne peuvent jouer qu'un rôle secondaire en présence d'une forte proportion d'argile.*

C'est ainsi que les rendements les plus faibles ont été observés, dans le cas de graviers argileux :

	<i>R en %</i>
Mero 1940 (terrasse) très argileux	35 à 40
Isasa 1940 (flat) argileux	66,5

Dans ces essais il y a donc une prédominance très nette du facteur argile.

## b. SABLES NOIRS.

Le gravier ayant servi à l'essai fait à Lubero Z III montrait une teneur élevée en sables noirs (7 %). Cet essai nous permet donc d'élucider leur influence sur le rendement du sluice.

Voici ce rendement en fonction de la granulométrie de l'or :

<i>Catégorie</i>	<i>R en %</i>
+ 2 mm	100
— 2 mm + 1 mm	95
— 1 mm + 30 mesh	95
— 30 mesh + 50 mesh	86
— 50 mesh	48

Tandis que les valeurs observées pour l'or appartenant aux catégories granulométriques supérieures à 30 mesh sont normales, on constate que le rendement de la catégorie — 30 + 50 mesh est un peu faible tandis que celui de la catégorie — 50 mesh est très bas <sup>(1)</sup>. Nous en arrivons donc à la conclusion que *les sables noirs agissent défavorablement sur la récupération de l'or très fin, principalement à — 50 mesh*, tandis que leur présence ne semble pas entraver la récupération de l'or fin et de l'or moyen. Cependant, *il est probable que des particules d'or relativement grosses mais très plates seront également perdues*.

## 2. Granulométrie du gravier.

Comme il résulte de la fig. 3 et du tableau XXXV, la composition granulométrique du gravier varie dans des limites assez larges. Or, on peut montrer facilement qu'elle a une influence sur la récupération de l'or.

(1) Comparons ces valeurs avec les rendements observés en présence d'une proportion normale de sables noirs (voir tableau XXXVII).

Lors de l'essai effectué à Chutes (essai n° 9) nous avons déterminé la courbe du dépôt de l'or dans les divers éléments de l'undercurrent ainsi que dans l'élément contenant le refus du classeur. La fig. 6 montre les résultats obtenus pour les diverses catégories granulométriques de l'or (% déposé dans la moitié supérieure de l'élément) ; ils indiquent que le classement favorise nettement la courbe du dépôt de l'or.

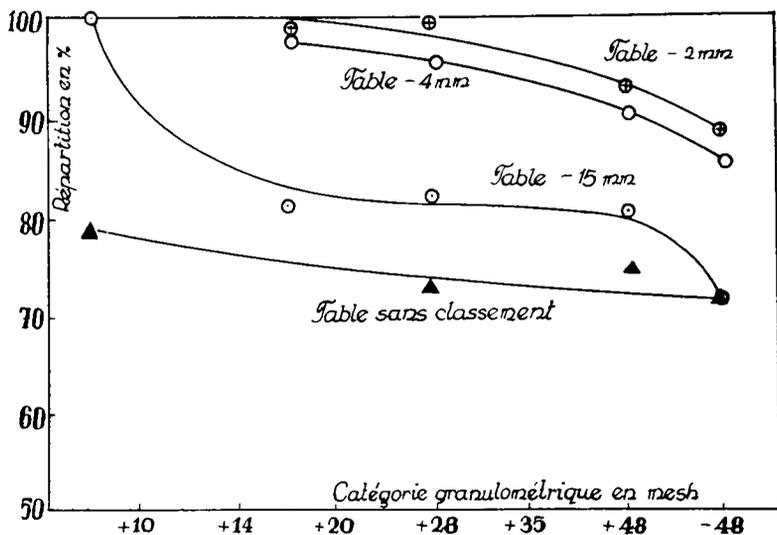


FIG. 6. Influence du classement sur la répartition de l'or dans le sluice.

Nous avons obtenu un résultat identique en comparant le dépôt de l'or dans un undercurrent avec celui dans des éléments de queue ordinaires. La fig. 7 montre la répartition de l'or dans la table pour les diverses catégories granulométriques (essai N° 12).

*Le classement du gravier améliore donc sensiblement la courbe de dépôt, surtout pour l'or très fin. Or, comme un dépôt plus favorable doit correspondre à une meilleure récupération de l'or, nous pouvons conclure que le classement augmente le rendement du sluice.*

Remarquons encore que *tout classement est illusoire sans un débouillage préalable du gravier.*

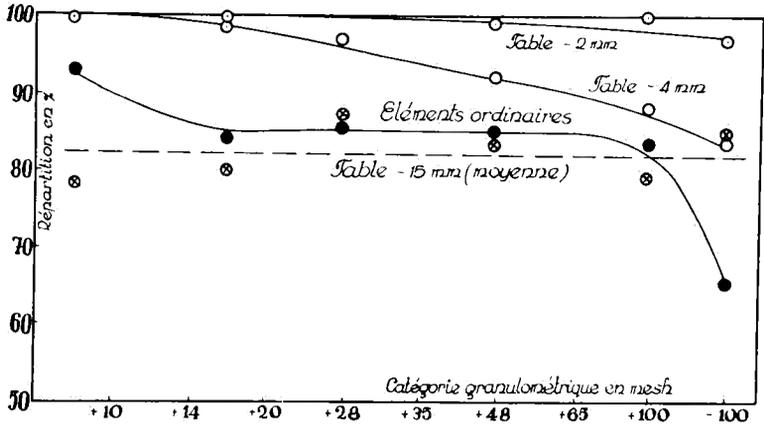


Fig. 7. Influence du classement sur la répartition de l'or dans le sluice.

Pour bien comprendre l'influence du classement, rappelons que le sluice sert aux deux buts distincts suivants qui, quelquefois, sont difficilement réalisables simultanément et en ceci réside le grand défaut du sluice :

1. Transport du gravier stérile ;
2. Récupération de l'or.

En enlevant certaines catégories granulométriques par le classement, on facilite le transport du gravier dans le sluice : il faut alors un courant d'eau moins fort pour véhiculer les éléments du gravier et, par conséquent, il y a moins de chances pour que ce courant entraîne de l'or dans les tailings.

Mais, d'un autre côté, on peut se demander si les gros cailloux déposés dans le sluice ne constituent pas des *trappes* pour l'or, en d'autres mots, si l'on n'a pas avantage de remettre des galets dans le sluice, surtout lorsque l'on effectue un classement assez serré (par exemple

undercurrent). Pour le moment, nous ne pouvons pas répondre à cette question (1).

N'importe quel système de récupération basé sur la gravité doit donné un meilleur rendement lorsque l'alimentation est constituée par une matière calibrée. Cependant, dans le cas de l'or, qui se présente rarement sous forme de particules supérieures à 2 mm, il n'est pas possible de pousser le classement suffisamment loin en pratique pour pouvoir travailler avec des catégories granulométriques serrées. Il en résulte que *l'action du classeur modifie seulement la granulométrie du gravier sans toucher sensiblement à la granulométrie de l'or*. Malgré cela, ce classement imparfait se manifeste, comme nous venons de le voir, par une amélioration de la courbe du dépôt de l'or.

Comme le classement a une influence sur la récupération de l'or, il en résulte que la granulométrie du gravier elle-même possède également une action sur le rendement du sluice et qu'une alimentation contenant en grande partie la fraction « gravier » ( $- 20 + 2$  mm) ne se comporte pas de la même façon qu'une alimentation contenant principalement du « sable » ( $- 2 + 0,02$  mm). Les essais effectués ne permettent pas d'élucider cette question. Mais en se basant uniquement sur la facilité de transport des éléments plus petits, il semblerait qu'une alimentation ne contenant qu'une faible proportion de la fraction « gravier » permettrait d'obtenir une meilleure récupération.

Le rendement du classeur étant supérieur à celui du sluice et donnant lieu à des tailings à teneur plus faible, on peut se demander si, dans certains gisements, il n'est pas avantageux d'éliminer en plus de la fraction  $+ 25$  mm (ou  $+ 20$  mm) des éléments plus

(1) Rappelons que, quelquefois, le fond du sluice est spécialement tapissé de pierres qui font office de riffles ; voir TAGGART (*loc. cit.*, p. 11-97).

petits, p. ex. + 15 ou + 10 mm, pour augmenter de cette façon le cube du refus du classeur, tout en envoyant une matière mieux calibrée dans le sluice (1). Il est certain que la teneur du refus augmentera un peu lorsque l'on diminuera le diamètre des constituants du refus, mais nous pensons que cette augmentation sera contrebalancée par une diminution notable des pertes au cul de table. Nous reviendrons sur ce problème lors de la discussion de l'influence de la fréquence des clean up sur le rendement du sluice.

### 3. Forme des particules du gravier.

Nos essais ne montrent pas l'influence de la forme des particules du gravier sur le rendement du sluice. Mais elle existe certainement. En effet, des éléments de gravier très allongés passant par les barres du grizzly montrent peu de prise au courant d'eau et sont difficiles à transporter. Il faut pour cela un courant d'eau plus violent, préjudiciable à la récupération de l'or.

### 4. Granulométrie de l'or.

Considérons les résultats obtenus dans des chantiers non ou peu argileux. Il s'agit des essais suivants :

Kibimbi, Kele, Biaboy, Lubero, Biakatu, Isasa 1942, Chutes, Isasa 1947 et Kahusimira.

Le tableau XXXVII montre le rendement observé pour les diverses catégories granulométriques (voir aussi fig. 8). Voici quelques remarques à ce sujet :

*Catégorie + 2 mm* : Le rendement de 30 % observé à Isasa provient d'un échantillon peu représentatif (trop faible). Ce chiffre indique simplement que des pertes en or gros peuvent se produire dans le cas de paillettes très plates.

(1) Ceci a lieu lorsque l'on emploie des undercurrents.

TABLEAU XXXVII  
*Variation de la récupération de l'or en fonction de la granulométrie.*

Essai	+ 4 mm	+ 2 mm	+ 1 mm	+ 20 mesh	+ 30 mesh	+ 50 mesh	+ 65 mesh	— 65 mesh
Kibimbi 1941			100		97	99		(99)
Kele 1941			98		99	93		73
Biaboy 1941						84		80
Lubero 1941		100	95		95	86		(48)
Biakatu 1941					(83)	87		89
Isasa 1942		(30)	98		97	95		85
Chutes 1942	100	95	83		96	97		87
Isasa 1947	100	99		95	98	98	92	74 <sup>(1)</sup>
Kahusimira 1948	100			89	98	94		75
Moyenne	100	98	95	92	97	93	(92)	80

<sup>(1)</sup> — 65 mesh.

*Catégorie + 1 mm :* Nous avons observé des pertes d'or de cette catégorie à Chutes.

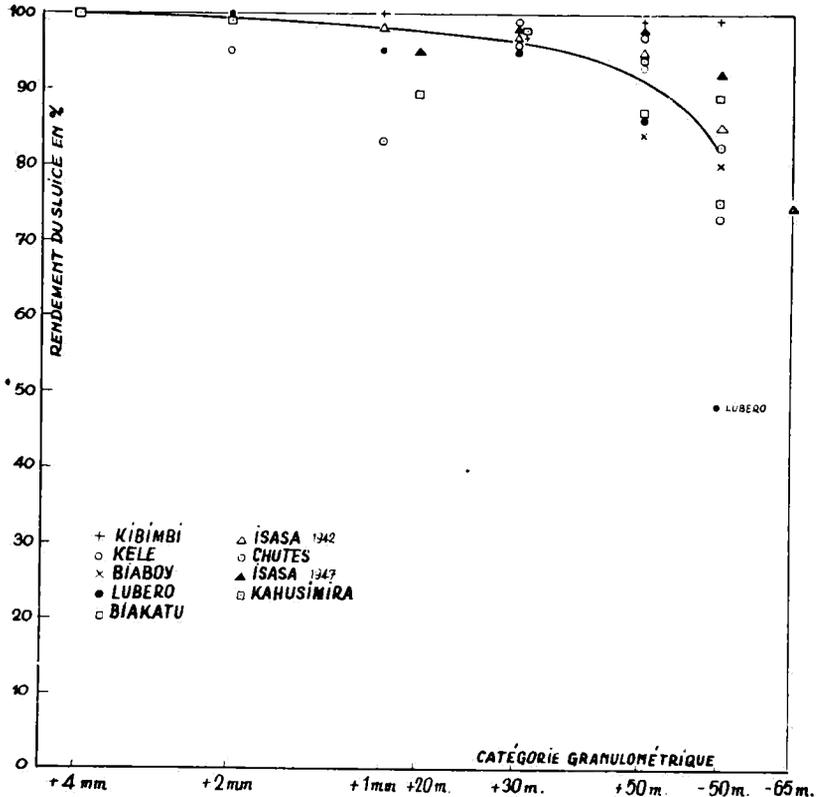


FIG. 8. Influence de la granulométrie de l'or sur le rendement du sluicé.

*Catégorie + 30 mesh :* Le rendement de 83 % obtenu à Biakatu est dû à une proportion très faible d'or + 30 mesh dans le gravier traité et il ne faut pas tenir compte de cette valeur.

*Catégorie - 50 mesh :* Nous excluons le chiffre très élevé obtenu à Kibimbi et le chiffre le plus bas observé à Lubero, en présence d'une grande proportion de sables noirs. Les autres rendements varient de 73 à 89 %.

Ainsi, en l'absence d'argile, les pertes sont principalement provoquées par de l'or très fin (- 50 mesh) et, dans

une mesure plus faible par de l'or gros (+ 1 mm) très plat (à « 2 dimensions », genre « confettis »).

La courbe moyenne de la fig. 8 correspond aux rendements suivants :

<i>Fraction</i>	<i>Rendement en %</i>
+ 4 mm	100
- 4 + 2	99
- 2 + 1	98
- 1 + 30 mesh	96
- 30 + 50	91
- 50	80

Appliquons ces chiffres à la production de juillet 1947 de l'ensemble des groupements des Mines du Nord dont la granulométrie est connue :

<i>Fraction</i>	<i>Refus en %</i>
+ 4 mm	4,7
- 4 + 2	8,1
- 2 + 1	14,4
- 1 + 30 mesh	18,3
- 30 + 50	30,7
- 50	23,8

Il en résulte, pour ce mois, un rendement de 90 %. La production s'élevant à 47,587 kg, les pertes calculées seraient donc de 4,7 kg d'or.

Ce rendement global semble être très satisfaisant pour deux raisons :

1. Nous avons supposé ce gravier non ou peu argileux ;

2. La proportion de l'or très fin dans la production est relativement faible.

Toutefois, nous n'avons pas tenu compte, dans ce calcul, des chantiers fortement argileux. Il en résulte que le rendement total de 90 % doit être considéré

comme un maximum. Comme nous ignorons à la fois la fraction de la production provenant de ces chantiers ainsi que leur rendement qui dépend en premier lieu de la proportion d'argile, il est assez difficile de donner un chiffre total. *Nous l'estimons à 80 — 85 %.*

Notons que, d'après Purington<sup>(1)</sup>, le rendement de sluices ordinaires, sans undercurrent, est au maximum 80 à 90 %, même en présence d'une grande proportion d'or relativement gros. Cette valeur tombe à 70-80 % pour des opérations à petite échelle. Même des rendements de 50 % se rencontrent, dans le cas de graviers très argileux.

#### 5. Forme des paillettes d'or.

Certains gisements contiennent un pourcentage relativement important de paillettes d'or dont la forme s'écarte sensiblement d'une sphère ou d'un cube. Celles-ci sont quelquefois très plates, genre confettis, à épaisseur très faible, ou bien de forme irrégulière (or spongieux) due à leur origine filonienne.

Le comportement dans le sluice de semblables paillettes d'or est très différent de celui de grains de forme normale. C'est ainsi qu'elles ne s'introduisent que difficilement dans la couche de matières déposées dans le sluice, surtout en présence d'une quantité importante de sables noirs et sont aisément entraînées par le courant d'eau vers le cul de table. Nous avons vu, en effet, que les pertes sont quelquefois provoquées par de l'or relativement gros, mais très plat.

(1) PURINGTON (*U. S. Geol. Survey, Bull. N° 263*).

### 6. Association de l'or aux constituants du gravier.

L'association de l'or à l'argile a déjà été discutée précédemment.

L'association de l'or au quartz se présente souvent lorsqu'un gisement filonien se trouve à proximité du chantier. Généralement, cet or est perdu, soit dans le refus du sluice, soit dans ses tailings fins et ce n'est qu'exceptionnellement qu'une particule d'or associée à un morceau de quartz parvient à se fixer dans le sluice.

Notons que l'association de l'or à la cassitérite existe aussi <sup>(1)</sup>, quoique très rarement. Les deux constituants sont récupérés dans le sluice.

### 7. Nature du système de récupération.

Les riffles ordinaires, qui constituent le système de récupération dont l'emploi est le plus répandu dans les sluices de la M. G. L., servent aux buts suivants :

a. Ils provoquent des tourbillons et des remous qui permettent la formation et le maintien d'un lit meuble au fond du sluice.

b. Ils agissent comme des trappes et protègent l'or de l'entraînement par le courant d'eau.

c. Ils obligent les pierres à tourner, au lieu de glisser, et favorisent ainsi le débouillage du gravier.

On peut imaginer des riffles de formes les plus diverses <sup>(2)</sup>. A la M. G. L., on emploie uniquement *des riffles métalliques* (en tôle de 3 mm d'épaisseur) *transversaux déposés perpendiculairement sur le fond du sluice*.

Toutefois, la hauteur de ces riffles ainsi que leur écartement sont assez variables <sup>(3)</sup>. En première appro-

(1) Il s'agit probablement d'un dépôt secondaire.

(2) Voir p. ex. TAGGART (*loc. cit.*, p. 11-97) ; AVERILL (*loc. cit.*, pp. 29, 123).

(3) Voir le chapitre II qui donne les détails des sluices.

ximation, plus les éléments de gravier passant par le sluice sont grands, plus la hauteur et l'écartement des riffles doivent être grands (1).

Pour montrer que la courbe de dépôt de l'or s'améliore quand on dépose des treillis directement sur les riffles, nous avons effectué plusieurs essais comparatifs (essais N° 14 à 17) entre une installation standard M. G. L. Nord et une installation munie des riffles recouverts de treillis.

A l'exception de l'essai N° 14 où l'installation avec les treillis avait retenu 29 g d'or en plus que l'installation standard, les quantités d'or recueillies dans les installations avec et sans treillis sont assez voisines et ne permettent pas de conclure en faveur de l'un des deux sluices.

Par contre, il apparaît nettement que la répartition de l'or — l'or fin surtout — est beaucoup plus favorable, en présence de treillis (voir fig. 9).

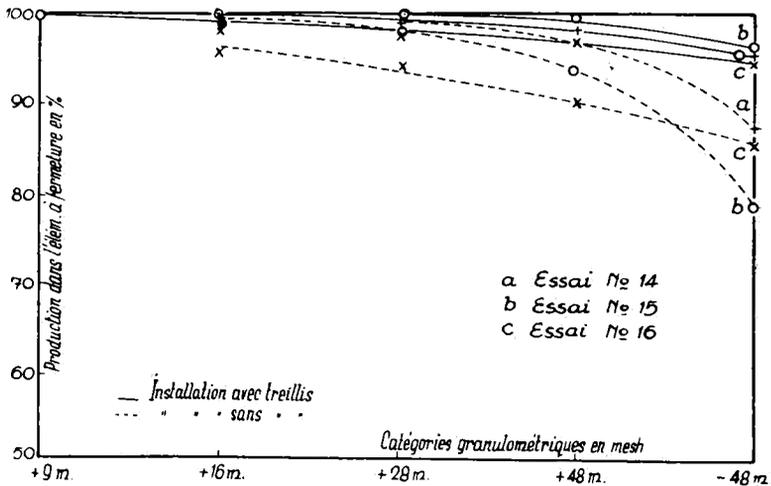


FIG. 9. Influence des treillis déposés sur les riffles sur le rendement du sluice

(1) D'après TAGGART, Elements of Ore Dressing (New York, 1951, p. 216), plus le courant est violent, plus les riffles doivent être hauts et rapprochés. Ceci s'applique seulement à un régime torrentiel où le fonctionnement normal des riffles n'est plus possible.

Le tableau XXXVIII montre le pourcentage de la production déposée dans l'élément à fermeture.

TABLEAU XXXVIII

*Pourcentage de la production déposé dans l'élément à fermeture.*

N° essai	Production totale			Production — 48 mesh		
	Avec treillis	Sans treillis	Δ	Avec treillis	Sans treillis	Δ
14	98,5	96,6	+ 1,9	95,7	87,3	+ 8,4
15	98,9	93,9	+ 5,0	96,0	78,1	+ 17,9
16	95,1	86,9	+ 8,2	94,0	84,6	+ 9,4
17	95,1	89,7	+ 5,4	—	—	—

En résumé, les deux installations récupèrent à peu près la même quantité d'or, mais *la répartition est plus favorable, en présence de treillis*. On peut en conclure que ceux-ci favorisent la récupération de certaines catégories d'or.

A la suite de ces résultats, l'emploi de treillis déposés sur les riffles a été généralisé aux Mines du Nord <sup>(1)</sup>. Les treillis sont placés dans les éléments suivants du sluice :

1. Bypass (moitié aval) ;
2. Élément à fermeture (moitié aval) ;
3. 2<sup>e</sup> élément de queue.

Les matières déposées dans le 2<sup>e</sup> élément de queue (appelé récupérateur), sont enlevées tous les jours. Elles sont ensuite traitées, à la fin du mois, dans une petite laverie, basée sur le même système de récupération <sup>(2)</sup>, et le concentré obtenu est envoyé directement

<sup>(1)</sup> VAN LANDEWYCK, A. (*R. U. M.*, Centenaire de l'A. I., I.g., Congrès 1947, Section Coloniale, p. 353).

<sup>(2)</sup> VAN LANDEWYCK, *loc. cit.*

à la Centrale d'Amalgamation. Toutefois, ces récupérateurs possèdent deux inconvénients :

*a.* Il est nécessaire de les vider tous les jours ;

*b.* Ils fournissent une grande quantité de matières qui doivent ensuite subir un traitement spécial.

Pour éliminer ces inconvénients, on a récemment remplacé les riffles en dessous des treillis par une couche de 1-2 cm de mousses ou de racines de fougère (Thirion). Le clean up de ces éléments est fait une seule fois par mois et l'on obtient seulement un concentré peu volumineux. D'après les résultats des essais effectués, le nouveau récupérateur à racines de fougère travaille aussi bien que le récupérateur à riffles et il y a avantage à généraliser son emploi.

De cette façon, en passant des treillis déposés sur les riffles aux treillis déposés sur une couche de mousses ou de racines de fougère, nous arrivons à un autre système de récupération, celui du *métal déployé*. Ce système est connu depuis longtemps. Déjà Levat recommande *des grilles à losanges déposées directement sur le fond du sluice* pour le dépôt de l'or fin <sup>(1)</sup>. A la place de ces grilles, on peut employer également des plaques métalliques perforées en quinconce, soit simplement un réseau de gros fils de fer qui seront déposés sur un tapis en fibres de coco ou sur une couverture de laine <sup>(2)</sup>. De même Rose parle de l'emploi du métal déployé agissant comme des riffles très actifs <sup>(3)</sup>. On utilise aussi des *faux fonds* constitué par une tôle perforée se trouvant à une certaine distance d'une natte <sup>(4)</sup>. En Californie, on se sert également de treillis déposés sur des nattes pour les *dip-box* et dans les

<sup>(1)</sup> LEVAT, D., L'industrie aurifère (p. 178).

<sup>(2)</sup> LEVAT (*loc. cit.*, pp. 237, 276).

<sup>(3)</sup> ROSE, SIR TH. K. et NEWMAN, W. A. C., The Metallurgy of Gold (London, 1937, p. 124).

<sup>(4)</sup> ROSE et NEWMAN (*loc. cit.*, p. 132).

draglines-dragues (1). Remarquons encore que le *faux-fond* constitué par un treillis de 6 mm au fond du sluice est souvent employé en Uganda (2).

En ce qui concerne les nattes indigènes, elles ont été utilisées principalement aux Mines du Sud. Voici le pourcentage de la production récupérée par les nattes :

<i>Essai</i>	<i>% production</i>
Isasa 1940	1,6
Kibimbi	0,2
Mero I	13,9
Mero II	15,6
Kele	0,05

Nous constatons donc que les nattes ont retenu une proportion appréciable de la production seulement lors des essais effectués à Mero, dans le cas d'un gravier très argileux. Il est probable que le débouage qui se produit pendant le passage du gravier par les boîtes à riffles a libéré une certaine quantité d'or qui, ensuite, a pu être capté par les nattes. Il semble, cependant, que les nattes ne récupèrent pratiquement rien dans le cas d'un gravier facile à laver (Kibimbi, Kele).

### 8. Détails de construction.

#### a. LARGEUR DU SLUICE.

La largeur du sluice n'intervient pas directement dans la récupération de l'or mais détermine seulement sa capacité ; toutefois, comme celle-ci agit sur le rendement du sluice (3), on peut, en fin de compte et comme nous le verrons dans la suite, lui attribuer une certaine influence sur la récupération de l'or.

(1) AVERILL (*loc. cit.*, pp. 27, 42, 310).

(2) GRIFFITH, S. V., *Alluvial Prospecting and Mining* (London, 1938, p. 63).

(3) Voir p. 103.

Notons qu'à la M. G. L. on emploie généralement des sluices de 40 et de 60 cm de largeur. Leur capacité est de l'ordre de 0,5 m<sup>3</sup>/heure d'un gravier moyen, par dm de largeur.

#### b. LONGUEUR DU SLUICE.

La longueur nécessaire du sluice, déterminant la durée du passage du gravier par la table, dépend de tous les facteurs qui agissent sur la récupération de l'or. C'est ainsi qu'une courbe de dépôt peu favorable demande une grande longueur et vice versa. Il s'agit des mêmes facteurs que ceux réunis au tableau XXXIV. Leur influence apparaît immédiatement et nous ne les discuterons pas en détail.

#### c. TABLE A CLEAN UP RAPIDE.

A la M. G. L. Nord, tous les chantiers à brouettes sont munis de tables à clean up rapide (1). Pour nous rendre compte des avantages de ces sluices pour la récupération de l'or, nous avons comparé le fonctionnement d'une installation standard M. G. L. Nord avec une installation identique dont le bypass était bouché (essai N° 13).

La présence du bypass a favorisé la récupération de l'or très fin (— 48 mesh) : en effet, l'installation à bypass en a recueilli 17 g en plus, soit 11 %, et son élément à fermeture contient une proportion plus importante d'or de cette catégorie :

Avec bypass : 27,2 % à — 48 mesh

Sans bypass : 20,2 % à — 48 mesh.

De même, la courbe du dépôt est sensiblement meilleure pour toutes les fractions granulométriques, mais

(1) Voir VAN LANDEWYCK, *loc. cit.*

surtout pour l'or très fin. Voici le pourcentage d'or déposé dans l'élément à fermeture :

	<i>Total</i>	— 48 mesh
Avec bypass	87,5 %	83,8 %
Sans bypass	75,3	57,9

En résumé, *la présence du bypass améliore la courbe du dépôt de l'or et favorise la récupération d'or fin* (1).

#### d. UNDERCURRENT.

Rappelons que l'on dénomme undercurrent (ou laverie) une installation permettant de traiter par sluicing séparément les catégories fines du gravier, ce qui, comme nous l'avons vu, est favorable à la récupération d'or fin.

Pour cela, ces fractions granulométriques sont enlevées des matières passant par le sluice principal, à l'aide d'un classeur à courant porteur muni d'un treillis de 1/2" ou 1/4" (2). La longueur de ce classeur doit être choisie de telle façon que pratiquement la totalité du gravier fin (et de l'or) arrive dans l'undercurrent (3). En ce qui concerne la largeur totale de l'undercurrent proprement dit, elle doit être suffisante pour que le gravier puisse être traité à l'aide d'un faible courant d'eau, favorable au dépôt d'or fin. Il en résulte que la pente de l'undercurrent doit être relativement élevée (8 à 12 %), ceci pour contrebalancer le freinage par friction du courant d'eau en lame peu profonde.

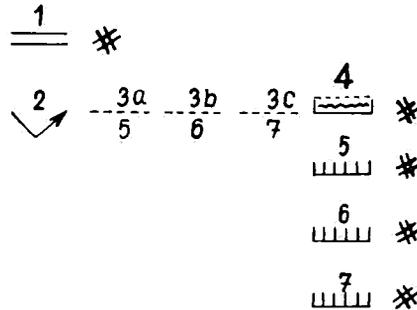
Nous renvoyons aux essais N° 2, 8, 9 et 12 pour les

(1) Cp. VAN LANDEWYCK, *loc. cit.*

(2) Les tamis à ouverture plus faible s'usent trop rapidement.

(3) Il est avantageux de faire précéder le classeur à courant porteur par une grande longueur de gouttières ce qui réalise un véritable classement et permet aux particules d'or d'atteindre le fond des gouttières ; cp. FRANÇOIS, R. et HARVENGT, E. (*R. U. M.*, Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, p. 417).

résultats obtenus avec des undercurrents. Dans tous ces cas, l'undercurrent était précédé d'un élément à fermeture pour la récupération d'or relativement gros. Lorsque le gisement ne contient pas d'or pépitique, on peut employer l'installation suivante :



- 1 Grizzly 100 mm.
- 2 Éjecteur ou élévateur à gravier.
- 3 Classeur à courant porteur,  $L = 6,00$  ;  $l = 0,30$  m ;  $p = 3 \%$ .
- 4 Récupérateur ;  $L = 3,00$  m ;  $l = 1,00$  m ;  $p = 3 \%$  ; treillis 2 mesh.
- 5 Élément à rifflis ;  $L = 9,00$  m ;  $l = 0,55$  m ;  $p = 9 \%$  ; R de 5 cm ;  $d = 15$  cm.
- 6 Élément à rifflis, mêmes caractéristiques, mais  $L = 6,00$  m.
- 7 Idem,  $L = 3,00$  m.

L'élément à fermeture est alors constitué par les trois premiers mètres de chaque sluice.

La récupération dans un undercurrent placé en aval d'un sluice ordinaire peut atteindre même 10 % de l'or récolté, mais ce chiffre est exceptionnel. Généralement, elle ne dépasse pas 5 % (1).

### 9. Régime de travail.

Il n'était pas possible, à l'occasion des essais effectués, d'étudier l'influence du régime de travail sur la récupération de l'or. Pour cela on aurait dû faire une étude systé-

(1) TAGGART (*loc. cit.*, p. 11-101) ; AVERILL (*loc. cit.*, p. 117).

matique en changeant une seule variable à la fois (voir tableau XXXIV).

Le régime hydraulique dans le sluice dépend du débit d'eau et de la pente de la table <sup>(1)</sup>. Pour que le sluice puisse travailler normalement, son régime hydraulique doit nécessairement se cantonner entre deux limites : d'un côté, lorsque le débit d'eau et la pente sont trop faibles, aucun rifflage ne peut se faire (l'espace entre les riffles se remplit rapidement et le sluice agit alors comme une simple gouttière) ; de l'autre côté, lorsque le débit et la pente sont trop élevés, toutes les matières sont entraînées par le courant d'eau torrentiel et aucun dépôt ne peut avoir lieu dans la table.

Ajoutons encore qu'un manque d'eau provoque des pertes supplémentaires à la suite d'un débouillage insuffisant.

Comme nous l'avons déjà dit précédemment, une grande difficulté du sluicing consiste à se servir d'un régime tel qu'il soit capable de véhiculer les gros éléments du gravier, tout en permettant à l'or de se déposer dans le sluice. En examinant les chiffres qui donnent la vitesse d'un courant d'eau (dans une gouttière sans riffles) nécessaire pour l'entraînement des éléments de plus en plus lourds <sup>(2)</sup>, on réalise bien l'intérêt d'un classement qui élimine les éléments dépassant un certain diamètre, ce qui permet de travailler avec une vitesse d'eau plus faible, par conséquent plus favorable au dépôt de l'or.

D'un autre côté, pour que le sluice puisse capter l'or, l'importance d'obtenir un lit meuble est primordiale. Celui-ci permet aux matières lourdes de parvenir au fond du sluice, tandis que les matières légères sont pro-

<sup>(1)</sup> L'influence de la pente sur la récupération de l'or est discutée en détail p. ex. dans ROSE et NEWMAN (*loc. cit.*, p. 111) et dans TAGGART (*loc. cit.*, p. 11-95).

<sup>(2)</sup> Voir, p. ex., PEELE, *Mining Engineer's Handbook*.

gressivement remplacées par des matières lourdes pour être finalement entraînées par le courant d'eau (1).

Examinons la dilution c.-à-d. le rapport entre le poids d'eau et le poids de gravier passant par le sluice. En voulant traiter le plus grand cube possible, on augmente généralement le débit d'eau ce qui provoque une vitesse plus élevée du courant d'eau et donne lieu à des pertes plus importantes. De même, l'alimentation en eau n'est généralement pas changée, lorsque l'alimentation en gravier est interrompue et ceci peut produire des pertes en or fin.

En général, pour que le sluice travaille le mieux possible, il faut veiller à une alimentation très régulière (2). En pratique, cette condition n'est pas souvent réalisée et l'alimentation se fait par à-coups (brouettes, wagons). Ces variations brusques dans l'alimentation changent la dilution dans des proportions très élevées et nuisent au bon fonctionnement du sluice. Il serait avantageux d'employer soit une trémie d'alimentation, soit une courroie transporteuse. Remarquons que le bac débourbeur placé en tête du sluice régularise un peu l'alimentation. De même, lorsque la largeur du front de taille permet l'installation de plusieurs gouttières (chantiers à chargement direct) on obtient une alimentation du sluice relativement régulière.

Passons ensuite au rapport de concentration. Le grand défaut du sluicing consiste dans le fait qu'il réalise en une seule fois un rapport de concentration très élevée (1.000 : 1 à 5.000 : 1) ce qui, nécessairement, doit donner lieu à des pertes, même s'il s'agissait d'un appareil autrement plus perfectionné qu'un sluice ordinaire. Il en

(1) A ce propos, notons que tous les arrêts prolongés du fonctionnement du sluice sont préjudiciables à la récupération de l'or. En effet, les matières déposées entre les riffles se durcissent et la formation d'un nouveau lit meuble est rendue difficile. C'est ainsi que les pertes doivent être plus élevées tous les matins, à la reprise du travail.

(2) Cp. LAMBIN E. (*R. U. M.*, Centenaire de l'A. I. Lg., Congrès 1947, p. 417).

résulte que *la fréquence des clean up doit avoir une grande importance sur la récupération de l'or*. Ce principe a été appliqué de deux façons aux Mines du Nord :

a. L'or déposé dans les bypass, représentant la majeure partie de la production, est récolté après des périodes plus rapprochées que l'or se trouvant dans les autres éléments du sluice. Cette mesure n'est pas seulement favorable à la récupération de l'or, mais elle constitue en même temps une mesure de sécurité.

b. Les récupérateurs sont vidés tous les jours <sup>(1)</sup>.

#### 10. Influence du temps sur la récupération de l'or.

Pour tenir compte de l'influence du rapport de concentration ou de la fréquence des clean up sur la récupération de l'or dans un sluice, on peut émettre l'hypothèse suivante : *Dans un appareil donné et dans des conditions déterminées, chaque grain a une vitesse moyenne de cheminement donnée* <sup>(2)</sup>.

Cette vitesse de cheminement dépend du diamètre du grain, de sa densité et de sa forme (rapport diamètre au poids).

Deux grains animés de vitesses de cheminement moyennes identiques seront appelés *équivalents*.

L'appareil jouera le rôle de *concentrateur* pour les grains équivalents les plus lents. Lors du clean up on trouve l'or difficilement récupérable (or fin, or très plat) dans les derniers éléments du sluice, ce qui montre que ces catégories d'or ont, en effet, avancé dans le sluice avec une vitesse de cheminement supérieure à celle de l'or qui a été récolté en tête du sluice.

Si l'on désire récupérer des grains d'or à vitesse de cheminement élevée, il faut effectuer le clean up après un

(1) Voir p. 96.

(2) Cette hypothèse a été exprimée par M. Demelenne.

temps suffisamment court pour ne pas permettre à ces particules de passer dans les tailings (influence de la fréquence des clean up, surtout des derniers éléments).

Supposons que le sluice soit alimenté régulièrement par un gravier contenant toutes les catégories de grains équivalents. Après un temps déterminé qui dépend de la vitesse de cheminement des grains et de la longueur du sluice, *un équilibre s'établit, pour certaines catégories de grains équivalents, entre la quantité apportée par l'alimentation, la quantité se trouvant dans la table et la quantité perdue dans les tailings.* A partir de ce moment, le sluice se comporte comme s'il était saturé pour ces catégories et il faut procéder à un clean up, si l'on veut éviter des pertes d'or.

*La teneur des tailings pour une catégorie donnée de grains équivalents restera nulle pour autant que ces grains n'aient pas atteint le cul de table. Ensuite, elle deviendra brusquement égale à la teneur d'alimentation.*

La notion *rendement du sluice* pour une certaine catégorie de grains équivalents devient alors plus élastique. En effet, suivant le moment du clean up, ce rendement peut être de 100 % (les grains n'ont pas encore atteint le cul de table) ou plus faible. On ne peut donc pas parler d'un rendement de récupération pour une catégorie de grains équivalents dans un sluice donné travaillant dans certaines conditions déterminées : *Ce rendement dépend du temps pendant lequel le sluice a fonctionné.*

Le rendement global d'un sluice résulte des rendements pour chaque catégorie de grains au moment du clean up ; suivant la prédominance de telle ou telle catégorie, ce rendement total est plus ou moins élevé.

Les vitesses de cheminement peuvent aller de zéro, pour des pépites, jusqu'au maximum de la vitesse de l'eau dans le sluice, dans le cas de particules très petites qui sont simplement entraînées par le courant d'eau.

Pour les particules qui jusqu'à un moment donné

n'arrivent pas au bout du sluice, le rendement est de 100 %. D'une façon analogue, pour les grains qui avancent avec la vitesse du courant, le rendement du sluice est nul. Enfin, pour les catégories intermédiaires pour lesquelles le sluice devient *saturé* avant le clean up, le rendement dépendra de la période comprise entre le moment de saturation et le clean up.

Il en résulte que, pour l'ensemble des catégories, la teneur des tailings prélevés au bout du sluice augmentera jusqu'au moment du clean up, chaque nouvelle augmentation correspondant à la *saturation* du sluice pour une nouvelle catégorie de grains.

Considérons le comportement du sluice séparément pour les trois cas suivants :

#### A. LA SATURATION DU SLUICE N'EST PAS ATTEINTE.

Désignons par  $C$  le cube de gravier qui passe par le sluice dans l'unité de temps (capacité du sluice) et par  $T_i$  la teneur en or de la catégorie considérée  $i$ .

L'alimentation apporte alors la quantité d'or suivante pendant le temps  $t$  :

$$(Au_A)_i = T_i C t \quad (1)$$

Comme la *saturation* n'est pas atteinte, la quantité d'or récupérée est égale à celle dans l'alimentation :

$$(Au_o)_i = T_i C t \quad (2)$$

Le rendement du sluice et la teneur des tailings sont alors :

$$R = 1 \quad (3)$$

$$(T_t)_i = 0 \quad (4)$$

## B. LA SATURATION DU SLUICE EST ATTEINTE.

Considérons le cas d'une catégorie de grains équivalents  $k$  pour lesquels le sluice devient *saturé*. La quantité d'or suivante est contenue dans l'alimentation :

$$(\text{Au}_A)_k = T_k C' t \quad (5)$$

D'un autre côté, soient  $L$  la longueur du sluice et  $v_k$  la vitesse de cheminement qui caractérise cette catégorie, pour un régime hydraulique bien défini. Les pertes commenceront à partir du temps  $t_k$  donné par :

$$t_k = \frac{L}{v_k} \quad (t_k < t) \quad (6)$$

La quantité d'or récupérée par le sluice résulte alors de :

$$(\text{Au}_c)_k = T_k C' t_k \quad (7)$$

Les pertes en or s'obtiennent comme suit :

$$(\text{Au}_t)_k = (\text{Au}_A)_k - (\text{Au}_c)_k = T_k C' (t - t_k)$$

Posons :  $t = t_k + t'$

et on obtient :

$$(\text{Au}_t)_k = T_k C' t' \quad (8)$$

*Les pertes en or sont proportionnelles au temps écoulé à partir du moment de saturation.*

Calculons le rendement de récupération du sluice :

$$R_k = \frac{\text{Au}_c}{\text{Au}_A} = \frac{T_k C' t_k}{T_k C' t}$$

$$R_k = \frac{t_k}{t} \quad (9)$$

*A partir du moment de saturation le rendement du sluice est inversement proportionnel au temps.*

Enfin, en ce qui concerne la variation de la teneur des tailings en fonction du temps, nous obtenons :

$$(T_t)_k = \frac{T_k C' t'}{C' t} = T_k \frac{t'}{t} = T_k \left(1 - \frac{t_k}{t}\right) \quad (10)$$

La teneur des tailings est égale à la teneur d'alimentation multipliée par le rapport entre le temps passé à partir du moment de saturation et le temps total du fonctionnement du sluice. Il en résulte que *la teneur des tailings augmente avec le temps à partir du moment de saturation*. Rappelons qu'il s'agit de la teneur de l'ensemble des tailings déposés et non de la teneur des tailings prélevés au cul de table (qui est supposée être constante, d'après notre hypothèse).

C. LA SATURATION DU SLUICE EST ATTEINTE IMMÉDIATEMENT.

Il s'agit de grains équivalents de la catégorie  $m$  qui avancent dans le sluice à la vitesse du courant d'eau.

L'alimentation fournit la quantité d'or suivante :

$$(Au_A)_m = T_m C' t \quad (11)$$

Comme la quantité d'or se trouvant dans le sluice est négligeable :

$$(Au_c)_m = 0 \quad (12)$$

$$(Au_t)_m = T_m C' t \quad (13)$$

De même, on obtient immédiatement :

$$R = 0 \quad (14)$$

$$(T_t)_m = T_m \quad (15)$$

En pratique, le gravier aurifère contient à la fois toutes les catégories de grains équivalents. Nous obtenons alors les expressions suivantes :

$$\begin{aligned} Au_A &= \Sigma T_i C' t + \Sigma T_k C' t + \Sigma T_m C' t \\ &= C' t \Sigma (T_i + T_k + T_m) \end{aligned} \quad (16)$$

$$\begin{aligned} Au_c &= \Sigma T_i C' t + \Sigma T_k C' t_k \\ &= C' (\Sigma T_i t + \Sigma T_k t_k) \end{aligned} \quad (17)$$

$$Au_t = C' (\Sigma T_k t' + \Sigma T_m t) \quad (18)$$

$$R = \frac{\Sigma T_i t + \Sigma T_k t_k}{t \Sigma (T_i + T_k + T_m)} \quad (19)$$

$$T_i = \Sigma T_k \frac{t'}{t} + \Sigma T_m \quad (20)$$

*Ces équations montrent l'influence du temps, c.-à.-d. de la fréquence des clean up sur la récupération de l'or par le sluice.*

Appliquons ces équations à un cas spécial : le comportement du sluice en présence d'une même quantité d'or, mais mélangée à un cube de gravier plus faible.

$$\text{Soit :} \quad C_x = \frac{C}{p} \quad (p > 1)$$

$$T_x = pT$$

Nous supposons que le régime dans le sluice ainsi que sa capacité ne changent pas. Le traitement de ce cube plus faible nécessitera alors un temps plus court :

$$t_x = \frac{t}{p}$$

En remplaçant les valeurs pour  $T_x$  et pour  $t_x$  dans (19) nous obtenons ( $t_k$  est constant pour chaque catégorie de grains équivalents) :

$$\begin{aligned} R_x &= \frac{p \Sigma p T_i \frac{t}{p} + p \Sigma p T_k t_k}{t \Sigma (p T_i + p T_k + p T_m)} \\ R_x &= \frac{\Sigma T_i t + p \Sigma T_k t_k}{t \Sigma (T_i + T_k + T_m)} \end{aligned} \quad (19a)$$

La comparaison de (19a) avec (19) montre que le rendement du sluice est plus élevé dans le cas présent.

Calculons aussi la teneur des tailings à l'aide de (20) :

$$(T_t)_x = \Sigma p T_k \frac{t/p - t_k}{t/p} + \Sigma p T_m$$

$$(T_t)_x = p(\Sigma T_k \frac{t - pt_k}{t} + \Sigma T_m) \quad (20a)$$

Ceci montre que l'augmentation de la teneur des tailings n'est pas proportionnelle à  $p$ , comme c'est le cas avec la teneur initiale ; elle est plus faible.

Nous avons vu précédemment <sup>(1)</sup> que le rendement du classeur est supérieur au rendement du sluice et qu'il semble avantageux d'augmenter le refus du sluice en employant des treillis à mailles plus serrées. Cette élimination d'une fraction granulométrique supplémentaire, avec des pertes en or négligeables (tout au moins dans le cas de graviers non argileux), correspond au cas que nous venons de traiter ci-dessus. Nous arrivons donc à la conclusion qu'en augmentant le refus du classeur et en diminuant ainsi le cube à traiter par le sluice, on augmente le rendement de récupération de celui-ci.

### CONCLUSIONS

Nous avons essayé de montrer que le sluicing est considéré, à tort, comme un procédé très simple, demandant une surveillance fort restreinte. Au contraire, la récupération de l'or par ce procédé constitue souvent un problème complexe et il faut bien comprendre l'influence des divers facteurs qui déterminent les pertes si l'on désire récupérer le maximum d'or.

L'analyse détaillée de ces facteurs montre que c'est la

<sup>(1)</sup> Voir p. 87.

*présence d'argile qui influence le plus la récupération de l'or. C'est pourquoi un bon débouillage constitue l'opération la plus importante pour préparer le gravier au sluicing proprement dit. Malheureusement, pour diverses raisons, un débouillage suffisant est souvent difficilement réalisable en pratique. Néanmoins, l'exploitant ne doit jamais perdre de vue que c'est l'efficacité de ce débouillage qui détermine la valeur des pertes, dans le cas de graviers argileux. Il faut donc essayer de le perfectionner le plus possible en se servant des moyens dont on dispose dans chaque cas particulier. La granulométrie de l'or agit sur les pertes au cul de table seulement dans le cas de graviers non argileux, à moins qu'un débouillage efficace n'ait libéré les particules d'or fin. Pour retenir cet or, il faut employer des sluices spéciaux comme les récupérateurs ou les undercurrents. Dans certains chantiers, nous avons réussi à relever la production de 6 à 8 % grâce à l'emploi de ces récupérateurs. De même, l'installation d'undercurrents permet également d'obtenir une augmentation de la production atteignant jusqu'à 5 % environ.*

*En général, il y a avantage à employer, dans le même sluice, une succession de différents systèmes de récupération convenant chacun à une catégorie d'or déterminée. De plus, en choisissant la nature de ces systèmes, il ne faut pas oublier qu'elle doit être appropriée aux caractéristiques de l'or et du gravier. C'est ainsi que, par exemple, on ne retirerait aucun profit de treillis déposés sur les riffles en présence de particules d'or très plates. Il est évident que loin d'être récupérées par ce système, ces paillettes seraient simplement entraînées vers les tailings fins. De même, nous ne croyons pas que les treillis déposés sur les riffles conviennent à un gravier très argileux. Dans ce cas, le débouillage supplémentaire produit par les remous dus aux riffles présente probablement une importance plus grande. Tout au plus, on installera un élément très*

court avec treillis à la fin du sluice, mais l'emploi de treillis déposés sur les riffles dans l'élément à fermeture est plutôt à déconseiller.

Ceci nous amène à parler des détails de construction du sluice qui influencent la récupération de l'or, *dans certaines limites*. Toutefois, comme le dit très justement Taggart (1), il ne faut pas perdre de vue que si les caractéristiques du sluice doivent d'abord être examinées du point de vue de la récupération, c'est le problème du transport du gravier qui emporte la décision finale. A la M. G. L., une attention spéciale a toujours été accordée au perfectionnement des sluices ordinaires ce qui a eu comme résultat l'installation soit d'undercurrents qui conviennent aux conditions locales de la M. G. L. Sud, soit de tables à clean up rapide (Denebourg) dont l'emploi a été généralisé pour tous les chantiers à brouettes de la M. G. L. Nord.

Les undercurrents fonctionnent généralement dans les chantiers à chargement direct et sont précédés d'un élévateur ou d'un éjecteur à gravier. Puisque même des galets de 10 cm de diamètre peuvent passer par le sluice principal, sans nuire, d'ailleurs, à la récupération de l'or fin dans l'undercurrent, ces chantiers permettent un rendement élevé de la main-d'œuvre, l'élimination de ces galets n'étant pas nécessaire. De plus, comme le gravier subit un bon débouillage pendant le transport dans les gouttières et, spécialement, pendant son passage dans l'élévateur ou l'éjecteur, *ces installations conviennent bien aux graviers difficiles* (argileux, or fin).

Cependant, il faut se garder de perdre des quantités d'or assez importantes, comme nous avons eu l'occasion de le constater quelquefois, dans les refus des classeurs à courant porteur, en négligeant le système de récupération placé en aval de ces classeurs. Mais les condi-

(1) TAGGART, A. F., Elements of Ore Dressing (New York, 1951, p. 219).

tions locales ne permettent pas toujours de se servir d'un undercurrent précédé d'un élévateur ou d'un éjecteur, ce qui demande à la fois de l'eau en abondance et sous une certaine pression. Lorsqu'on ne dispose pas d'eau à une hauteur suffisante, on ne peut plus se servir d'un élévateur ou d'un éjecteur à gravier et l'undercurrent est alors alimenté soit directement par les gouttières (chantier à chargement direct), soit en amenant le minerai à l'aide de brouettes (chantier à brouettes). Dans ce cas, le débouillage sera évidemment moins bon et les pertes d'or seront nécessairement plus élevées.

Enfin, lorsqu'on dispose d'eau en quantité insuffisante pour faire fonctionner un undercurrent, on est obligé de se servir de sluices plus ou moins perfectionnés. En présence d'or pépitique ou lorsque le gravier contient une proportion notable de minerais lourds (p. ex. cassitérite) mélangés à l'or, l'emploi d'une table à bypass est à déconseiller <sup>(1)</sup>. Par contre, cette dernière convient dans tous les autres cas où les installations resteront en place pendant plusieurs semaines <sup>(2)</sup>.

Signalons encore qu'en 1947, le rapport de concentration calculé pour l'ensemble des Mines du Nord était voisin de 1.700 : 1. Puisque ce rapport de concentration élevé est réalisé en une seule opération et compte tenu de la simplicité d'un sluice, nous pouvons en conclure que *le rendement du sluice est, en réalité, relativement bon*, surtout lorsque l'on compare sa valeur aux rendements d'appareils autrement plus perfectionnés qui opèrent à un rapport de concentration beaucoup plus faible.

(1) De même, lorsque l'on traite le gravier avec l'overburden qui contient souvent beaucoup de racines, le treillis à l'intérieur de la table à bypass se bouche rapidement et, dans ce cas, il est préférable de se servir d'un sluice ordinaire.

(2) Lorsqu'il s'agit d'un chantier qui doit être déplacé fréquemment, un sluice simple et plus facile à transporter conviendra mieux.

Quant aux pertes élevées constatées en présence de beaucoup d'argile, il n'y a aucun doute qu'un jig montrerait aussi un rendement médiocre, dans les mêmes conditions. Toutefois, insistons sur le fait que *le sluice ne convient pas bien à la récupération de l'or très fin, inférieur à — 50 mesh* et qu'il faut s'adresser à d'autres appareils en présence d'une proportion importante de cette catégorie granulométrique. Mais, heureusement, la plupart des gisements alluvionnaires ne possèdent qu'un faible pourcentage d'or de cette criblométrie, ce qui explique les rendements souvent très élevés déterminés en pratique.

Pour terminer nous exprimons notre reconnaissance aux ingénieurs qui nous ont aidé à effectuer les essais et avec lesquels nous avons souvent discuté les problèmes se rapportant à la récupération de l'or par sluicing. Nous tenons aussi à remercier la Compagnie Minière des Grands Lacs Africains qui a bien voulu nous autoriser à publier le présent article.



## TABLE DES MATIÈRES

INTRODUCTION .....	3
CHAPITRE I. — <b>Technique expérimentale</b> .....	7
1. Généralités .....	7
2. Détermination des cubes .....	10
3. Or récupéré .....	14
4. Or perdu .....	16
5. Déterminations diverses .....	21
6. Essais comparatifs avec répartiteur .....	25
CHAPITRE II. — <b>Résultats des essais</b> .....	28
CHAPITRE III. — <b>Discussion des résultats obtenus</b> .....	70
A. Pertes dans le refus du sluice .....	70
B. Pertes dans les tailings fins .....	75
1. Composition du gravier .....	79
2. Granulométrie du gravier .....	84
3. Forme des particules du gravier .....	88
4. Granulométrie de l'or .....	88
5. Forme des paillettes d'or .....	92
6. Association de l'or aux constituants du gravier ....	93
7. Nature du système de récupération .....	93
8. Détails de construction .....	97
9. Régime de travail .....	100
10. Influence du temps .....	103
CONCLUSIONS .....	109





