

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

6/94

وزارة التربية الوطنية
MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

*MODELISATION ET SIMULATION DU
PROCEDE D'ENRICHISSEMENT PAR
LA FLOTTATION*

Proposé par :

*MONSIEUR
OULD - HAMOU.*

Etudié par :

ZAIDI AREZKI

Dirigé par :

*MONSIEUR
OULD - HAMOU.*

PROMOTION

1994

REPUBLIQUE ALGERRIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

SUJET

**MODELISATION ET SIMULATION DU
PROCEDE D'ENRICHISSEMENT PAR
LA FLOTTATION**

PROPOSE PAR :

**MONSIEUR
OULD - HAMOU .**

REALISE PAR :

ZAIDI AREZKI

PROMOTION 1994

ENP, 10 Avenue HACEN BADI EL Harrach Alger

TABLES DES MATIERES

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

INTRODUCTION

1.1 Méthodes d'enrichissement du minerai	1
1.2 Définitions	1
1.3 La libération	1
1.4 Les différentes méthodes d'enrichissement	1

II COMMUNITON

II.1 THEORIE DE LA COMMUNITON

1.1 Introduction	3
1.2 Théorie du traitement physique	3
1.3 Broyabilité	4
1.4 Choix de la maille de libération	5
1.5 Le concassage	5
1.6 Le broyage	7

II.2 MODELES MATHEMATIQUES DES PROCESSUS DE REDUCTION DE DIMENSION

2.1 Introduction	9
2.2 Modèles matriciels	9
2.2.1 Description des modèles	9
2.2.2 Fonction de sélection	11
2.2.3 Fonction de classification	11
2.2.4 Fonction de cassage	12
2.2.5 Fonction répétitive	12

II.3 MODELES MATHEMATIQUE POUR CERTAINES MACHINES DE REDUCTION DE DIMENSION

3.1 Modèle du concasseur à cône	14
3.1.1 Forme du modèle	14
3.1.2 Matrice de cassage	15
3.1.3 Matrice de classification	15
3.1.4 Courant du concasseur.....	16
3.2 Modèle du broyeur à boulet	17
3.2.1 Forme du modèle	17
3.2.2 Comportement des broyeurs de différents diamètres	18
3.2.3 Comportement dun mélange de minéraux dans un broyeur à boulet	18
3.2.4 Le mélange dans un broyeur à boulet	18
3.2.5 Exemple d'application	18

III LA FLOTTATION

III.1 THEORIE DE LA FLOTTATION

1.1 Introduction et historique	20
1.2 Principe de la flottation	21
1.3 Les collecteurs	22
1.4 Les moussants	29
1.5 Les régulateurs	30
1.6 Influence du ph	31
1.7 Importance du potentiel de la pulpe	31

1.8 Test s de laboratoire	32
1.9 Test s de l'usine pilote	33
1.10 Circuit de base de flottation	33
1.11 Développement de flowsheets	34
1.12 Détermination de l'efficacité de séparation	37

III.2 MODELES MATHEMATIQUE DE LA FLOTTATION

2.1 Introduction	41
2.2 Modèles empiriques	43
2.3 Modèles probabilistiques	43
2.4 Modèles cinétiques	44
2.4.1 La nature des modèles	44
2.4.2 Temps de rétention dans un compartiment Isolé et continu	45

III.3 SIMULATION DES CIRCUITS DE FLOTTATION

3.1 Calcul du temps de rétention et des produits de cellule.....	48
3.2 Simulation d'un banc de flottation	49
3.2.1 Constance des caractéristiques d'alimentation	49
3.2.2 Changement des caractéristiques d'alimentation	52
3.3 Simulation des circuits de flottation	55
3.4 Simulation des circuits contenant un rebroyage	57
3.5 Certains problèmes dans la simulation des circuits	59

III.4 INCLUSION DES VARIABLES OPERATOIRE DANS LES MODELES

4.1 Modèles de flottation des minéraux sulfurés tenant compte de l'effet du collecteur	60
4.2 Simulation du changement de la vitesse d'addition du collecteur dans des conditions d'une alimentation constante	61
4.3 Simulation de la maintenance du collecteur constant Relatif à la teneur de tête	64
4.4 Simulation de l'addition du collecteur à différents points	64
4.5 Flottation des minéraux sulfurés modélisant les déprimants	65

III.5 LA BALANCE MASSIQUE ET DETERMINATION DES PARAMETRES DES MODELES

5.1 Introduction	67
5.2 Balance massique	67
5.1.1 Echantillonnage de l'alimentation d'un banc de cellules individuelle et du concentré	68
5.1.2 Echantillonnage de l'alimentation d'un banc, de la pulpe d'une cellule individuelle et concentré et Estimation des débits des concentrés de cellule	73
5.2.1 Calcul des constantes de vitesse de flottation	73

REMERCIEMENTS

Je tiens à exprimer mes vives remerciements pour mon promoteur
Mr OULD- HAMOU MALEK qui a manifesté un intérêt particulier pour mon travail et
d'avoir consenti tous ses efforts pour parvenir à la réussite de ce dernier .

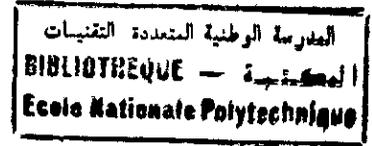
Je saisis de même l'occasion pour remercier tous les enseignants de l'école national poly-
technique qui ont contribué à ma formation et à tous ceux qui m'ont aidé de près ou de
loin .

Toute ma gratitude à la jeune équipe du Centre International de la Communication et Infor-
matique sise à 32 Bis Avenue GHERMOUL A., en l'occurrence:

- Melle CHIKHI GHANIA
- Madame HELLEL MALIKA
- Melle NAMANE YASMINA

Pour la saisie et mise en page de ce mémoire.

RESUME



- Comme toute méthode d'enrichissement est subdivisée en deux grandes parties notamment le traitement physique (libération) et la séparation , notre travail est ainsi réparti en simulation de la libération et la simulation de flottation.
- Dans chaque partie, nous présentons d'abord la théorie, puis la modélisation qui consiste à la présentation et description des modèles mathématiques aptes à reproduire le travail de la machine ou du circuit sous forme mathématique , enfin la simulation sur ordinateur du comportement de la l'appareil ou du circuit .
- Cette simulation nous permettra ainsi de mener des expériences pour divers changements au niveau de l'alimentation de la machine, des caractéristiques du minerai et de l'arrangement du circuit , sans recourir à l'utilisation des machines et des circuits réels qui sont coûteux, lents et difficilement manipulables .
Pour chaque simulation, nous avons présenté tous les changements qu'on peut examiner et toutes les prévisions susceptibles .
- Deux programmes informatiques sont présentés en annexes pour arriver à ces fins.

INTRODUCTION

I.1 Les méthodes d'enrichissement du minerai

I. 2- Définition

- La méthode d'enrichissement consiste à la préparation du minerai pour l'extraction de la substance valorisable (Minerai utile) dans le cas de minerais métalliques, mais produit un produit fini commercial dans le cas des minerais non métalliques et du charbon; c'est un processus physique permettant de séparer les grains du mineral utile de la gangue, pour ainsi obtenir un produit enrichi (concentré), et un produit stérile (la gangue).

On signale ici que l'importance des méthodes d'enrichissement diminue, quand il s'agit d'un minerai dissimulé, car dans ce cas l'utilisation de l'hydro et de la pyrométallurgie permet d'obtenir de meilleures récupérations.

- Cependant, dans la majorité des cas l'énergie consommée quand on utilise directement le grillage ou la lixiviation est énorme, au point que les coûts deviennent prohibitifs. En comparaison avec les méthodes d'enrichissement qui, elles sont moins chères et leur utilisation est justifiée économiquement.

- On déduit que les méthodes d'enrichissement sont plus adéquates pour le traitement des minerais non ferreux. Il existe deux opérations fondamentales dans le procédé d'enrichissement à savoir la libération du minerai de la gangue et la concentration qui permet de séparer le mineral utile de la gangue.

I.3- La libération (traitement physique)

- la libération est accomplie par le traitement physique du minerai, qui inclut le concassage et si nécessaire le broyage permettant ainsi d'obtenir des grains de minerai utiles libérés de leurs gangues. Dans cette opération, et dans toute la méthode d'enrichissement, le broyage étant le plus grand consommateur d'énergie, environ 50 % de l'énergie totale consommée. De plus ce dernier est essentiel pour obtenir une séparation efficace. Dans le but d'obtenir une meilleure libération du minerai, on doit broyer finement ce dernier; cependant ce genre de broyage devient coûteux et peut produire beaucoup de produits trop fins qui seront perdus dans les rejets (gangue).

pour cette raison on doit faire un compromis entre la libération maximale et les coûts engendrés. Pour en décider, il est nécessaire d'avoir de meilleures connaissances sur la minéralurgie du minerai et la texture qui se fera grâce à l'étude microscopique.

I. 4- Les différentes méthodes d'enrichissement

1)-séparation dépendant des propriétés optiques, radioactives etc... Cette méthode inclut la sélection manuelle du minerai de grande concentration (teneur).

2)-séparation dépendant de la différence de la gravité spécifique, méthode utilisant la différence de mouvement des minéraux sous l'effet de masse, généralement dans les courants hydrauliques.

3)-Séparation utilisant la différence des propriétés de surface des minéraux, cas de la flottation.

4)-La séparation dépendant des propriétés magnétiques utilisée pour la séparation des minerais ferromagnétiques et ceux paramagnétiques.

5)-Séparation dépendant de la conductivité électrique.

1. 5- Choix de la méthode de concentration

Le choix de la méthode dépend essentiellement du coût de broyage et de l'efficacité de libération. Il a été établi un tableau permettant de sélectionner le rang granulométrique optimum pour chaque méthode de séparation. (voir mineral processing technology 4eme édition, page 28).

II LE TRAITEMENT PHYSIQUE DU MINERAI

II.1 -Théorie de la communiton

II .1.1-Introduction

-La majorité des minéraux sont finement disséminés et intimement associés avec la gangue, doivent être initialement libérés avant d'opter à la concentration ou séparation. Cette libération est accomplie par le procédé appelé traitement physique , dans lequel les dimensions des particules du minerai sont réduites, jusqu'à ce que la séparation de ces dernières par la méthode de concentration soit possible.

-Dans le traitement physique des stages (stades) de concassage et de broyage prennent place.

-Le concassage permet de réduire les dimensions des particules du tout venant (d'alimentation) jusqu'a ce que le broyage soit possible, ensuite le broyage complétera la réduction en dimension afin que la séparation puisse prendre place et créer une concentration efficace.

-Le concassage est accompli par compression du minerai contre des surfaces rigides de l'appareil de liberation où par compactage contre ses surfaces . De même le broyage se fait grâce l'abrasion et impact du minerai contre les parties libres solides (boulets , barres.....).

II.1.2 -Théorie du traitement physique

-Cette théorie est fondée sur la relation entre l'énergie consommée et les dimensions des particules produites pour une granulométrie d'alimentation donnée. Le grand problème qu'on peut évoquer, c'est le fait que l'énergie d'alimentation soit absorbée par la machine elle-même.

De nombreux auteurs ont supposé l'existence d'une relation entre l'énergie consommée et les nouvelles surfaces produites .

-Un autre facteur qui entrave à l'élaboration de cette théorie est le fait que le matériel à traiter est plastique, de l'énergie est consommée pour changement de forme sans créer de nouvelles surfaces.

-Contrairement à cela , la majorité des théories assument que le matériel à traiter est fragile.

Ci-après sont les différentes théories existantes.

-Différentes théories :

-Théorie de Rittinger (1867):

Rittinger avance que l'énergie consommée lors de l'opération de traitement physique est proportionnelle à l'aire des nouvelles surfaces fournies.

$$E = K \left(\frac{1}{D_2} - \frac{1}{D_1} \right)$$

avec : E : énergie d'alimentation (consommée).
D1: diamètre initiale des particules.
D2: diamètre finale des particules.
K : constante dépendant du processus.

-Théorie de KICK (1985):

KICK suppose que l'énergie consommée est proportionnelle à la réduction des volumes des particules.

Il dicte que l'énergie est proportionnelle à:

R:LOG2 avec

$$R = \frac{f}{p}$$

F& P: respectivement dimension initiale et finale des particules

-Théorie de Bond :

Cette théorie stipule que l'énergie consommée est proportionnelle à la largeur de cassure ou de rupture produite dans les particules concassées

$$W = \frac{10 w_i}{\sqrt{P}} - \frac{10 w_i}{\sqrt{F}}$$

avec :- P : dimension en micron pour laquelle 80 % du produit [particules] passe.

F : dimension en micron dans l'alimentation pour laquelle 80 % du produit passe.

Wi : work index, c'est l'énergie en kilowatt-heure requise pour réduire les particules de dimensions théoriquement infinies aux dimensions où 80% du produit passe sous 100 Um.

II.1.3 -BROYABILITE

la broyabilité est la faculté avec laquelle un matériel peut être broyé, grâce aux testes de broyabilité on pourra évaluer l'efficacité du concassage ou du broyage.

le paramètre le plus utilisé pour mesurer la broyabilité est le [work index : wi].

BOND a utilisé plusieurs modèles pour prédire l'énergie requise pour le broyeur à boulet et le broyeur à barre en mesurant la broyabilité.

-Exemple :

pour la barite $W_i = 4,73$

dolomite $W_i = 8,78$

Le test standard de **BOND** est la mesure du temps consommé dans le broyage .

-**BERRY** et **BRUCE** ont développé une méthode comparative pour déterminer la broyabilité d'un minerai, cette méthode requiert pour référence une broyabilité connue. Ennonçant ainsi les résultats suivants: si l'on admet que "r" est la référence et "t" le minerai dont on recherche à connaître sa broyabilité,

$$W_r = W_t = W_{ir} \left[\frac{10}{\sqrt{P_r}} - \frac{10}{\sqrt{F_r}} \right] = W_{it} \left[\frac{10}{\sqrt{P_t}} - \frac{10}{\sqrt{F_t}} \right]$$

$$W_{it} = \left[\frac{10}{\sqrt{P_r}} - \frac{10}{\sqrt{F_r}} \right] \left[\frac{10}{\sqrt{P_t}} - \frac{10}{\sqrt{F_t}} \right]$$

II.1.4-Le choix de la maille de libération :

Vue la grandeur de la consommation énergétique du broyage environ 50 % de la consommation totale d'énergie dans le procédé d'enrichissement .

Il est indispensable de penser à choisir une maille de libération qui nous permettra une bonne séparation car de cette dernière que dépend l'efficacité de la méthode de concentration , de même choisir cette maille de telle façon que les coûts soient imminents.Pour résoudre ce problème, on a proposé différents chemins suivants :

-On procède à l'examen mineralogique du minerai sur des lames minces, et pour mieux connaître la texture du minerai (dimensions des particules, leur association et leur formes) on fait examen des sections polies. Ce qui donnera une idée précise sur la maille de libération donc sur le degrés de broyage.

-On remarque que ce choix ne tient pas compte de la méthode de concentration; or dans la réalité la concentration dépend essentiellement de la libération, c'est pour cela qu'on doit faire des essais (dans le cas de flottation) de flottabilité à partir du premier choix de la maille de libération et voir l'optimum requis pour une meilleure concentration.

-Un troisième facteur intéressant est le côté économique; pour cela on examine le revenu net de la laverie (usine de concentration) pour différent degré de libération.

II.1.5 -Le concassage :

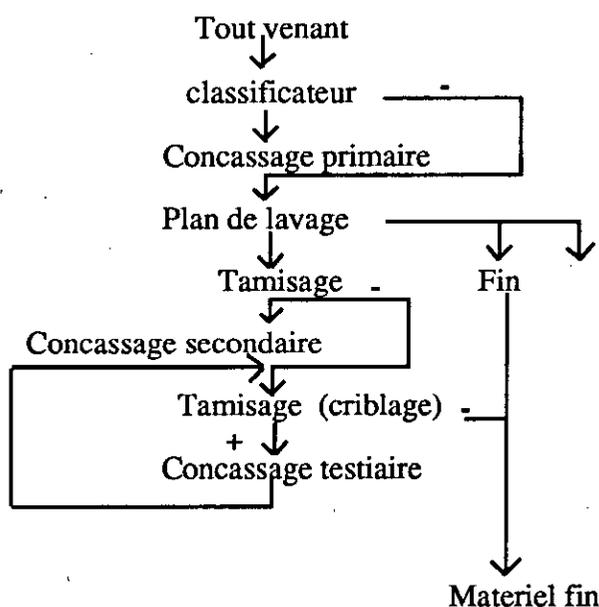
Introduction :

Le concassage est le premier stade mécanique dans le processus de libération. C'est une opération qui est généralement conduite à l'état sec du matériel à concasser, performée dans deux à trois stades, le produit d'alimentation peut aller jusqu'à 1,5 m de long (diamètre) et réduit dans le premier stade de concassage à 10-20 cm dans de grandes machines.

Le concassage secondaire complète le stade primaire pour atteindre une granulométrie des particules du minerai de dimension de 0,5 à 2 cm en diamètre.

Si le minerai est dur et glissant , un troisième stade de concassage devrait être ajouté.

Un plan de base pour le concassage



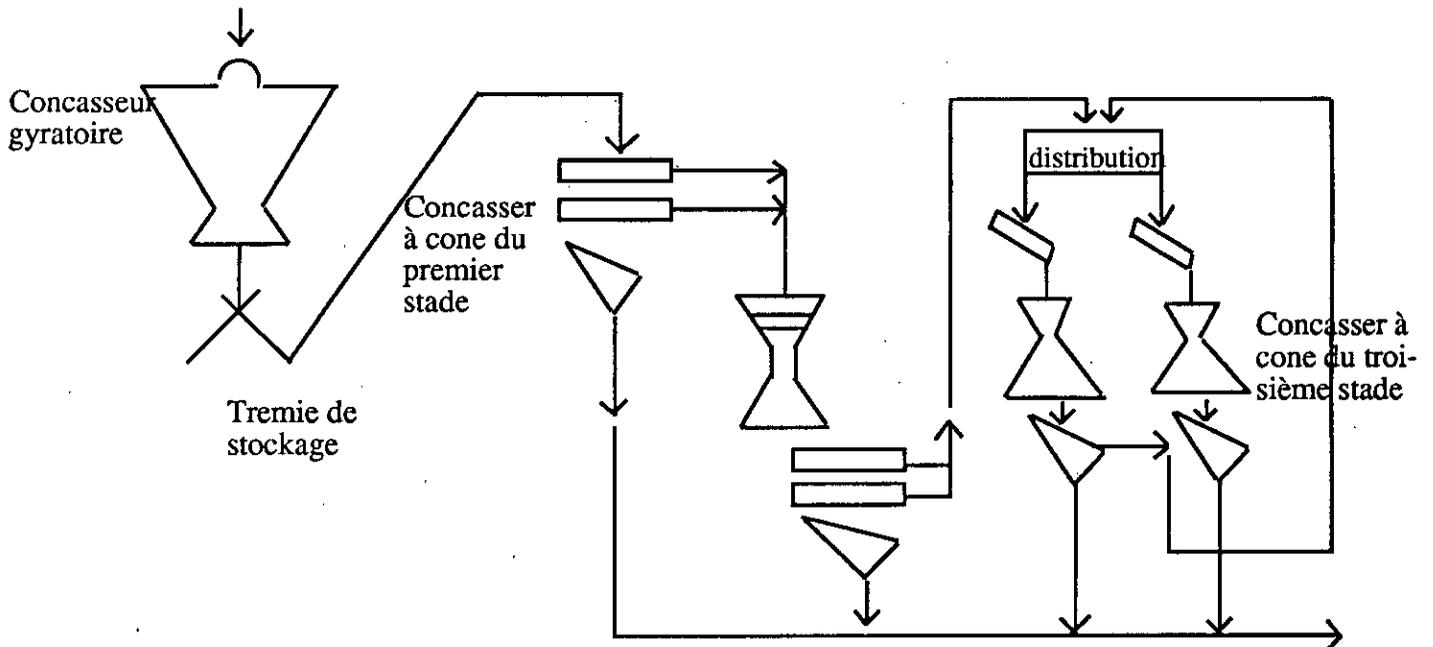
- Le stage de lavage est utilisé dans le but de séparer les argiles contaminant le minerai et faciliter ainsi les opérations ci-après.
 -des tamis vibrants (cribles) pour retenir des particules sans dimension, dans le but d'augmenter l'efficacité de concassage.

-Les différents types de concasseurs utilisés selon différents stades de concassage :

-**Premier stade** : on utilise les concasseurs à mâchoire, giratoire et des concasseurs à marteau.

-**2 ième stade de concassage** : on utilise les concasseurs à cône, les concasseurs à cylindre les concasseurs à marteau et les concasseurs rotatifs.

Un exemple typique de plan de concassage alimentant un broyeur à boulet.



-**Choix de l'appareillage :**

-Le concasseur pour un stade donné est choisi selon la commodité (l'obéissance) de ce dernier aux critères du minerai donné.

Degré de réduction : qui est le rapport du diamètre maximum du tout venant sur le diamètre maximum du produit désiré à être obtenu.

*le degré d'humidité du minerai

*l'abrasivité du minerai

*le degré de dureté du minerai.

II.1.6 -Le broyage :

C'est le stade le plus coûteux dans le processus d'enrichissement; dans ce stade les particules sont réduites en dimension grâce à la combinaison d'impacte et d'abrasion, le minerai est soit sec ou à l'état de suspension dans l'eau.

-Dans ce stade, les particules de dimension de 5 à 250 mm sont réduites à environ de 10 à 300 μm .

-Le choix de la maille de libération est montré dans la page suivante.

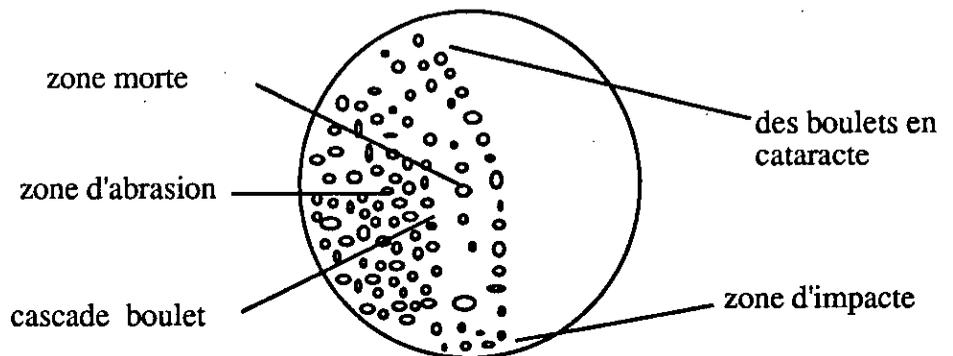
-Les différents types de broyeurs :

Les broyeurs utilisés à nos jours sont les suivants :

-Les broyeurs autogènes, les broyeurs à boulet, les broyeurs à barres.

Le mouvement des charges au sein d'un broyeur :

Les charges broyantes (exemple boulet), grâce à la rotation du broyeur tournent et atteignent en équilibre à partir de cet équilibre.



Mouvement des particules au sein d'un broyeur , dans un broyeur à boulet, à barre ou autogène

-Des charges cascaded, ou bien cataractent; on signale que les charges qui cataractent sont à l'origine du broyage intense, d'après le schéma, on remarque une zone morte où seuls de petits mouvements apparaissent et une zone d'impact où se produit le broyage qui est dû aux chûtes des charges.

-La vitesse de rotation du broyeur est importante car c'est elle qui gouverne le mouvement les boulets. Pour cela grâce au calcul mathématique, on retrouve la vitesse critique pour laquelle on aura un meilleur broyage.

$$N_c = \frac{42,3}{\sqrt{(D - d)}} \quad \text{Tr / mn}$$

En général grâce à des considérations économiques on utilise une vitesse du broyeur de 50 à 90% de la vitesse critique; on signale aussi que le chargement optimum en boulets et en produit (matériel d'alimentation) est fixé à 40 % en volume du broyeur.

II . 2 - MODELES MATHEMATIQUES POUR LES PROCESSUS DE REDUCTION DE DIMENSION

Introduction

Grâce aux modèles mathématiques, on pourra simuler le processus du traitement physique du minerai qui nous aidera énormément pour l'élaboration de plan de traitement et de même l'optimisation de ce dernier. Nous allons décrire les modèles mathématiques qui sont déjà validés par de nombreux auteurs. L'approche mécanique de la modélisation des processus de réduction de dimension est basée sur la reconnaissance des événements physiques qui apparaissent, il a été prouvé qu'ils donnent des modèles satisfaisants pour la simulation.

On pourra signaler l'existence de trois types de modèles:

MODELE MATRICIEL, MODELE CINETIQUE ET LE MODELE MIXTE.

* Le MODELE MATRICIEL et le MODELE CINETIQUE sont basés tous deux sur:

- a) - la probabilité de cassage, appelée la fonction de sélection.
- b) - caractéristique de la distribution granulométrique après cassage appelée CASSAGE ou DISTRIBUTION.
- c) - mouvement différentiel des particules à l'intérieur ou à l'extérieur du processus de broyage continu.

Dans ce qui va suivre, on s'intéressera essentiellement au modèle matriciel qui est beaucoup utilisé.

2.2 - MODELE MATRICIEL

2.2.1 - Description du modèle:

- le concept de probabilité de cassage de chaque classe granulométrique est la distribution granulométrique pour chaque produit cassé a été incarné dans un modèle mathématique pour la comminution grâce à BROADBENT et CALLCOTT (1956).

Ces derniers utilisent le terme cassage et la fonction de sélection au lieu de distribution et de fonction de probabilité.

Dans ce modèle est représenté ainsi dans la figure (l'alimentation et le produit).

CLASSES GRANULOMETRIQUES	ALIMENTATION	PRODUIT
1	f1	P1
2	f2	P2
.	.	.
.	.	.
.	.	.
.	.	.
n	fn	Pn
<hr/> n + 1	<hr/> fn+1	<hr/> Pn+1

La classe 1 est la classe maximale et (n+1) la classe référant aux résidus.

Durant le processus de broyage, les particules dans n'importe quelle classe granulométrique ont une certaine probabilité d'être broyées, et le produit du cassage diminue en dimension et peut passer à une classe inférieure en dimension.

En utilisant la balance massique on pourra représenter le produit ainsi:

CLASSE GRANULOMETRIQUE	ALIMENTATION	PRODUIT
1	f1	P _{1,1} 0.....0
2	f2	P _{2,1} P _{2,2} 0.....0
.	.	.
.	.	.
.	.	.
n	fn	P _{n,1} P _{n,2} P _{n,n} 0
<hr/> n+1	<hr/> fn+1	<hr/> P _{n+1,1} P _{n+1,2} P _{n+1,n} P _{n+1,n+1}

Chaque colonne (dans le produit) représente le cassage au sein d'une classe granulométrique.

P_{i,j}(i) représente la classe granulométrique où l'élément apparaît dans le produit et (y) réfère à la classe granulométrique (d'alimentation) d'où il est venu.

Les éléments P_{ij} peuvent être écrits sous formes

$$P_{ij} = X_{ij} \cdot f_j$$

x_{ij} : représente la fraction massique des particules étant dans la j ème classe granulométrique dans le produit d'alimentation et se trouve dans la i ème classe dans le produit.

On peut donc écrire matriciellement:

$$P = X.F \quad (1)$$

On signale ici que ce n'est pas facile de calculer la matrice X , c'est pour cela qu'on devra définir les fonctions ci-après:

2.2.2 - La fonction de sélection:

On remarque durant le processus qu'une certaine portion des particules dans chaque classe est sélectionnée pour le cassage et le reste passe sans être cassé.

C'est pour cette raison qu'on a défini une fonction de sélection (S) sous forme matricielle (diagonale).

avec S_j : représentant la proportion des particules dans la j ème classe qui sont sélectionnées pour être cassées.

Si l'on considère que X représente les particules d'alimentation qui sont actuellement broyées (cassées), remplaçant X par B .

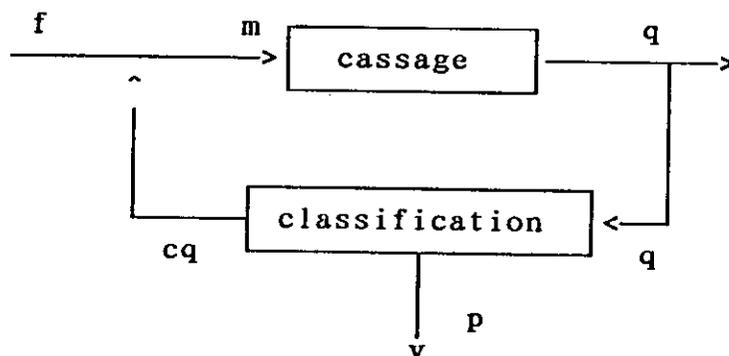
l'équation 1 devient:

$$P = B \cdot S \cdot f + (I - S) \cdot f$$

2.2.3 - La fonction de classification

Le processus normalement consiste en plusieurs évènements de cassage qui opèrent simultanément ou consécutivement.

Ce concept est représenté graphiquement:



Les équations définissant ce processus sont:

Comme résultats de classification:

$$P = (I - C) \cdot Q$$

or
$$P = (I - C) (B \cdot S + I - S) \cdot m$$

et
$$m = f + C \cdot Q$$

d'où
$$P = (I - C) \cdot (B \cdot S + I - S) \cdot [I - C (B \cdot S + I - S)]^{-1} \cdot f$$

2.2.4 - La fonction de cassage:

L'aspect fondamental de tout modèle de comminution est la description du produit d'un singulier événement de cassage, appelé fonction de cassage. Cette dernière est très difficile à déterminer à cause des différents paramètres qui rentrent en considération, cas des caractéristiques de la machine ainsi bien que les caractéristiques minéral dans le produit d'alimentation.

BROADBENT et CALLCOTT (1956) ont postulé pour l'équation suivante:

$$B(x,y) = (1 - e^{-x/y}) / (1 - e^{-1})$$

Cette fonction dans la distribution des particules après le cassage $B(x,y)$ représente ainsi la proportion des particules initialement de dimension y qui apparaissent dans une classe granulométrique inférieure x après le cassage.

KELSALL (1964) propose une autre équation pour définir cette fonction:

$$B(x,x_0) = (X/x_0)^n$$

$$n = 0,9 \dots \dots 0,95$$

On signale que cette fonction B est obtenue pour une granulométrie inférieure à $590 \mu\text{m}$ que celle de BROADBENT qui est la plus utilisée.

2.2.5 - La fonction répétitive:

La plupart des machines de cassage opèrent de telle manière que des cassages séquentiels apparaissent. Si v est le nombre d'événements le produits des événements consécutifs peut être représenté ainsi:

$$\begin{aligned} P_1 &= X \cdot f \\ P_2 &= X \cdot P_1 \\ &\vdots \\ &\vdots \\ &\vdots \\ P_v &= X \cdot P_{v-1} \end{aligned}$$

Le processus peut être décrit ainsi:

$$P = \left[\begin{array}{c} j=v \\ \pi \cdot X_j \\ j=1 \end{array} \right] \cdot f$$

X_j : C (est l'évènement de cassage apparaissant durant le cycle j).

II . 3 - MODELES MATHEMATIQUES DE QUELQUES MACHINES DE REDUCTION DE DIMENSION

Le cassage au sein de chaque unité de communiton est décrit par l'équation suivante:

$$P = X \cdot f$$

Le problème est donc de définir X quantitativement de telle façon qu'il donne une représentation du processus.

On notera ici les données nécessaires concernant les processus de communiton.

- 1) - Les caractéristiques opératoires de la machine (son diamètre, sa longueur et sa vitesse de rotation).
- 2) - Le débit d'alimentation
- 3) - Les analyses granulométriques de l'alimentation et du produit
- 4) - Les valeurs des éléments de la matrice X
- 5) - La fonction définissant le temps de rétention.

Des tests particuliers sont requis pour obtenir les informations sur le 4° et 5° points énoncés.

Pour pouvoir déterminer des valeurs uniques pour les éléments dans la fonction de cassage et de sélection qui comprennent X, il devrait être possible de distinguer entre les particules fracturées et les non fracturées.

On remarque qu'il est impossible d'avoir des valeurs uniques pour la fonction de cassage pour un minerai et de même pour la fonction de sélection pour la machine.

En conséquence, il est nécessaire de faire des hypothèses sur la forme de ce modèle et des fonctions de cassage et de sélection.

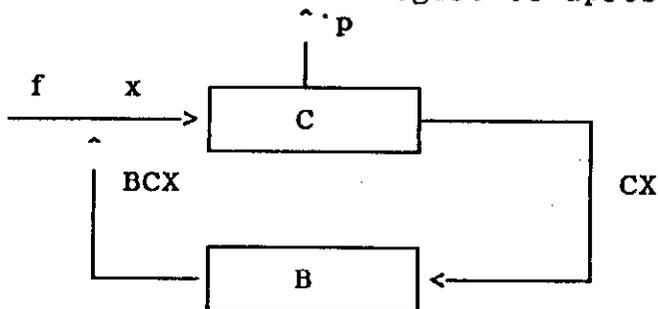
3 . 1 - Modèle pour le concasseur à cône:

3.1.1 - Forme de modèle:

Il existe certains facteurs distinguant le mode opératoire d'un concasseur à cône qui sont:

- 1- toute particule sortant du concasseur doit être de dimension inférieure à la form d'ouverture du concasseur, mais ne devait pas être plus petite que la fente fermée du concasseur.
- 2- les particules les plus petites que la fente fermée du concasseur passent sans être cassées.
- 3- la consommation en puissance est fonction du débit massique d'alimentation et des dimensions des particules plus grandes que la fente elle-même fermée du concasseur.

Les éléments du modèle du concasseur à cône peuvent être représentés comme montré sur la figure ci-après:



f, X et P: représentent des débits massiques.

B: donne la distribution relative des particules après la casse.

C: donne la proportion des particules qui rentrent dans la zone de casse.

En examinant la balance massique pour chaque noeud de la figure on déduira les équations suivantes:

$$f + B \cdot C \cdot x = X \quad (1)$$

$$X = C \cdot x + P \quad (2)$$

$$(1) \implies X = (I - B \cdot C)^{-1} \cdot f$$

$$(3) + (2) \implies \boxed{P = (I - C) \cdot (I - B \cdot C)^{-1} \cdot f}$$

de même:

$$\boxed{f - P = (I - B) \cdot C \cdot X}$$

Ce modèle a été vérifié grâce à des tests sur les concasseurs dans l'usine de MOUNT ISA MINES LIMITED

3.1.2 - La fonction de cassage ou matrice de cassage:

Deux modes de cassage apparaissent au sein d'un concasseur à cône, en premier lieu le mode de cassage où les particules sont fracturées entre les parois opposées du concasseur et restera qu'un petit nombre de particules larges.

Une matrice B_1 qui donne la distribution granulométrique du produit est formulées ainsi:

$$B(x,y) = (1 - e^{-(x/y)^u}) / (1 - e^{-1})$$

avec y : dimension des particules initiale
 $B(x,y)$: représentant la fraction des particules résultant du concassage qui sont maintenant de dimension inférieure à x .

u : coefficient $u = 6.0 \pm 0.9$

Un second mode de cassage est décrit par une matrice B_2 qui représente la production de matériaux fins au point de contact entre particules et parois du concasseur et de même entre particules elles-mêmes:

$$B(x,x') = 1 - e^{-(x/x')^u}$$

x' : c'est la dimension pour laquelle une portion significative de fines particules inférieures à cette dimension est produite grâce au concassage fin.

un exemple pour les concasseurs MIM:

$x' = 3,05 \pm 0,51$ mm $u = 1,25 \pm 0,14$

Le cassage total est la somme des matrices B_1 et B_2

$$B = \alpha \cdot B_1 + (1 - \alpha) \cdot B_2$$

avec $\alpha = 0,8723 + 0,0045 \cdot g \pm 0,014$

g : est la largeur de la fente fermée du concasseur en mm.

3.1.3 - La matrice de classification:

Les éléments diagonaux de la matrice sont obtenus d'une fonction particulière $C(s)$: qui donne la probabilité des particules de dimension (s) entrant dans le stade de cassage. Il est à noter que les particules qui sont inférieures à une certaine dimension (k_1) ne sont pas concassées, et qu'il existe une dimension (k_2) au dessus de laquelle toutes les particules sont cassées.

On aura donc ainsi:

$$C(s) = 0 \quad \text{si } s < k_1$$

$$C(s) = \left[\frac{(s - k_2)}{(k_1 - k_2)} \right]^2 \quad \text{si } k_1 < s < k_2$$

$$C(s) = 1 \quad \text{si } k_2 < s$$

Les éléments de la matrice C sont obtenus ainsi:

$$C(i) = \int_{s_i}^{s_{i+1}} C(s) / (s_{i+1} - s_i) \cdot ds$$

s_{i+1} et s_i : représentent la limite supérieure et inférieure en dimension pour la i ème classe.

K_1 et K_2 sont prédicés pour MIM ainsi :

$$K_1 = 0,69 \cdot g \pm 1,956 \text{ mm}$$

$$K_2 = 1,121 \cdot g + 58,67 \cdot Q + 25,4 \cdot T(t) \pm 8 \text{ mm}$$

Q : c'est la fraction de particules supérieures à 25,4mm dans l'alimentation.

3.1.4 - Le courant du concasseur

Le concassage total est relié au vecteur CX, le courant est calculé grâce à un paramètre (a) qui dépend de la distribution granulométrique dans le produit d'alimentation qui est calculé ainsi:

$$a = 25,4 \frac{\sum_{i=1}^n t_i}{(s_i + s_{i+1})}$$

t_i est le i ème élément du vecteur CX.

Le courant A pour l'alimentation du concasseur est calculé ainsi:

$$A = 14,2 + 0,0822 \cdot a + 0,0305 \cdot a^2 + 1,8 \text{ amp}$$

3 . 2 - Modele pour broyeur à boulet

3.2.1 - La forme du modele:

Un graphe représenté ci-après montre l'alimentation, le produit selon leur distribution granulométrique pour un circuit fermé de broyage (on a utilisé un broyeur à boulet).

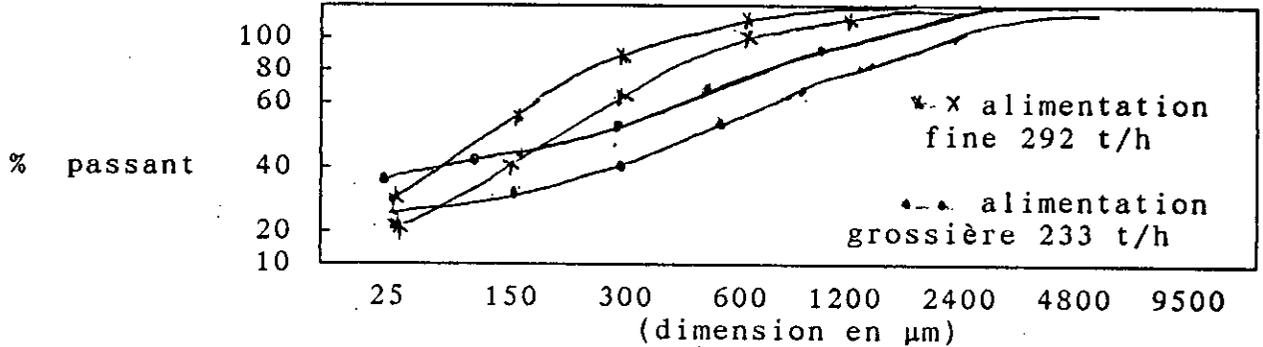


Figure: l'alimentation et le produit (leur distribution granulométrique pour circuit fermé de broyage)

On remarque que les particules se trouvant dans des classes granulométriques grossières dans l'alimentation apparaissent dans le même rang granulométrique que dans le produit. Pour un broyeur à boulet des processus successifs et répétitifs devraient être vus comme identiques, voici ci-après les équations qui en découlent:

$$P = (X_j)^u \cdot f$$

$$X_j = B \cdot S + I - S$$

La matrice de cassage au j ème stade reste inchangée pour tout autre stade, dans ce cas pour n'importe quel minerai broyé dans un circuit particulier, les opérations du broyage sont entièrement définies par le paramètre u. Le stade de broyage dans le cas d'un broyeur à boulet peut être défini comme intervalle pour lequel toutes les particules de dimension maximale dont l'alimentation pour ce stade ont une probabilité unique pour être broyées, ce qui est équivalent à écrire l'élément (1,1) dont la matrice de sélection est égale à 1. Cependant le reste des éléments de (s) dépendent de (B) qui est inconnu.

Les valeurs numériques de X_j peuvent être déterminées grâce au calcul itératif:

- 1 - On assume que les équations décrites par BROADBENT et CALLCOTT pour les fonctions de cassage sont applicables:
- 2 - On assume que l'élément $s(1,1)$ a une valeur égale à 1
- 3 - On assume que le nombre de cassage (u) est constant.

Si la distribution granulométrique du produit d'alimentation et celle de la décharge du broyeur sont connues tous les éléments de (s) de même que la valeur de (u) grâce à la méthode de moindre carré toutes les informations sont donc connues pour pouvoir calculer le produit pour chaque débit de charge ou distribution du produit d'alimentation.

Un programme informatique utilisant cette procédure est présenté en annexe 01.

3.2.2 - Le comportement des broyeurs de différents diamètres

Il est à noter que l'énergie consommée par tonne de minerai pour une réduction donnée est plus grande pour les broyeurs de large dimension que pour les petits. On remarque que les valeurs de la fonction sélection est proportionnelle à l'augmentation des dimensions des particules dans le cas des broyeurs larges.

La solution pour l'efficacité d'utilisation du broyeur de large diamètre est de déterminer les dimensions des particules et le diamètre du broyeur à partir duquel l'efficacité est assurée.

Le modèle le plus correctement utilisé est:

$$P = (I-C) \cdot (B \cdot S + I - S) \cdot [(I-C) \cdot (B \cdot S + I - S)^{-1}] \cdot f$$

C: est relié aux caractéristiques du minerai.

3.2.3 - Le comportement d'un mélange de minéraux dans le broyeur à boulet

L'efficacité de la concentration est influencée par le degrés de libération et les analyses granulométriques du minéral utile, c'est pour cela qu'il est impératif d'avoir des connaissances du comportement des différents minéraux.

3.2.4 - Mélange dans un broyeur à boulet

Tout broyeur à boulet peut être considéré comme mélangeur au sein duquel prend place le broyage. DANCKWERTS (1953) a souligné les différents types de mélanges qui existent:

* piston-flow et mélange parfait

Le matériel passant dans un mélangeur avec piston-flow a des valeurs singulières pour le temps de rétention, par contre les autres types ont un rang de temps de rétention.

Si le broyeur est considéré comme mélangeur parfait les analyses granulométriques devraient se faire sur le matériel sortant du broyeur, contrairement aux autres cas si le temps de rétention est connu l'efficacité de la pulpe quittant le broyeur peuvent être calculées.

3.2.5 - Exemple d'application du modèle broyeur à boulet:

Un circuit de broyage d'un minerai de cuivre est constitué de broyeur à barres (2,74m x 3,66m) suivi par deux broyeurs à boulets (3,20m x 3,05m) en parallèles, chacun opérant au circuit fermé avec un hydraucyclone.

La distribution du produit de chaque broyeur a un débit d'alimentation de 170 tonnes/heure est montré sur le tableau:

MESH DE TAYLOR	MICROMETRE	ALIMENTATION	PRODUIT
+4	+4696	0,1	0
4/8	+4696/2362	2,6	0,6
8/14	2362/1168	10,4	2,9
14/28	1168/589	15,2	8,3
28/48	589/295	21,1	19,0
48/100	295/147	19,6	22,8
100/200	147/74	10,6	14,7
-200	74/0	20,4	31,7

Quelle serait la distribution du produit du broyeur à boulet si on change le débit d'alimentation pour chaque broyeur soit 208 tonne/h et la distribution granulométrique de l'alimentation devient:

1.0 7.2 14.7 18.0 19.9 14.9 8.1 16.2

Solution

L'équation du broyeur à boulet est donnée ainsi:

$$P = (B \cdot S + I - S) \cdot f$$

Les éléments de la première colonne de la matrice de cassage (B) sont :

0.198. 0.3308 0.2148 0.1225 0.0654 0.0338 0.0172

Les éléments de la matrice de sélection (S) calculés sont:

1.0 1.0 1.0 0.9 0.5 0.33 0.33

Le tableau ci-après donne les résultats obtenus:

MESH DE TAYLOR	MICROMETRE	PRODUIT (calculé)	PRODUIT (observé)
+4	+4696	0	0
4/8	+4696/2362	0,5	0,6
8/14	2362/1168	2,9	2,9
14/28	1168/589	8,2	8,3
28/48	589/295	18,9	19,0
48/100	295/147	22,6	22,8
100/200	147/74	14,9	14,7
-200	74/0	32,0	31,7

III. FLOTATION

III.1 THEORIE DE LA FLOTTATION

III. 1.1 INTRODUCTION ET HISTORIQUE

- Introduction :

C'est un processus de séparation des particules fines de différents minerais des autres particules grossières (gangues)

-Dans la flottation les particules plus lourdes que l'eau sont maintenues en suspension par l'action de la tension de surface .

La séparation est effectuée par l'adhésion de quelques espèces (particules solides) aux bulles d'air qui sont introduites dans la pulpe et simultanément d'autres particules adhèrent à l'eau .

Les particules hydrophobes flottent à la surface formant une écume, par contre celles adhérant à l'eau restent dans le pulpe.

Originellement la flottation était appliquée pour la concentration des minerais sulfurés comme zinc, cuivre et plomb), plus tard son utilisation s'est élargie au minerais oxydés, minerais natifs, et non métalliques .

Les faits qui sont utilisés dans la flottation sont :

- a/ plusieurs minerais adhèrent à l'eau en préférence que l'air
- b/ plusieurs minerais adhèrent à l'air grâce à leur propriétés hydrophobes .
- c/ plusieurs paraffines (hydrocarbures) adhèrent à l'air qu'à l'eau .
- d/ variété de minerais peuvent être.

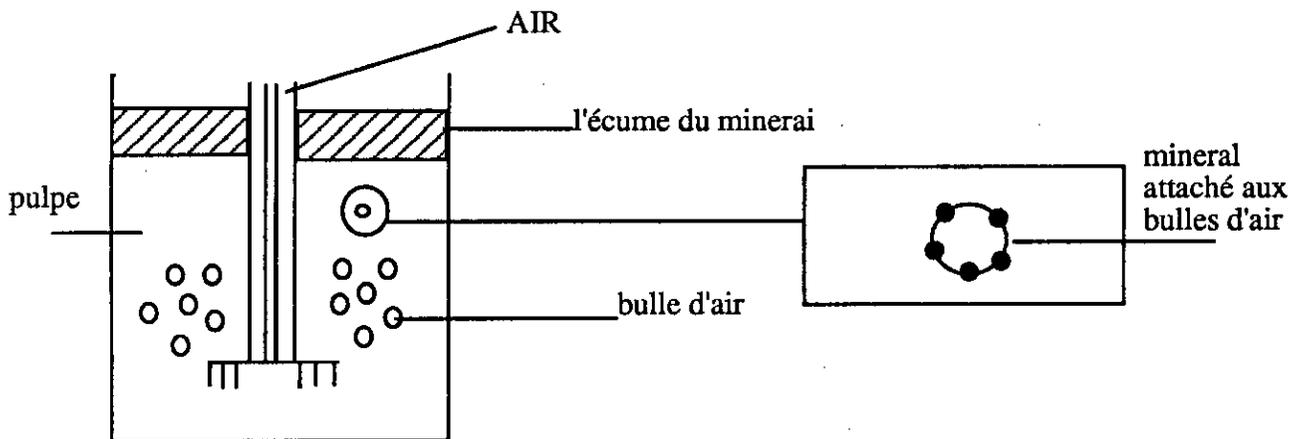
- Historique :

- La flottation est utilisée par les peuples anciens en utilisant les huiles .
- en 5^{ème} siècle (avant JC) la séparation de l'eau des argiles .
- 15^{ème} siècle (après JC) la séparation par des arabes de l'azurite par résine .
- La flottation en tant que méthode de séparation physico- chimique a commencé à avoir lieu qu'au 19^{ème} siècle.

- En 1860: en Angleterre la séparation de minerais sulfurés.
 - en 1877: séparation du graphite dans une pulpe aqueuse en utilisant les huiles .
 - 1886 : utilisation des graisses, huiles, acides et sels.
 - 1898 : élaboration d'un procédé commercial.
 - 1902 : découverte de l'intérêt des gaz dans la flottation .
 - 1905 : introduction de l'air dans la flottation.
 - 1912 : la séparation sélective des sulfurés .
 - 1913 : la découverte des déprimants
 - 1917 : le premier collecteur non huileux. (X- naphtylen)
 - 1922 : utilisation des déprimants selectifs .
 - 1925 : l'utilisation des aérofloats.
- Plus tard, on s'est intéressé à l'étude des interactions minéral - réactifs, et introduction de différents réactifs.

III. 1.2 Principe de la flottation :

La flottation utilise les différentes propriétés physico-chimiques de surface des particules de différents minéraux. Après traitement avec des réactifs, quand les différences de propriétés de surface entre les minéraux dans la pulpe de flottation deviennent apparentes, de l'air est injecté sous forme de bulles d'air auxquelles s'attachent des particules et les séparent ainsi à l'eau. Le processus est mieux appliqué aux particules fines qui sont facilement élevées par les bulles d'air (voir figure)



Principe de fonctionnement d'une cellule de flottation.

Le mineral est souvent transféré à l'écume, laissant la gangue dans la pulpe.

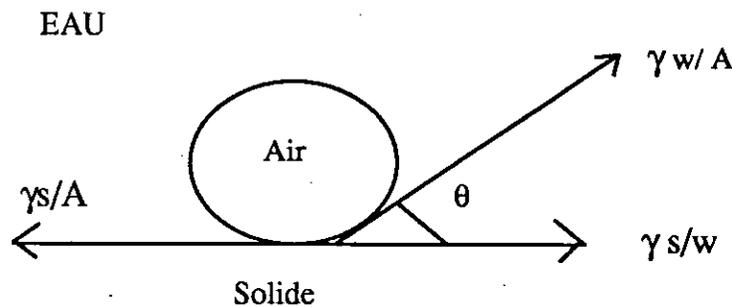
C'est (la flottation directe)

quand c'est le mineral qui reste dans la pulpe c'est (la flottation inversé)

-Les bulles, peuvent s'attacher au mineral et peuvent déplacer l'eau de la surface du mineral qui ne se ferait que si le mineral est hydrophobe.

Après avoir attaché les bulles aux minéraux, ces dernières peuvent continuer à les supporter jusqu'à former une écume stable. Pour cela on doit utiliser des réactifs.

L'activité de la surface du mineral en relation à la flottation (réactifs) dans l'eau dépend des forces opérant à la surface. Ces forces sont montrées sur la figure.



Angle de contact entre bulle d'air , particule et l'eau.
à l'équilibre

$$\gamma s / a = \gamma s / w + \gamma w / a \cos \theta$$

θ : Angle de contact.

$\gamma s / a$, $\gamma s / w$, $\gamma w / a$ sont des énergies entre solide-air, solide - eau et eau -air entre la surface du mineral et l'air (bulle).

-La force requise pour cesser l'interface particule- bulle est appelée le travail d'adhésion .
 W_s / a .

$$W_s / a = \gamma w / a + \gamma s / w - \gamma s / a.$$

d'ou

$$W_s / a = \gamma w / a (1 - \cos \theta)$$

La flottabilité d'un mineral augmente avec l'angle de contact.

La plupart des minéraux ne sont pas naturellement hydrophobes donc des réactifs devraient être utilisés .

Les réactifs les plus importants sont les collecteurs, qui s'absorbent sur les surfaces des minéraux et rendent ces derniers hydrophobes, donc facilitent l'attachement des bulles d'air.

Les moussants, qui aident à maintenir une écume stable.

des régulateurs pour contrôler la flottation, activent ou dépressent le mineral, l'attachement de l'air et contrôler le PH et les déprimants pour augmenter la sélectivité en rendant certains minéraux hydrophiles.

Enfin les activants qui ont le rôle contraire des déprimants.

III.1.3 Les collecteurs :

Tous les minéraux sont classés en non polaires ou polaires. Selon leur caractéristiques: le non polaires sont caractérisés par de faibles forces de liaisons et sont donc hydrophobes.

Ils ont des liaisons covalentes ou de van der Waals et peuvent être flottés sans réactifs.

Par contre les minéraux polaires disposent de liaisons covalents et ioniques et sont hydrophiles.

Ils sont subdivisés en différentes classes selon la magnitude de la polarité. La polarité augmente du groupe jusqu'au 5 :

Ces types de minéraux doivent acquérir leurs propriétés hydrophobiques grâce aux réactifs. Le tableau 1 montre la classification:

Groupe 1	Group 2	Group 3 (a)	Group 4	Group 5
Galene Covelite Bornite Chalcocite Chalcopyrite Stibnite Argentite Bismuthinite Millerite Cobalite Arsenopyrite Pyrite Sphalerite Orpiment Pentlandite Realgar Native Au . Pt . Ag. Cu	Barite Anhydrite Gypsum Anglesite	Cerrusite Malachite Azurite Wulfente Group 3 (b) Fluorite Calcite Witherite Magnesite Dolomite Apatite Scheelite Smithsonite Rhodochrosite Siderite Monazite	Hematite Magnetite Gothite Chromite Ilmentite Corundum Pyrolusite Limonite Borax Wolframite Columbite Tantalite Rutile Cassiterite	Zircon Willemite Hemimorphite Beryl Feldspar Silimanite Garnet Quartz

L'hydrophobicité doit être conférée à plusieurs minéraux pour les rendre flottables.

Des collecteurs sont utilisés pour achever cette tâche. Ces derniers sont les substances organiques, qui rendent des minéraux sélectionnés hydrophobes par absorption de molécules ou ions sur la surface du mineral, réduisant la stabilité des composants hydratés séparant la surface du minerai des bulles d'air, au niveau ou l'attachement des particules aux bulles d'air pourra se faire.

-Les collecteurs peuvent être ioniques ou non .

Les collecteurs ioniques sont les plus utilisés, ils sont composés de molécules complexes qui sont hétéropolaires (un groupe polaire et un groupe non polaire hydrocarbonné)

-les collecteurs du groupe non polaire sont utilisés pour conférer aux particules la propriété hydrophobe, et le groupe polaire réagit avec l'eau.

Les collecteurs ioniques sont classés selon l'ion ou le cation qui produit la répulsion de l'eau la classification est donnée sous le tableau suivant :

ils existent de même des collecteurs amphotères possédant double fonction, anionique et cationique dépendant du PH de travail .

Le collecteur absorbe sur les particules avec leur partie non polaire orienté vers la solution, ainsi conférant la propriété hydrophobe aux particule (voir figure.)

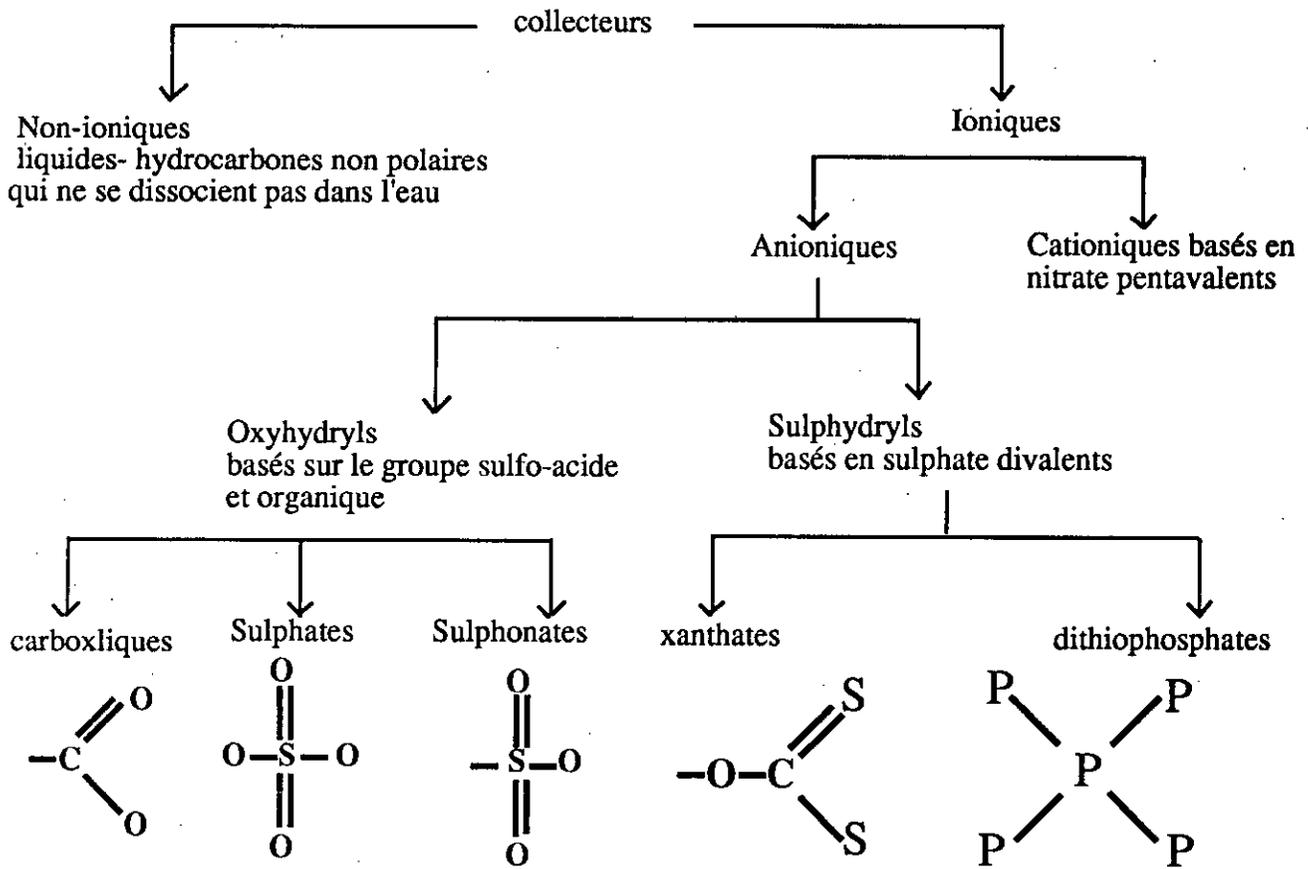
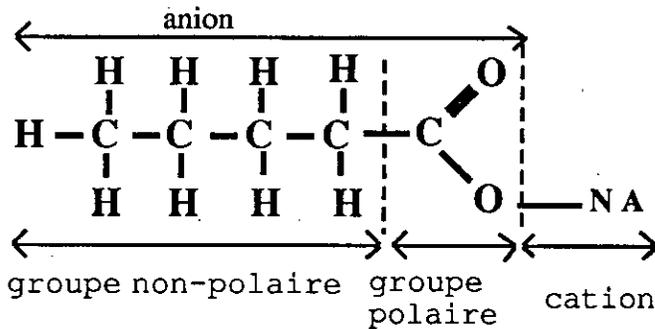
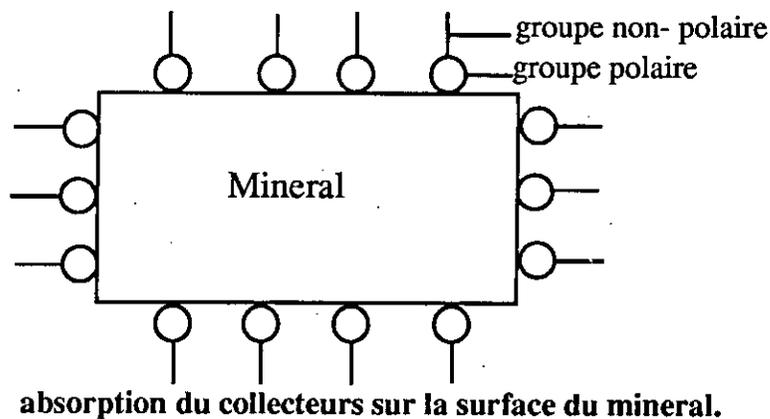


Tableau de classification des collecteurs



exemple de structure d'un collecteur (anionique)



La nécessité que le collecteur ait une longue chaîne est plus impératif que sa concentration.

- Les collecteurs anioniques :

Ce sont les plus utilisés, et sont classés en deux groupes selon la structure du groupe non polaire; les collecteurs oxyhydrides et sulphydrides. Le cation ne prend pas de rôle significatif.

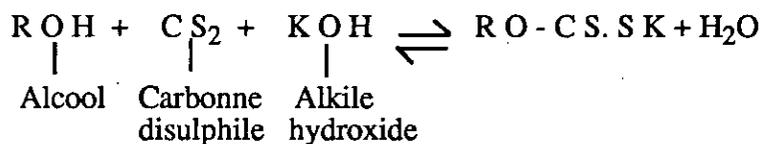
Les oxyhydrides typiques sont des acides organiques ou des savants : ils sont utilisés pour la flottation des minéraux de calcium, barium et magnésium.

les sulphates et sulphanates sont rarement utilisés pour la flottation de la barite, kyanite et scheelite .

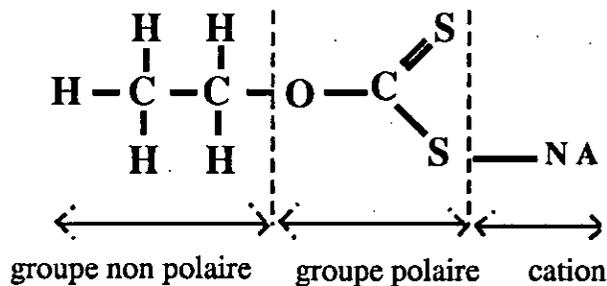
Les sulphydrides sont les plus utilisés pour la flottation des minéraux sulfurés. Ils sont en général de forme $R S^{-} N a$ (ou K^{+}) où R est le groupe hydrocarboné .

Les plus utilisés des collecteurs sont :

Les xanthates qui sont formés grâce à la réaction suivante.

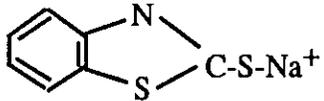


Les xanthates les plus utilisés sont l'ethyl, isopropyl isobuthyl, anyl et l'hexyle .
la structure de l'ethyl est donnée sur la figure .



anion

TABLEAU : Les thioles collecteurs et leurs utilisations :

Reagent	Formule	rang PH	leur utilisation	References
o-alkyl dithiocarbonates (Xanthates)	$\begin{array}{c} \text{S} \\ \parallel \\ \text{R-O-C} \\ \diagdown \\ \text{S}^- \text{-K}^+ \\ \text{(ou Na}^+) \end{array}$	8 - 13	Flottation des sulfurés minéraux oxidés comme malachite, cerussite, et métaux élémentaires	3, 28 -30
Dialkyl dithiophosphates (Aéroofloats)	$\begin{array}{c} \text{S} \\ \parallel \\ \text{R-O-P} \\ \diagdown \\ \text{R-O-P} \\ \diagdown \\ \text{S}^- \text{-K}^+ \\ \text{(ou Na}^+) \end{array}$	4 - 12	flottation sélective du cuivre et du sulfure de zinc depuis la galene	31 - 33
Dialkyl dithiocarbamate	$\begin{array}{c} \text{S} \\ \parallel \\ \text{R-N-C} \\ \diagdown \\ \text{R-N-C} \\ \diagdown \\ \text{S}^- \text{-K}^+ \\ \text{(ou Na}^+) \end{array}$	5 - 12	propriétés similaires à celles des xanthates mais plus chers	33 - 35
Isoproyl thionocarbamate (Minerec 1661/Z-200)	$\begin{array}{c} \text{S} \\ \parallel \\ (\text{CH}_3)_2 \text{CH-O-C-N} \\ \diagdown \quad \diagup \\ \quad \quad \quad \text{H} \\ \quad \quad \quad \text{C}_2\text{H}_5 \end{array}$	4 - 9	flottation sélective des sulfures de cuivre depuis la pyrite	33, 36, 37
Mercaptobenzothiazole (R 404 / 425)		4 - 9	Flottation du plomb ternissé ou oxidé et mineral de cuivre. Flote la pyrite à PH 4-5	33, 38

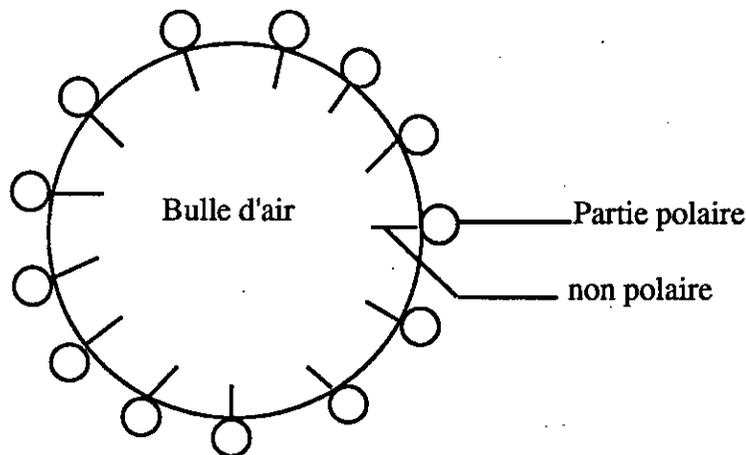
III. 1.4 Les moussants :

La stabilité de l'attachement des bulles d'air, spécialement à la surface de la pulpe dépend de l'efficacité du Moussant. Dans la flottation des minéraux sulfurés, il est pratique d'utiliser deux moussants en plus d'un collecteur.

Un moussant pour conférer des propriétés physiques adéquates à l'écume.

Un second moussant interagit avec les collecteurs pour contrôler la dynamique du processus de flottation .

- Les moussants sont en général hétéropolaires, capables d'être absorbés à l'interface Air- eau, le moussant est orienté avec sa partie non polaire aux bulles d'air voir figure.



Action du moussant.

Les moussants réduisent la tension de surface. De part leur composition incluent un des composants suivants.

Un hydroxyl , ou carboxyl ou carbonyl , ou groupe amine ou groupe sulfo

Les acides et les alcools sont les plus utilisés comme moussants. Parmi les plus utilisés on peut citer l'huile de Pin ($C_{10}H_{17}OH$) et le crésol (CH_3CH_2OH).

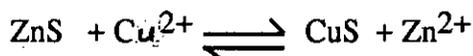
On utilise aussi les moussants synthétique cas: methyl isobutyle carbinol (MIBC).

III. 1.5 Les régulateurs:

Ils sont utilisés pour modifier l'action des collecteurs pour intensifier ou réduire leur répulsion à l'eau, ils sont classés en activateurs, déprimants et modificateurs de PH.

1- Activateurs : Ces réactifs altèrent la nature chimique des surfaces du minéral de manière à la rendre hydrophobique avec l'addition des collecteurs. Ils sont en générale des sels solubles qui s'ionisent dans la solution.

- Un exemple classique est la flottation de la sphalerite qui est activée par le sulfate cuivre. L'activation est due à la formation des molécules de cuivre (sulfuré) à la surface du minérale



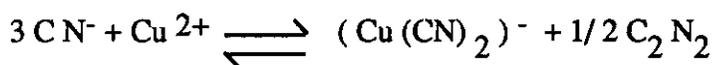
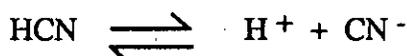
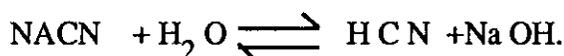
Le sulfate de cuivre déposé ainsi sur la surface du minéral réagit avec le xanthate pour former un xanthate de cuivre insoluble qui rendra ainsi la surface du sphalerite hydrophobique.

- On signalera l'utilisation de sulfures de sodium comme activant des minéraux oxydés de plomb, zinc et cuivre.

2- Déprimants: Ils sont utilisés pour augmenter la selectivité de la flottation en rendant certains minéraux hydrophiles et privant ainsi leur flottation.

Leur action est mal connue, les cyanures sont largement utilisés, dans la flottation sélective du plomb- cuivre- zinc, comme déprimant de la sphalerite, de la pyrite et certains sulfures de cuivre. La réjection de la sphalérite du concentré de cuivre est plus consernée vu que le zinc est un élément pénalisant du concentré du cuivre.

Pour cette raison le cyanure est ajouté à la pulpe pour s'absorber aux surfaces du cuivre et réagir avec le cuivre en solution formant des complexes cyanurés solubles.



Une partie de la réaction du cyanure avec les ions métaux peut réagir avec les xanthates métallique, pour former des complexes solubles privant ainsi l'absorption des xanthates sur la surface du minéral.

Dans différentes usines de fonctionnement efficace, on ajoute au cyanure de sodium du sulfate de zinc; on signalera aussi l'utilisation d'autres dépressants comme combinaison du cyanure de sodium avec le ferrosulfate, de même l'utilisation du dioxyde de soufre (SO₂) pour la dépression de la galène de même que le dichromate de potassium (K₂Cr₂O₇).

III. 1.6 L'importance du ph :

L'alcalinité de la pulpe joue un rôle très important dans la flottation, et en pratique la sélectivité des séparations complexes dépend de la balance entre la concentration des réactifs et le PH. Quand il est possible, le travail dans un milieu alcalin est avantageux grâce à la stabilité des différents collecteurs dans ces conditions et le fait que l'érosion des cellules de flottation est évitée. L'alcalinité est contrôlée par l'addition de la chaux (carbonate de sodium) .

On signale que lorsqu'on utilise les xanthates comme collecteurs, il existe une valeur du PH pour une concentration du collecteur donnée pour laquelle si elle est dépassée aucun mineral ne peut flotter et si on est à la valeur moindre n'importe quel mineral flotte. voir figure. fig (12)

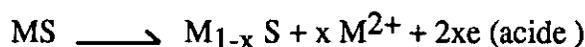
Il est évident d'après la figure qu'à 50 mg / l de l'aéofloat du sodium, à PH 8, la chalcopryrite peut être flottée de la galène et la pyrite.

-L'efficacité d'utilisation des cyanures est gouvernée de même par la valeur du PH .

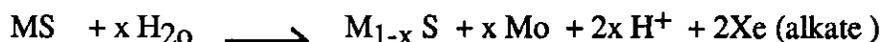
III. 1.7 Importance du potentiel de la pulpe.

Des récents travaux en USA montrent que certains mineraux sulfurés dans certaines conditions peuvent flotter en l'absence des collecteurs, Grâce à l'utilisation d'un potentiel oxidant.

- Il a été observé que les mineraux sulfurés s'oxident pour donner un déficient métal comme donné par les réactions :



et



Les zones de sulfure riches et déficient-métal peuvent rendre le mineral hydrophobe.

Les auteurs qui ont étudié ce genre de flottation ont montré que la flottation sans utilisation de collecteurs peut s'accomplir quand un déficient-métal sulfure se forme à la place des sulfures élémentaires.

III.1.8 Test s de laboratoire pour la flottation

Dans le but de développer un circuit de flottation pour un mineraï donné, des testes de laboratoires sont nécessaires pour déterminer le choix des réactifs, des dimensions de l'usine pour une alimentation désirée et ainsi que le schéma de traitement .

avant de procéder aux testes on doit d'abord échantillonner, pour se faire on doit choisir des échantillons représentatifs de point de vue composition chimique , mineralogique et du degré de dessimination .

Des examens mineralogiques sur des échantillons de carottes de sondage avant de sélectionner des échantillons représentatifs sont nécessaires.

Une fois sélectionnés, les échantillons seront concassés en général dans des concasseurs à machine où à cone jusqu'à dimension de 0,5 cm et ensuite jusqu'à 1 mm avec des concasseurs à cylindre.

On signale que les échantillons devraient être gardés dans un milieu atmosphérique inerte pour éviter leur contamination (oxydation.....) après leur concassage. Le broyage humide se fait immédiatement avant la flottation sur des broyeurs à boulet où à barre.

Des prédictions grâce aux testes de laboratoire pourraient se faire si la récupération est fonction de la granulométrie du mineral et non de celle du produit .

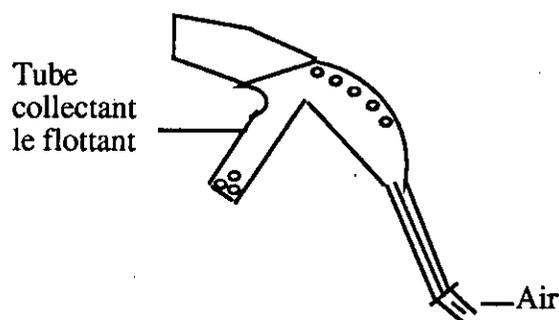
Les dimensions optimums des grains du mineral peuvent être déterminer .

Et ainsi estimer la mesh optimun de broyage .

On doit remarquer que les dimensions optimums du broyage des particules dépend non seulement des dimensions des grains mais aussi de leur flottabilité. Des examens initiaux devraient être réalisés pour déterminer le degré de libration et estimer la finesse requise.

Pour cette raison des tests de broyage accompagnés de tests de flottation sont indispensables. Des tests de flottabilité devraient au préalable intervenir pour permettre de choisir les collecteurs, réactifs et le PH approprié.

Cela se fait grâce à la méthode de mesure de l'angle de contact ou bien la méthode d'Hallimond qui utilise une sorte de tube symilaire à la cellule de flottation voir figure:



-La grande partie des tests de laboratoire est effectuée dans des cellules de flottation on utilisant généralement 500 g à 2 Kg du minéral.

Les cellules sont mécaniquement agitées et on introduit de l'air à l'intérieur de la pulpe grâce à un canal interne l'amenant tout au fond de la cellule.

Les tests de laboratoire donnent de bons résultats, mais sous réserve de certains points qu'on notera ici :

- 1- Une agitation vigoureuse.
- 2- Laisser du temps à la réaction avant d'injecter l'air
- 3- Des stades d'addition de moussants sont nécessaires pour contrôler le volume de l'écume.
- 4- La densité de la pulpe est importante; on doit la surveiller avec la concentration des réactifs.
- 5- L'eau utilisée doit être l'eau commerciale non l'eau distillée.
- 6- Les réactifs devraient être utilisés sous formes de solutions.
- 7- Les conditions opératoires incluent un ou plusieurs stades de lavage qui ne se fait pas directement à l'échelle du laboratoire et quand c'est nécessaire on pratique un stade de flottation .

III. 1.9 Les tests dans les usines pilotes:

Les tests de flottation à l'échelle laboratoire tracent le plant commercial du traitement du minerai qu'on doit utiliser. Pour développer ces plants, des tests à l'échelle pilote devraient se faire dans le but de:

- 1- Prevoir les données pour l'usine dans des conditions continues.
- 2- Préparer de grandes quantités de minerai et de concentré pour voir l'efficacité du traitement.
- 3- comparer les coûts avec les différents autres méthodes.
- 4- comparer les performances de l'équipement .
- 5- Démontrer la faisabilité du processus.

Les résultats donnés par des tests de laboratoire et tests à l'usine pilote, doivent prévoir les conditions optimums de la concentration du minerai; les plus importants sont :

a / La mesh optimum de broyage, qui est la dimension des particules à laquelle la récupération maximale économique peut être obtenue, qui dépend de la broyabilité et de la flottabilité .

b / La quantité de réactifs requise et les points d'addition.

c / La densité de la pulpe, qui est importante dans la détermination des dimensions et du nombre de cellules de flottation à utiliser.

d / La température de la pulpe .

e / Le temps (durée) de flottation qui est requise pour déterminer la capacité de l'usine de concentration.

f / L'extention de l'uniformité du minerai.

g / Les qualités corrosives et érosives de la pulpe, qui sont importantes pour déterminer le matériel à utiliser pour la construction de l'usine .

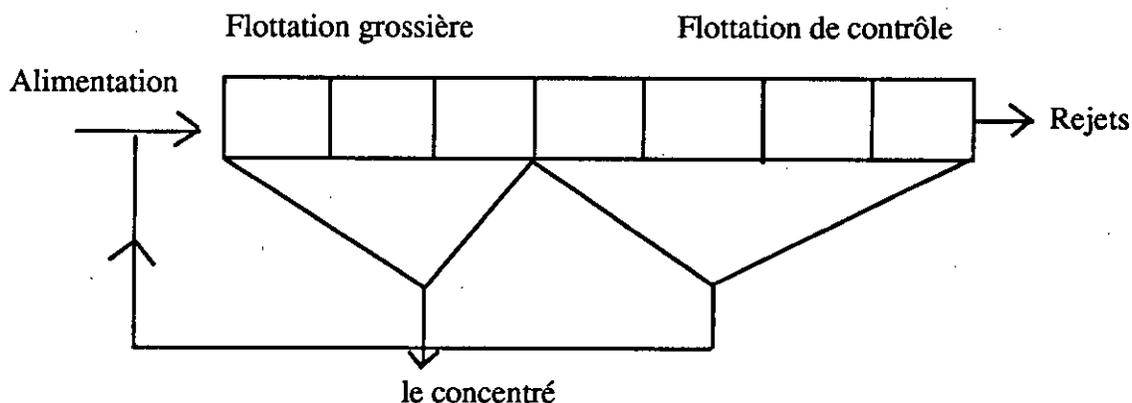
h / Le type du circuit, le choix du type de circuit .

III. 1.10 Circuit de base de flottation:

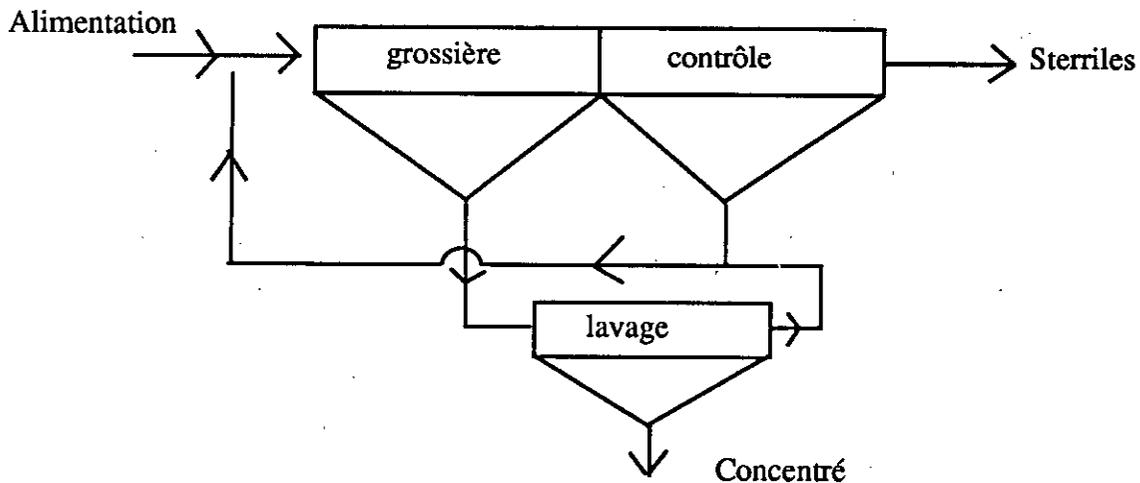
La flottation industrielle est un processus continu; les cellules sont arrangées en serie formant un bank. voir la figure suivante.

La pulpe entre dans la première cellule et donne quelques minéraux utiles (désirés) sous forme d'écume. La souverse passe dans la seconde cellule qui suit, et la même chose se produira (flottation du mineral désiré), jusqu'à la dernière cellule du bank où la souverse serait des steriles; les dernières cellules du bank sont appelées des cellules de flottation de contrôle qui produisent une écume pas épaisse dû à l'épuisement des minéraux dans les cellules précédentes.

En général leur souverse est recyclée dans le bank. Le flowshet est montré sur la figure qui est utilisable les steriles sont inflottables.



Pour éviter les fluctuations de la teneur du concentré, un système qui est préférable c'est de diluer le concentré à travers la première cellule du bank et le refloatter dans des cellules de lavage. voir ci dessous.



Ce circuit est utilisé pour les minerais qui demandent un maximum d'aéragé, quand la gangue a tendance à flotter et que c'est difficile de la séparer du mineral. Dans plusieurs cas il est nécessaire d'utiliser plusieurs bank de lavage.

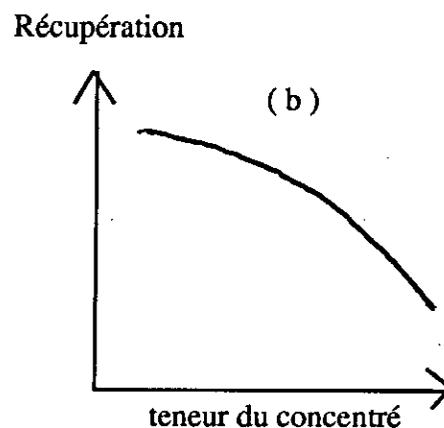
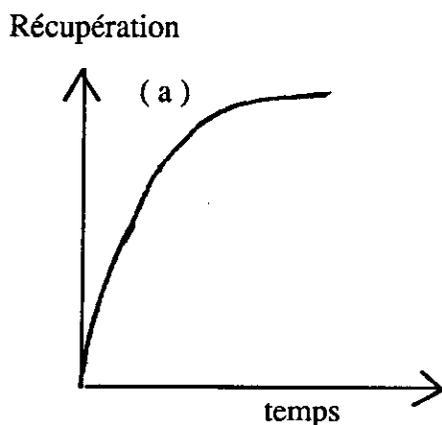
III.1.11 Développement de flowsheets:

Lors du traçage d'un flowsheet pour un usine de flottation, la mesh de broyage doit être la première à être prise en considération.

Les tests de laboratoire utilisant différentes combinaisons de réactifs, sur les échantillons de minerais broyés différemment suivies des pesées des concentrés et leur teneurs donnent des résultats sous forme de courbes.

a/ de récupération en fonction du temps.

b/ récupération en fonction de la teneur du concentré qui ont en général l'allure des courbes suivantes:



Comme le broyage est l'opération la plus coûteuse, le produit du broyage ne devrait pas être porté aussi fin que s'il est justifié économiquement.

On arrêtera de broyer plus fin dès que l'on aperçoit que le prix de revient net du concentré devient inférieur au coût de l'opération.

Après le choix de la mesh de broyage, les tests qui devraient suivre permettraient d'optimiser l'addition des réactifs, le PH et la densité de la pulpe .

Des tests sont utilisés pour produire la teneur du concentré requise et déterminer le flowsheet qui est souhaitable pour avoir de bons résultats .

- On examine la cinétique de la flottation par l'équation donnant la vitesse du processus.

$$\bar{V} = - \frac{dW}{dt} = K_n W^n$$

V = (Passe / unité de temps)

W = La masse du mineral flottable qui reste dans la pulpe au temps t,

K_n = est la constante de vitesse

n = ordre de la réaction .

Nombreux, auteurs se sont mis d'accord que l'équation est du premier ordre.
L'équation peut donc s'exprimer aussi:

$$R = 1 - \exp(-k t)$$

R : est la récupération cumulée après t.

k : constante de vitesse (t^{-1})

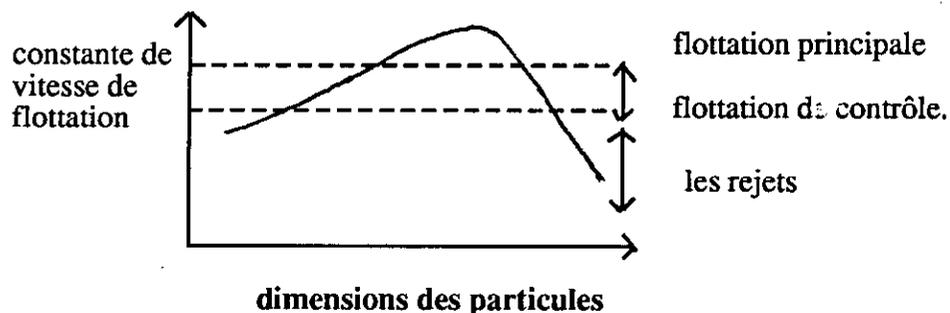
E : le temps de cumulation

L'équation a été modifiée pour la rapprocher de la réalité d'ou:

$$R = R_1 \left[(1 - \exp(-k t)) \right]$$

où R : la récupération maximale théorique.

La constante de vitesse dépend des dimensions des particules et du degré de libération (Voir la courbe (2)) qui donne la somme des constantes de vitesse des différentes (toutes) particules dans le minerai, la courbe si après montre la variation de la constante pour un minerai comme fonction des dimensions des particules.



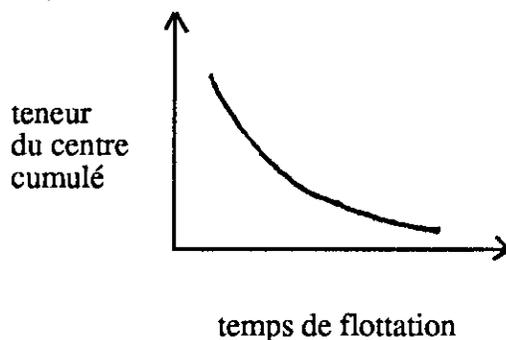
On remarque d'après la courbe que le matériel flottable est composé d'une fraction flottant rapidement avec les dimensions médianes est une portion lente à la flottation composée de grosses particules qui sont pas bien libérées et du matériel fin.

Dans un circuit de flottation commercial la fraction ayant la flottation rapide est récupérée dans la section de flottation grossière par contre l'autre fraction est récupérée dans la flottation de contrôle (Comme dans la courbe) la teneur du concentré final lavé dépend de la teneur du concentré récupéré dans la flottation principale.

Dans le but d'obtenir une teneur du concentré lavé désirée, il est nécessaire de porter la teneur du concentré de la flottation de contrôle à une valeur déterminée.

La décision devait être prise sur où doit on séparer entre la flottation grossière et celle de contrôle.

En se basant sur les tests où la récupération est exprimée en fonction du temps (voir figure)



Le temps donc de flottation grossière doit être limité de manière à donner un concentré avec teneur qui permettrait d'obtenir un concentré final (lavé) de teneur désirée.

Agar et Al ont argumenté pour que la séparation entre la flottation grossière et celle de contrôle devrait se faire au temps de flottation où l'efficace de séparation est maximale. donc quand:

$$\frac{d S E}{d t} = 0$$

III. 1.12 Détermination de l'efficacité de séparation :

Par définition l'efficacité de séparation est la différence entre la récupération métal dans le concentré et la récupération de la gangue dans le concentré .

Soit un tout venant contenant en masse . F du minerai avec teneur en métal de F.

Ce minerai est séparé en un concentré de teneur

C en métal et d'une gangue de teneur en T en métal .

Soient Rm, Rg successivement la récupération métal dans le concentré et récupération de la gangue dans le concentré. Soit C la fraction totale en poids du tout-venant reportée dans le concentré d'où :

$$R_m = 100 \cdot \frac{C c}{f}$$

Soit m :

$$R_g = 100 \frac{C (m - c)}{m - f}$$

d'où

$$SE = R_m - R_g = \frac{100 C m (c - f)}{(m - f) f}$$

Sachant que :

$$SE = 100 \frac{(m-f)f}{Cm(c-f)}$$

$$\text{d'où } \frac{dSE}{dt} = \frac{100m}{f(m-f)} \left[(c-f) \frac{dC}{dt} + C \frac{dc}{dt} \right] = 0 \quad (B)$$

Si G est la teneur en concentré quittant la cellule de flottation à n'importe quel temps donné donc :

$$\int_0^t G dc = Cc \quad (E)$$

$$\text{donc } G dc = C dc + c dC \quad (D)$$

$$G = C dc / dC + c. \quad (D)$$

en multipliant l'équation (D) par dC/dt celle donné

$$G = \frac{dC}{dt} = C \frac{dc}{dt} + \frac{c dC}{dt} \quad (E)$$

et substituant l'équation (E) dans (B)

$$\frac{dSE}{dt} = \frac{100m}{f(m-f)} \left[c \frac{dC}{dt} - \frac{f dC}{dt} + \frac{G dc}{dt} - c \frac{dC}{dt} \right]$$

d'où pour avoir la séparation efficace maximale.

$$\frac{dSE}{dt} = 0 \implies G = f$$

Ce qui découle que lors de la séparation efficace maximale, la teneur de concentré produite est égale à la teneur du produit d'alimentation.

on a $SE = R_m - R_g$

quand

$$\frac{dSE}{dt} = 0 \implies \frac{d(R_m - R_g)}{dt} = 0$$

$$\text{d'où } \frac{dR_m}{dt} = \frac{dR_g}{dt}$$

d'où la vitesse de flottation du mineral utile est égale à celle des rejets .
d'où l'on doit calculer le temps de flottation optimum en partant de l'équation de la cinétique de flottation .

Agar a introduit une correction pour cette équation c'est dû au fait que des solides flottent avant l'introduction de l'air .

$$R = R I \left[1 - \exp (- K (t+b)) \right]$$

b : est la correction du temps .

d'après l'équation, une courbe représentant $\ln (R I - R) / R I$ en fonction de (t + b) donnerait une droite de tangente K or il ya des fluctuations qu'on peut assimiler à des erreurs d'où:

$$\ln \left[(R I - R) / R I \right] + K (t+b) = r q$$

R I et b sont inconnus, on mesure experimentalement à un temps t la récupération Rq .

on a :

$$r q^2 = \left[\ln \left[(R I - R q) / R I \right] \right]^2 + K^2 (t q + b)^2 + 2 K (t q + b) \cdot \ln \left[(R I - R q) / R I \right]$$

$$\sum_{q=1}^n r_q^2 = \sum_{q=1}^n \left[\ln \left(\frac{R I - R q}{R I} \right) \right]^2 + K^2 \sum_{q=1}^n (t q^2 + n k^2 b^2) + 2 k^2 b \sum_{q=1}^n t q + 2 k \sum_{q=1}^n$$

$$\left[t q \cdot \ln \left(\frac{R I - R q}{R I} \right) \right] + 2 k b \sum_{q=1}^n \ln \left[\frac{R I - R q}{R I} \right]$$

d'où $\sum_{q=1}^n r^2$ est minimum si $\frac{d \sum_{q=1}^n r^2}{d k}$ et $\frac{d \sum_{q=1}^n r^2}{d b}$ seraient égales à zéro.

on a :

$$\frac{d \sum_{q=1}^n r^2}{d k} = 2 k \sum_{q=1}^n t^2 + 2 n t b^2 + 4 k b \sum_{q=1}^n t q + 2 \sum_{q=1}^n \left[t \cdot \ln \left(\frac{R I - R}{R I} \right) \right] + 2 b \sum_{q=1}^n \ln$$

$$\left[\frac{R I - R}{R I} \right] = 0$$

$$* \frac{d \sum_{q=1}^n r^2}{d b} = 2 n k^2 b + 2 k^2 \sum_{q=1}^n t + 2 k \sum_{q=1}^n \ln \left[\frac{R I - R}{R I} \right] = 0$$

les équations donnent comme solutions:

$$K = \frac{\ln \sum_{q=1}^n t \cdot \ln \left[\frac{R I - R}{R I} \right] - \sum_{q=1}^n \ln \left[\frac{R I - R}{R I} \right] \cdot \sum_{q=1}^n t q}{n \sum_{q=1}^n t^2 - \left(\sum_{q=1}^n t \right)^2}$$

$$\text{et } b = \frac{K \sum_{q=1}^n t + \sum_{q=1}^n \ln \left[\frac{R I - R}{R I} \right]}{n k}$$

Pour R I on peut lui affecter la valeur 100 et calculer K et b et ensuite $\sum_{q=1}^n r^2$ est calculé, R I est de remonter jusqu'à ce que l'on ait une valeur minimale de

$$\sum_{q=1}^n r^2$$

$$\text{on a } \frac{d R}{d t} = R I k \exp[-k(t+b)]$$

Si pour le mineral on attribue Rm pour sa récupération et Rg pour celle de ses rejets on aurait

$$R I m K m \cdot \exp[-k m (t + b m)] = R I g k g \cdot \exp[-K g (t + b g)]$$

Le temps optimun de flottation est (t)

$$t = \frac{\ln \left[\frac{R I m k m}{R I g k g} \right] - k m b m + k g b g}{k m - k g}$$

III. 2 LES MODELES MATHEMATIQUES POUR LA FLOTTATION.

III. 2.1 Introduction:

La construction de modèles mathématiques de flottation a été approchée différemment selon la philosophie du chercheur, selon l'usage auquel le modèle est destiné et selon son investissement en personnels et en temps. Les modèles publiés sont rangés depuis le type qui se base sur les équations scientifiques jusqu'au type empirique.

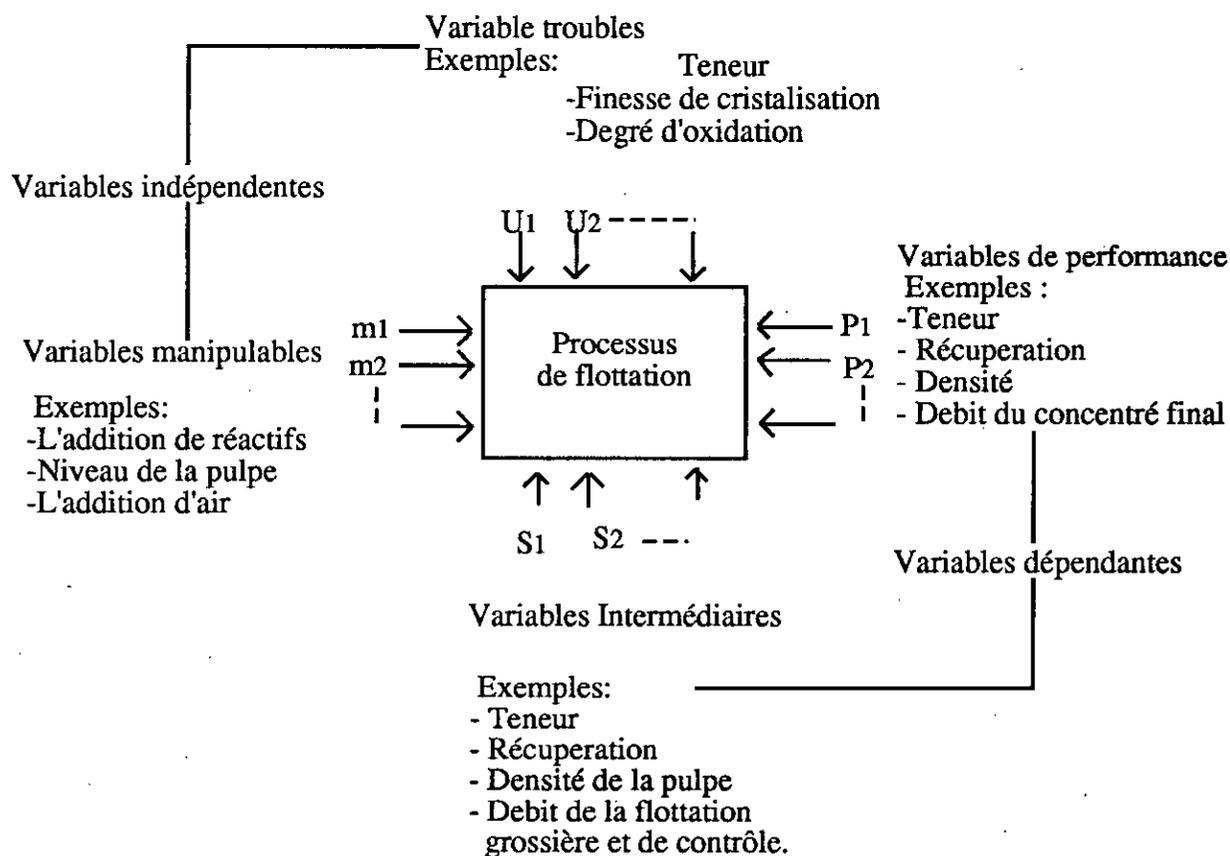
On s'intéressera dans ce qui suit aux modèles dont les paramètres peuvent être évalués depuis les données de l'usine ou bien depuis, les données l'usine semi-industrielle. On signalera que les modèles qui s'intéressent au détail de l'aspect métallurgique sont complexes.

Dans les modèles qui suivent on classe les variables en variables d'entrée, de produit intermédiaire et du produit finale (voir figure).

les variables indépendantes se subdivisent en variables manipulables et troubles.

Tandis que les variables dépendantes se subdivisent en intermédiaires et de performance.

Le nombre de variables manipulables et troubles qui sont incluses dans le modèle dépend de l'usage auquel le modèle est destiné.

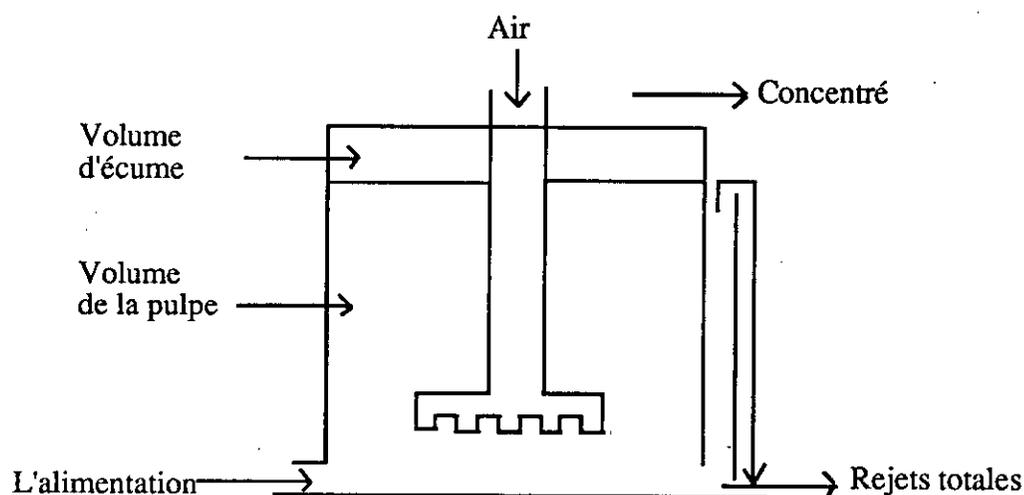


On définit un compartiment de la flottation comme étant le volume de la pulpe et de l'écume associés avec turbine d'agitation et son moteur, et un compartiment isolé quand il n'y a pas échange ou intermixture du volume de la pulpe entre compartiments adjacents. voir figure.

- Quand on analyse un processus de flottation, la balance massique peut s'écrire comme suit :

Taux d'accumulation de l'élément dans le compartiment	=	Taux d'entrée de l'élément dans l'alimentation	-	Taux de sortie de l'élément dans les rejets	-	Taux de sortie de l'élément dans le concentré
---	---	--	---	---	---	--

Figure montrant un compartiment isolé dans un bank de cellules de flottation.



d'où pour un modèle dynamique (état instable) on peut écrire l'équation ci après pour toute élément (i) :

$$\frac{dM_i}{dE} = F_i - T_i - P_i$$

Dans un appareil semi industriel l'eau est le seul élément qui rentre dans le compartiment sans apparaitre dans les rejets; et l'eau et le solide sont récupérés dans le concentré; d'où l'équation précédente peut s'écrire pour l'eau et le solide comme suit :

pour l'eau

$$dM_w / dt = F_w - P_w$$

Pour le solide $\frac{dM_i}{dt} = - P_i$

Cependant, pour un compartiment continu, on peut atteindre l'état d'équilibre si toutes les propriétés d'alimentation et les variables manipulables sont fixes.

On pourra écrire

$$F_i = T_i + P_i$$

Dans la pratique métallurgique, on peut mesurer les trois éléments grâce à l'échantillonnage.

Dans certains modèles la balance massique du volume d'écume est explicitement incluse d'où pour un élément (i) à l'état d'équilibre dans l'écume ou écrira .

$$\begin{array}{rcl} \text{Taux d'entrée} & \text{Taux de sortie} & \text{Taux de sortie} \\ \text{de l'élément (i)} & \text{de l'élément (i)} & \text{de l'élément} \\ \text{dans la pulpe} & \text{depuis le concentré} & \text{depuis la pulpe .} \end{array} =$$

Les modèles mathématiques que nous allons présenter sont des modèles qui nous permettrons de prévoir le taux de récupération ou pourcentage de récupération des éléments depuis un compartiment individuel, un bank de cellules ou de l'usine.

Trois modèles sont exposés : empirique, parobabilitique et cinétique.

III. 2.2 Modèles empiriques :

Ces modèles sont obtenus grâce aux corrélations statiques entre les variables indépendantes et dépendants et sont généralement applicables à une section ou à l'usine complète; ces corrélations peuvent être obtenues avec les méthodes présentées sur le livres: (MULAR 1972, WHIEN, 1971).

III. 2.3 Modèles de probabilité:

Schulman (1942) a proposé que le taux de récupération des particules est lié à la probabilité P_x , d'une séquence d'événements qui devraient apparaître dans un compartiment de flottation avant qu'une particule puisse rejoindre le concentré .

Schulman a développé l'équation suivante pour des particules de dimension x .

$$P_x = P_c \cdot P_a \cdot F \cdot x \cdot V$$

avec P_c , P_a : respectivement la probabilité de collision et d'adhésion

F : Facteur de stabilité

V : Volume de la cellule .

Tomlinson et Fleming (1965) ont ajouté les termes P_e et P_f ; avec

P_e : probabilité que la particule atteind le volume de l'écume sans désengagement des particules et des bulles.

P_f : probabilité du drainage depuis l'écume .
d'ou:

$$F = P_e \cdot P_f .$$

Le modèle probabilitique est utilisé sous une forme simple par Kelsall (1961) pour des compartiments continus :

La probabilité de récupération ou bien la portion de récupération pour un élément est le produit des probabilités (P_c , P_a , P_e , P_f)

$$\text{Log}_{10} (W/W_0) = N \cdot \text{Log}_{10} (1 - P)$$

Relsall a prouvé que la masse W d'un élément dans les rejets depuis un compartiment singulier continu à l'état d'équilibre peut être relié à sa masse W_0 dans l'alimentation :

$$W = W_0 \cdot (1 - p)$$

Pour un bank de compartiments.

$$W = W_0 (1 - P)^n .$$

Nombreux auteurs: ont utilisés ce modèle; KELSALL l'a utilisé pour le travail (diagnostique); qui peut être décrit comme la caractérisation du comportement des particules pour déterminer celles qui sont récupérées inefficacement.

-Ce modèle peut être aussi utilisé pour mesurer le succès de la préparation de l'alimentation grâce à l'analyse des résultats du bank de flottation .

III. 2.4 Les modèles cinétiques .

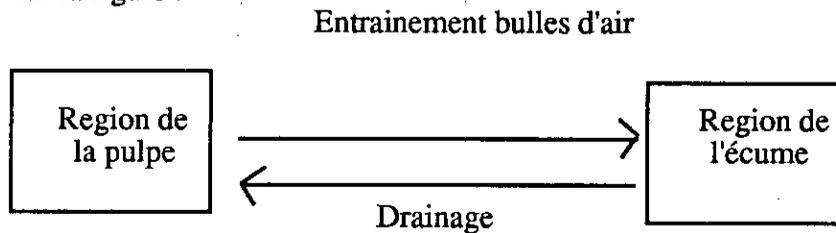
III.2.4.1 Nature des modèles

-L'existence de compartiments individuels est reconnaissables dans les modèles cinétiques, de même que l'existence de volumes de la pulpe et d'écume distincts, les récentes publications donnent plus d'importance à l'investigation des propriétés du volume de l'écume .

-Le processus de flottation est un processus de séparation physique solide- solide avec plus d'un seule important mécanisme de transport .

lors du transport mécanique pour atteindre le volume d'écume, des particules peuvent retourner dans le volume de la pulpe ou quitter l'écume pour aller dans le concentré.

Pour n'importe quel élément solide, le transfert du matériel d'une région à une autre est montré sur la figure .



Quoique le processus de flottation est complexe en terme de mecanismes importants qui prénent part, il est un processus rapide vu que des particules sont déposées dans le concentré à une vitesse qui est proportionnelle à la concentration de ces particules dans la pulpe. l'équation de vitesse peut s'écrire ainsi :

$$\frac{-dc}{dt} = K \cdot C$$

avec

C: concentration des particules ayant des propriétés de flottation identiques dans la pulpe
K: constante de vitesse reliée à des conditions de flottation (comme les concentration des collecteurs) .

-dc

dt : taux de récupération instantané pour un compartiment semi-industriel .

L'intégration de l'équation précédente donne .

$$C = C_0 \exp (-Kt)$$

avec C : concentration initiale des particules de mêmes propriétés de flottation :
grâce à la similarité entre l'équation de probabilité proposée par KELSALL et celle ci on écrira :

$$C = C_0 \left[1 - K + \frac{K^2}{2!} - \frac{K^3}{3!} + \dots \right] t$$

et avec approximation

$$C = C_0 [1 - K] t$$

Si les particules dans la pulpe n'ont pas les mêmes propriétés de flottation mais ont un rang continu de constantes de vitesse, L'équation pour un compartiment semi- industriel devient :

$$C = C_0 \int_0^{\alpha} \exp(-Kt) f(K, 0) dK$$

avec $f(K, 0)$: représentant la distribution continue de constante de flottation .

-KELSALL (1961) a suggéré pour la distribution, qu'une approximation peut être faite, que les espèces flottables peuvent être subdivisées en deux parties, avec grande ou petite constante de vitesse; d'où l'équation devient .

$$C = C_0 \left[\Phi \exp(-K_s \cdot t) + (1 - \Phi) \cdot \exp(-K_f \cdot t) \right]$$

Φ : est la proportion des espèces flottables avec faible constante de vitesse K_s .

III. 2.4.2 Distribution du temps de résidence dans des compartiments continus isolés

La récupération d'un mineral dans un compartiment continu est gouvernée non seulement par la distribution des constantes de vitesse mais, aussi par le temps de rétention des particules dans le volume de la pulpe; d'ou pour un compartiment singulier avec distribution de temps de résidence $E(t)$:

$$C = C_0 \int_0^{\alpha} \exp(-Kt) E(t) dt \quad (A)$$

Pour plusieurs éléments

$$C = C_0 \int_0^{\alpha} \int_0^{\alpha} \exp(-Kt) E(t) f(K, 0) dt dk$$

Dankwerts (1953) a reconnu deux conditions limites pour les régimes mélanges dans un réacteur continu.

Dans une condition, il existe un gradient de concentration continu des éléments tout au long du réacteur ou bien du compartiment isolé; dans ce genre de réacteur toutes les particules dans les rejets passent la même durée dans le réacteur (compartiment isolé).

Dans un compartiment semi-industriel toutes les particules passent une même durée dans toutes les terres (rejets, et concentré).

D'ou le temps de résidence τ pour toutes les particules est

$$\tau = V / v$$

V : le volume de la pulpe .

v : le débit volumétrique des rejets .

Dans l'autre extrême condition, DANKWORTS a reconnu le cas où l'homogénéité complète existe tout au long du réacteur ou compartiment isolé, dans ce réacteur tout matériel a une égale probabilité de le quitter.

Ce réacteur est considéré parfaitement mélangé .

Pour un compartiment continu parfaitement mélangé la distribution du temps de résidence $E(t)$ est donnée comme suite :

$$E(t) = \frac{1}{\tau} \cdot e^{-t/\tau}$$

$E(t) dt$: C'est la fraction du matériel dans les rejets avec le temps de résidence entre t et $t + dt$.

La fraction qui passe moins que t dans le bank est $F(t)$.

$$F(t) = 1 - e^{-t/\tau}$$

en substituant la distribution du temps de résidence pour un compartiment isolé parfaitement mélangé dans l'équation générale (A) pour un élément (i) on trouve :

$$T_i = F_i \int_0^{\alpha} e^{-k_i t} \frac{v}{V} \cdot e^{-\frac{v}{V} t} dt$$

F_i est le débit pour l'élément (i) dans l'alimentation

En intégrant par partie on aura :

$$T_i = F_i / (1 + K_i \cdot V/v)$$

Le débit de l'espèce i émise dans le concentré P_i est donné par la différence $(F_i - T_i)$ d'où

$$P_i = F_i - (F_i / (1 + K_i \cdot V/v)) = (F_i \cdot K_i \cdot V/v) / (1 + K_i \cdot V/v)$$

mais

$$\tau = V/Q$$

donc $P_i = F_i \cdot K_i \cdot \tau / (1 + K_i \cdot \tau)$ ou $R_i = K_i \cdot \tau / (1 + K_i \cdot \tau)$

R_i : C'est la fraction de l'espèce i émise récupérée dans le concentré.

S'il ya N compartiments isolés, parfaitement mélangés en series, et le temps de rétention est constant.

ARBITER et HARRIS (1962) et BULL (1866) ont montré que la fraction récupérée cumulée est :

$$R_1 = \frac{K \cdot \tau}{(1 + K \cdot \tau)}$$

$$R_2 = \frac{K \cdot \tau}{(1 + K \cdot \tau)} (1 - R_1) = R_1 (1 - R_1)$$

$$R_N = R_1 (1 - R_1)^{N-1}$$

La récupération totale $R = R_1 + R_2 + \dots + R_N = \frac{R_1 (1 - (1 - R_1)^N)}{1 - (1 - R_1)}$

$$R = 1 - (1 + K \cdot \tau)^{-N}$$

Ou bien la fraction massique retenue T_i / F_i de l'élément est .

$$\frac{T_i}{F_i} = (1 + K \cdot \tau)^{-N}$$

III. 3 Introduction a la simulation des circuits:

Les modèles décrits précédemment, permettent aux circuits de flottation d'être simulés sur ordinateur.

Ans des expériences peuvent être menées sur des circuits simulés avec rapidité, plus convenablement et moins chers que sur des circuits réels.

Quelques importantes utilisations de la simulation sont :

- 1 Examiner l'arrangement optimum des cellules dans le circuit (comme la proportion du nombre total de cellules qui devraient être utilisées pour la flottation grossière, de contrôle et de relavage).
- 2 Examiner les meilleures variables qu'on devrait utiliser pour pouvoir suivre le comportement du circuit.
- 3 Prevoir les résultats de la flottation pour des changements dans les caractéristiques de la pulpe entrant dans le circuit.
- 4 Déterminer le meilleur chemin pour atteindre ou modifier le circuit quand l'alimentation devait être changée.
- 5 Développer la conception optimale pour un circuit pour une nouvelle usine grâce aux données de l'usine pilote.
- 6 Conception des systèmes de contrôle.

On signalera que les modèles pour des processus complexes comme la flottation ne peuvent jamais représenter complètement le processus réel.

La somme des détails qui devraient être inclus dans le modèle de la simulation pour qu'il soit utilisable pour des prédictions, varie selon la nature du problème.

Exemple pour examiner l'arrangement optimum des cellules dans un circuit où l'effet sur les courbes de teneur-récupérations pour un changement de vitesse d'alimentation requiert les mesures des débits de tous les termes.

Cependant pour examiner avec exactitude régulière le rôle du rebroyage dans un circuit de flottation régulière, des informations en plus, sur la distribution granulométrique et leurs teneurs dans chaque fraction des particules sont nécessaires.

On discutera de certaines procédures de simulations de circuit dans ce qui suit :

III. 3.1 Calcul du temps de rétention et produits de cellule :

-Le premier problème dans la simulation d'un bank continu de cellules de flottation est de déterminer le temps de rétention dans chaque cellule, car c'est sur cette dernière que dépend la fraction de n'importe quel élément entrant dans la cellule et qui apparaît dans le concentré.

Le temps de rétention de la pulpe dans une cellule de volume V et avec un débit volumétrique des rejets (T) est (V/T) ; on notera que T est inconnue avant que le débit volumétrique du concentré soit calculé et que ce dernier ne pourra se faire qu'après avoir connu le temps de rétention.

En conséquence le calcul du temps de rétention requiert une approche itérative.

Il peut se faire ainsi :

- 1 On assume le débit volumétrique du concentré est égal à une certaine valeur .
- 2 On détermine le débit volumétrique des rejets et le temps de rétention .
- 3 On calcule le débit volumétrique de chaque espèce présente dans le concentré, puis le débit du concentré total en utilisant les constantes de vitesse pour chaque espèce et le temps de rétention.
- 4 On compare le débit du concentré calculé avec celui assumé, si la différence est significative le débit assumé est remplacé par celui calculé, et on refait les calculs jusqu'à obtenir une différence insignifiante :
mathématiquement, en posant C_i , T_i et F_i successivement le débit de l'espèce i dans le concentré, dans les rejets et dans l'alimentation, K_i sa constante de vitesse de flottation N , temps temp de rétention, et V le volume de la cellule .

1 Initialisation $C_i = 0$

2 Calcul de $T_i = F_i - C_i$

3 On passe $N = V / \sum T_i$

4 $C_i = ((K_i \cdot N) / (1 + k_i \cdot N)) \cdot F_i$

5 Teste de convergence

6 Si le calcul ne converge pas on répète depuis le (2), avec C_i ayant des valeurs calculées dans (4) .

* Un programme informatique pour calculer le temps de rétention et la composition de chaque concentré est donné en annexe 2

III. 3.2 Simulation d'un banc de flottation.

III. 2.1 Constance caractéristiques d'alimentation :

Une simple application de la procédure discutée précédemment est d'examiner le comportement d'un banc de circuit ouvert, et l'effet du recyclage du concentré depuis les dernières cellules du banc jusqu'au début du banc.

Les données pour cet exemple sont données ainsi:

Données pour la simulation d'un banc de flottation grossier pour un minerai de chalcopryrite.

Volume de la cellules 15 mètres cube

Nombre de cellules 16

L'alimentation 300 t/h du minerai de chalcopryrite

% solide en poids 25.

le minerai contient les especes suivantes :

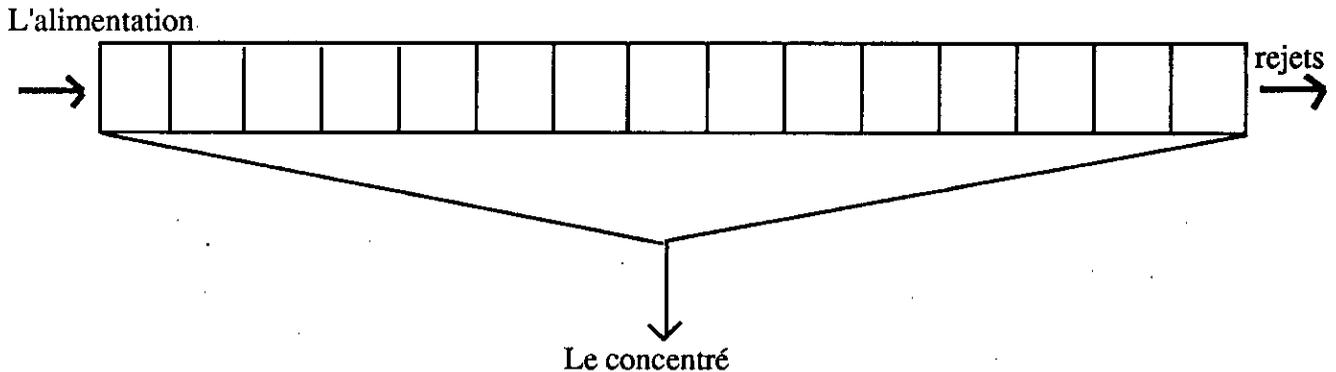
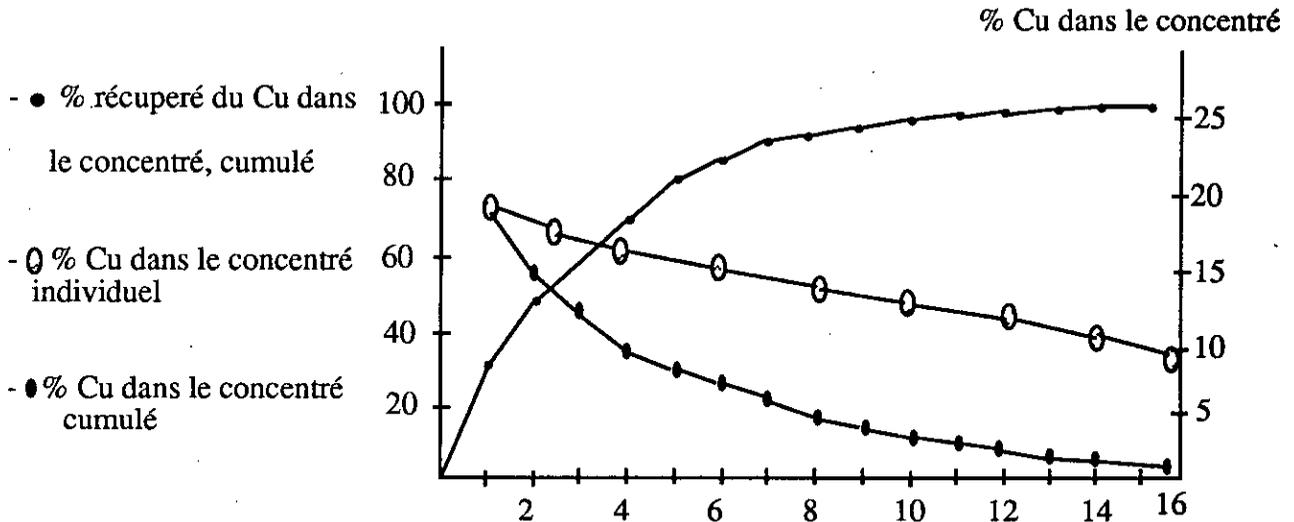
especes 1 100 % chalcopryrite debit = 6 t/h $k = 0,5 \text{ mm}^{-1}$ $SG = 4,2$.

Espece 2 10% chalcopryrite 90% silica debit= 3t/h $K = 0,03 \text{ mm}^{-1}$ $SG = 2,81$.

Espèce 3: 100% Silica debit= 191 t/h $K = 0,005 \text{ min}^{-1}$ $SG=2,65$.

Les résultats de cette simulation sont donnés ci après .

Dans cette simulation on a assumé qu'il n'existait que trois espèces minérales, que la gangue hydrophilique a une constante de vitesse de flottation et que l'eau flotte avec une vitesse qui est proportionnelle à la vitesse de flottation du solide total ; cependant cette simulation peut s'entendre à plusieurs espèces minérales .



Le recyclage du concentré depuis la dernière cellule à la tête du banc peut être suspect d'avoir l'effet de rejeter la gangue siliceuse qui est l'élément majeur du concentré.

Ce qui peut être examiné grâce au programme de simulation en ajoutant les composants du concentré recyclé aux composés correspondant dans l'alimentation et procéder avec la simulation jusqu'à ce que l'équilibre soit établi .

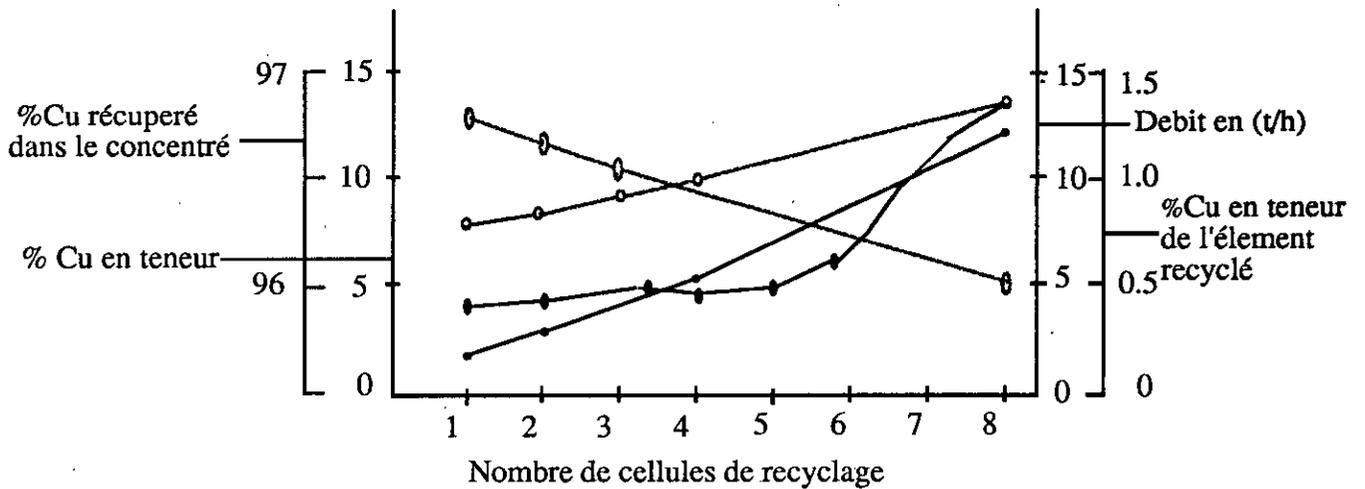
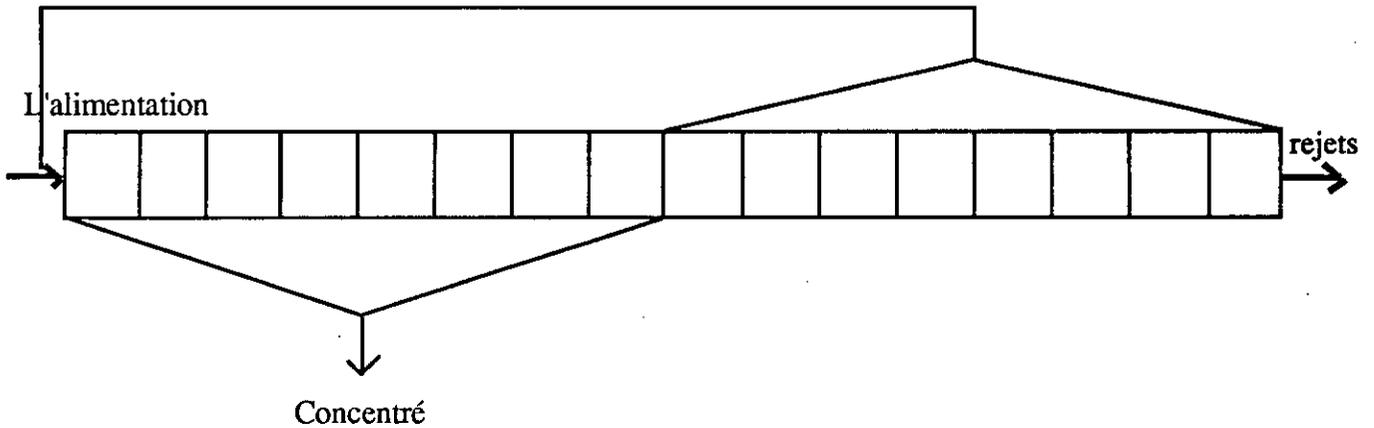
Il devient alors le débit de l'espace i dans la nouvelle alimentation additionné du débit recyclé de i .

Les résultats de la simulation sont données dans la figure suivante.

Dans le programme de simulation en ajoutant les composants du concentré recyclé aux composés correspondant dans l'alimentation et procéder avec la simulation jusqu'à ce que l'équilibre soit établi.

Fi devient alors le débit de l'espace i dans la nouvelle alimentation additionné du débit recyclé de i.

Les résultats de la simulation sont données figure .



- - % Cu dans le concentré final .
- ◻ - % Cu récupéré dans le concentré final .
- - Debit des éléments recyclés .
- - % Cu dans des éléments recyclés .

III. 3.2.2 Changement des caractéristiques de l'alimentation :

Le changement du débit d'alimentation de la pulpe, sans autre changement des caractéristiques du minerai, peut être simulé avec un changement dans tous les éléments F_i .

Le temps de rétention par cellule, le volume et la nature des charges recyclées vont changer.

Les conditions à l'état d'équilibre du circuit pour n'importe quel changement dans la nouvelle alimentation devraient être calculées.

Le comportement du circuit montré sur la figure précédente où les concentrés des dernières huit cellules sont recyclés dans l'alimentation est donné dans le tableau suivant.

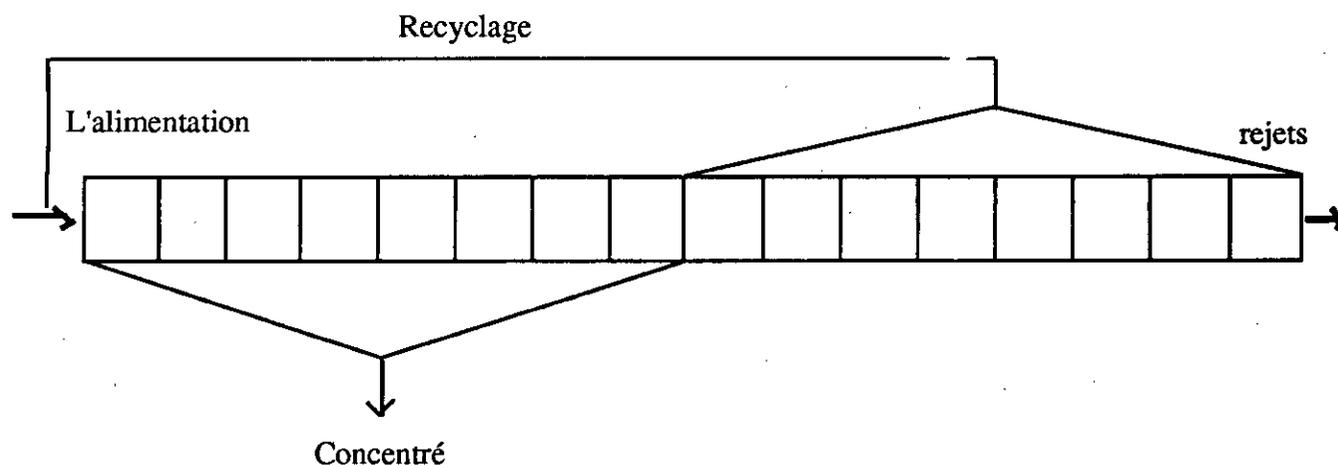
Debit d'alimentations (t/h)	% Cu dans le concentré	(Elements t/h	recyclés) % Cu
300	12.1	96.1	1.06
360	13.5	95.6	1.76
420	14.7	95.0	2.64

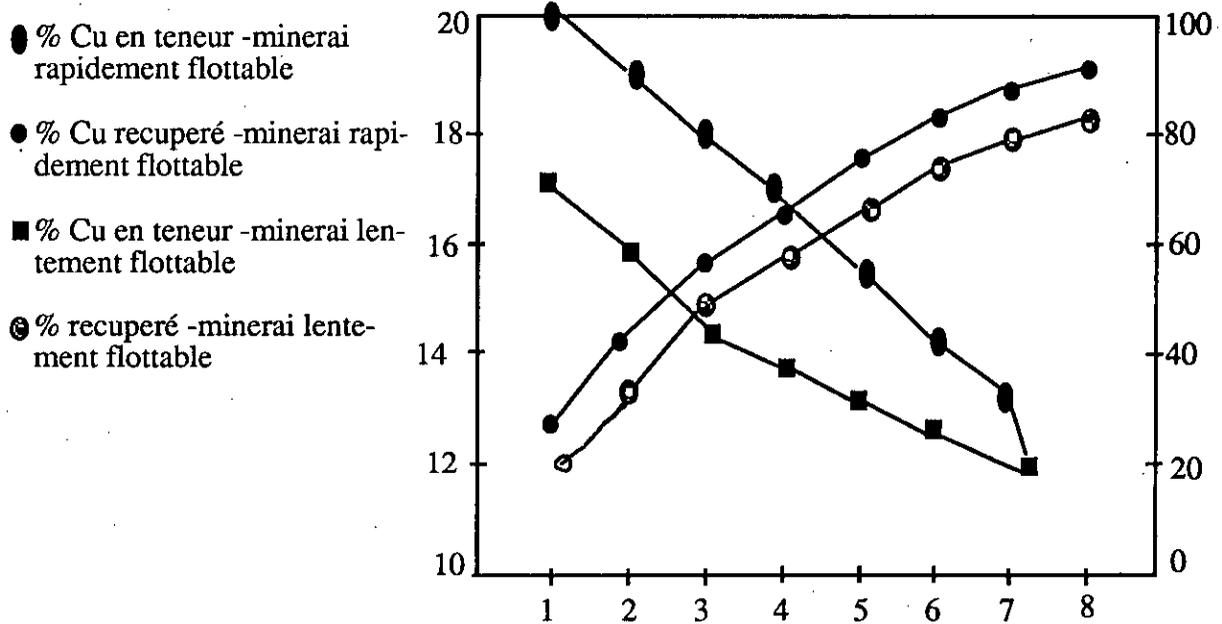
Les données pour la simulation sont les mêmes que celles données précédemment sauf que l'alimentation devient 300, 360, et 420 t/h

*L'effet du changement dans les caractéristiques de flottation d'un minerai peut être examiné par simulation pour vu que ces caractéristiques peuvent être décrites numériquement.

Exemple dans le cas cité précédemment on veut changer les caractéristiques des débits tel que l'espèce 1 et 2 restent mélangées en composition, mais deviennent lentement flottables avec les valeurs de K 0,3 et 0,02 mm^{-1} respectivement.

dans le cas où on utilise le circuit précédent, les résultats de la comparaison du comportement du minerai rapidement flottable et lentement flottable sont donnés ci après.





Une comparaison des résultats obtenus pour les deux minerai est donnée dans le tableau suivant.

Kf	KS	% Cu dans le concentré final	% Cu recupere dans le concentré final	éléments recyclés	
				% Cu	(t/h)
0,5	0,03	12,1	96,1	1,06	11,8
0,30	0,02	12,0	93,8	2,91	12,2

III. 3.3 Simulation des circuits de flottation :

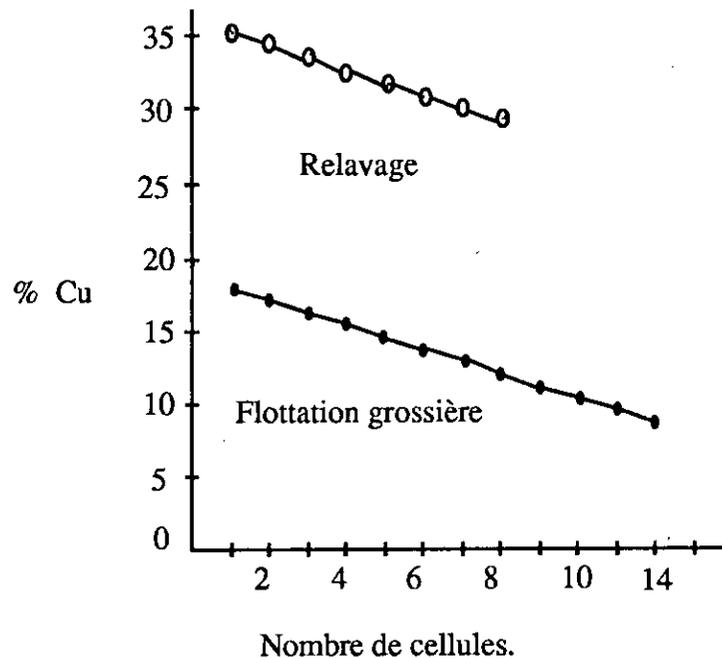
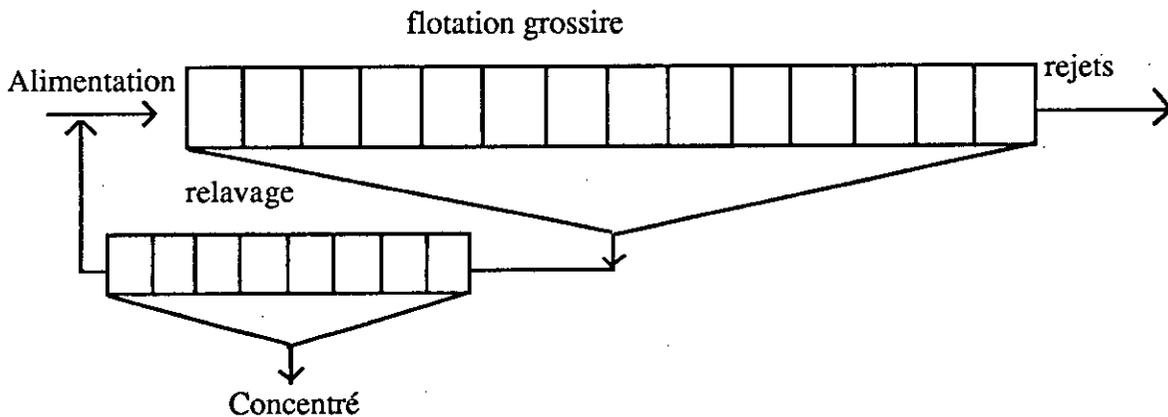
Un circuit consiste en un arrangement de banks de cellules de flottation, fréquemment avec un ou plusieurs éléments dans le circuit passant dans un broyeur avant d'entrer dans un autre bank de flottation.

Un circuit simple de type est constitué d'un bank de flottation grossière et un bank de relavage comme sera montré dans la figure suivante.

L'avantage de ce type de circuit par rapport à un un circuit ouvert avec un bank de flottation grossière est que la gangue non-sulfurée dans le concentré grossier est reflottée avant de passer dans le concentré final, ce qui augmenterait le taux du concentré obtenu.

Dans ce cas les cellules de relavage devraient avoir un volume légèrement inférieur a celui des cellules grossière; La seule différence est que l'alimentation des cellules de relavage sera le concentré des cellules grossières avec une addition d'eau.

On assure comme première approximation que les constantes de vitesse de flottation restent inchangées .



Le circuit précédent est simulé en ajoutant les rejets de relavage à l'alimentation fraîche, répétant la simulation de la flottation grossière et de relavage et continuant jusqu'à l'équilibre.

Les données qu'on devrait avoir pour cette simulation seront données dans le tableau suivant.

Les résultats tel qu'ils sont donnés dans la figure précédente indique que la teneur du concentré de relavage est supérieure à celle de la flottation grossière .

Simulation du comportement à l'état d'équilibre d'un circuit grossier - relavage traitant un minerai de chalcopirite.

	Volume de la cellule (mètre cube)	Nombre cellule
grossière	15	14
relavage	1,5	7

L'alimentation grossière - 300 t / h de chalcopirite avec 25 % solide

l'alimentation de relavage - 25 % solide .

teneur de l'alimentation grossière - 0,727 % Cu , 0,639 % Fe . 0,734 % S

Les espèces dans l'alimentation grossière :

Espece	type	debit	K
1	100 % chalcopirite	6 t / h	0,30 mn ⁻¹
2	90 % silica 10 % chalcopirite	3 t / h	0,02 mn ⁻¹
3	100 % silica	291t / h	0,005 mn ⁻¹

III. 3.4 Simulation d'un circuit de flottation contenant un rebroyage :

-Dans ce genre de circuit des composants contenant une prédominance de particules faiblement flottables sont rebroyées avant d'opérer à de futures flottations. physiquement le résultat du broyage est de causer des libérations en plus, et pour la simulation, cela peut être représenté en convertissant certaines des particules lentement flottables contenant 10 % chalcoppyrite et 90% silice en particules rapidement flottables ($K = 0,2 \text{ mn}^-$) et silice libérée ($K = 0,005 \text{ mn}^-$).

Plus la proposition de chalcoppyrite présente dans les composés avec flottation lente est grande plus grand sera l'effet du broyage .

On assume que le concentré du relavage dans le circuit qu'on montrera passe dans le rebroyage, avec différents arrangements de broyage 50 % et 100 % des particules lentement flottables dans le concentré sont broyées comme décrit.

les résultats de la simulation sur trois types de minerais , chacun contenant 0,727 % de Cu dans l'alimentation mais, de différentes fractions de particules flottant rapidement ou lentement, sont donnés sur le tableau suivant.

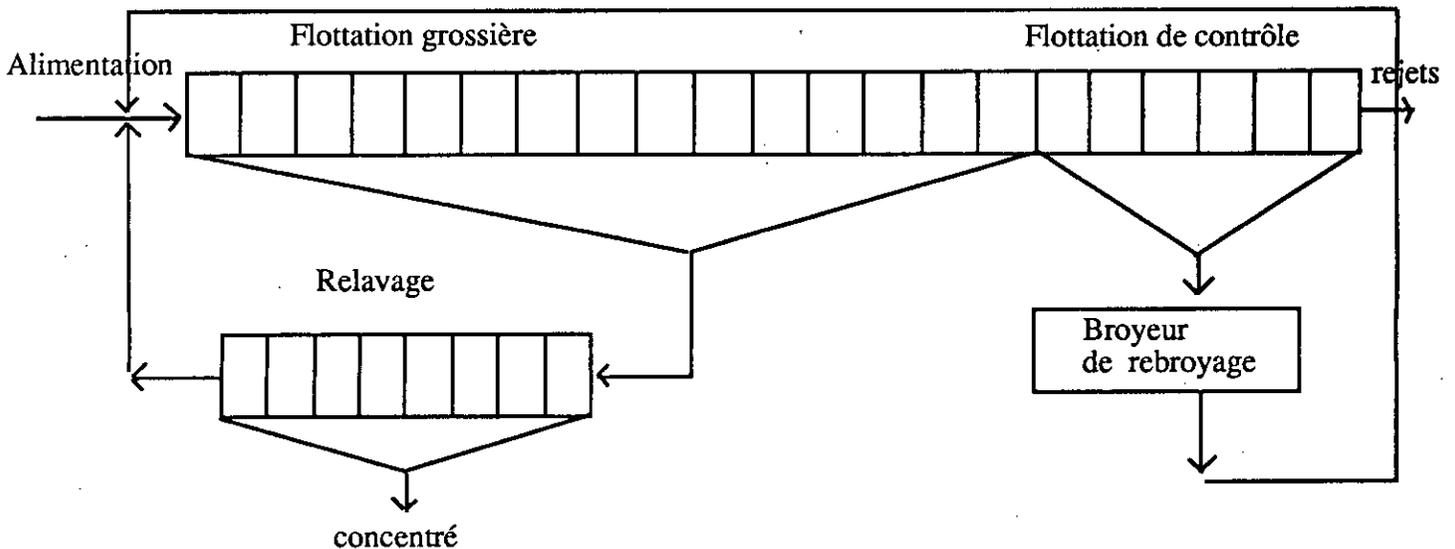


Fig. Circuit grossière-relavage avec rebroyage .

les résultats de la Simulation du comportement du circuit montré précédemment à l'état d'équilibré avec différents points de division en grossière et de relavage sont données sur le tableau ci-dessous.

Type de minerai	Fraction du concentré de relavage rebroyé	nombre de cellules		Résultats	
		grossières	relavage	% Cu récupéré	% Cu en teneur
2	0,5	14	6	76,8	29,3
	0,5	8	12	77,9	29,8
	1,0	14	6	77,8	29,4
	1,0	8	12	79,6	29,9
3	0,5	14	6	50,6	25,1
	0,5	8	12	52,9	25,8
	1,0	14	6	52,7	25,4
	1,0	8	12	56,8	26,4

III. 3.5 Certains problèmes dans la simulation des circuits :

Dans la conception la simulation des circuits de flottation de n'importe quel degré de difficulté n'est pas difficile, mais dans la pratique c'est difficile, la raison est l'énormité des travaux expérimentaux requis pour déterminer les paramètres du modèle qui augmente quand la simulation est requise, pour d'importants changements des conditions opératoires comme le cas des constantes de vitesse de flottation qui changent à chaque changement des conditions de flottation en conséquence, il est important que dans la simulation on pourra simplifier raisonnablement le nombre d'expériences requises pour la détermination des paramètres des modèles .

Les procédures expérimentales pour collecter et réduire ces expériences sont montrées ci après:

III.4 INTRODUCTION DES VARIABLES OPERATOIRES DANS LES MODELES DE FLOTTATION :

On a suggéré précédemment que le modèle cinétique le plus simple contenant deux constantes de vitesse qui pour une cellule continue peut s'écrire :

$$C = C_0 \cdot \phi \int_0^{\alpha} \exp(-K_s \cdot t) \text{Exp} dt + (1 - \phi) \int_0^{\alpha} \exp(-K \cdot f) \cdot E(t) \cdot dt$$

Ce modèle décrit adéquatement le comportement des particules hydrophobes dans n'importe quel processus de flottation .

Le modèle est limité et ses limites devraient être mentionnées quand on utilise ce modèle.

Les limites sont en premier lieu dues au fait que le comportement du minéral est déduit depuis des analyses chimiques des fractions granulométriques, et cela ne reconnaît pas le minéral d'être séparé en particules libérées et composées; les raisons pour ces limites sont :

1- Les particules hydrophobiques produites par le broyage ont un rang continu de constantes de vitesse dans chaque fraction granulométrique, à cause de l'existence d'un rang continu de types de particules depuis le type libéré hydrophobique jusqu'au type libéré hydrophilique.

2- La considération de l'entraînement vis à vis des vitesses de flottation . Malgré ces limites des modèles donnent des résultats correctes pour la simulation des circuits de flottation des minéraux sulfurés et ceux du charbon .

Il est important d'inclure toutes les variables opératoires comme paramètres dans les modèles, ce qui est discuté dans ce chapitre .

III. 4.1 Modèle de flottation des minéraux sulfurés tenant compte de l'effet du collecteur

Les données expérimentales montrent que l'effet du collecteur peut être effectivement inclus dans le modèle cinétique simple, en faisant des simplifications réelles .

Dans la plupart des circonstances le minéral sulfuré devrait être vu comme présent dans un bank de flottation sous deux espèces (avec leur comportement déterminé par trois paramètres:

- 1- Constante de vitesse de flottation des espèces flottant rapidement K_s .
- 2- Une constante de vitesse pour des espèces lentement flottables K_s .
- 3- La proportion du minéral avec de flottation lente .

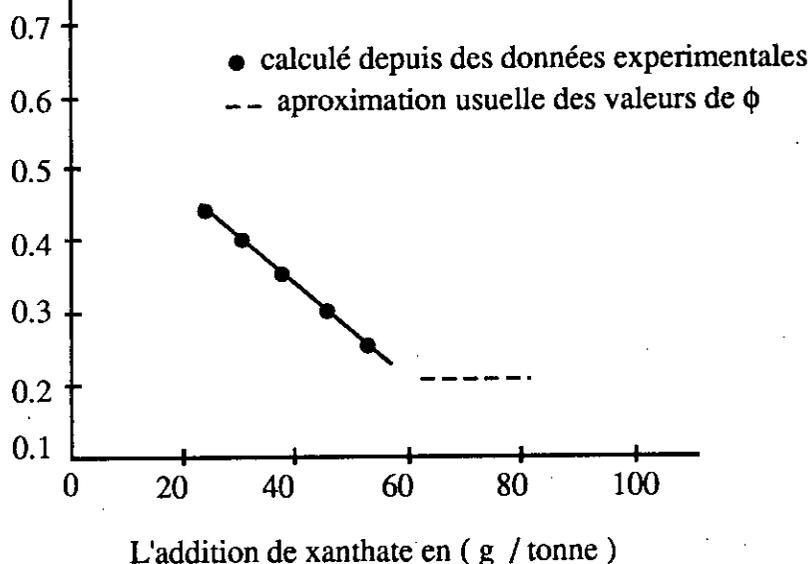
Il a été retrouvé expérimentalement que la description exacte de l'effet de la vitesse d'addition du collecteur sur le comportement de la flottation du minéral peut être obtenue en assumant qu'il n'a pas d'effet sur les constantes de vitesse de flottation et qu'une relation linéaire existe entre ϕ et la vitesse du collecteur.

-L'explication physique de relation entre ϕ et les collecteurs est liée au fait que la fonction du collecteur dans la flottation est de rendre les particules utiles hydrophobiques facilitant ainsi leur flottation .

Ce qui se fait en transformant le minéral utile en particules flottant rapidement.

La relation entre ϕ et la vitesse d'addition du collecteur pour un minéral de galène est montré sur figure.

Fraction flottant
lentement ϕ



Deux difficultés apparaissent généralement quand on applique le modèle qui relie le collecteur à ϕ :

1- les paramètres K_s et K_f ne sont pas sélectionnés depuis des considérations fondamentales mais sont déterminés depuis des données expérimentales, en conséquence ils se réfèrent à un environnement spécifique d'une pulpe, et ainsi une prédiction exacte de ces valeurs pour d'autres environnements est difficile

2- Les niveaux des variables physiques qui déterminent la récupération de l'eau affectent les relations .

III.4.2 Simulation du changement de la vitesse d'addition du collecteur dans des conditions d'une alimentation constante :

Le comportement d'un circuit de flottation grossière et de relavage à différentes vitesses d'addition du collecteur peut être simulé en changeant le taux de chalcopirite présent dans les espèces rapidement flottables depuis 75,00 à 100 % avec un incrément de 5 % .

Les résultats et les données de la simulation sont donnés dans des tableaux ci après. Dans cette simulation l'eau est supposée se comporter de manière régulière d'une cellule à une autre et que les irrégularités ne sont pas considérées .

Les données utilisées pour la simulation.

	Eau	Chalcopyrite	Gangue
Débit en (tonne/h)	720	40	320
Gravité spécifique	1,0	4,1	2,8

	Nombre de cellule	Constantes de vitesse (h r -1)				
		Eau	chalcopyrite (rapide -flottable)	chalcopyrite (lent -flottable)	Guangue (lent -flottable)	Guangue (entraînement)
Grossière	12	1,50	23,0	6,0	6,0	0,45
Contrôle	12	1,50	23,0	6,0	6,0	0,45
relavage	12	2,00	23,0	8,0	8,0	1,50
relavage	8	2,25	23,0	8,0	8,0	1,75
Retraîtenant	8	2,50	23,0	10,0	10,0	3,00

Resultats de la simulation

% rapidement flottable	75,00	80,00	85,00	95,00	95,00	100,00
4- Cellule rejet	1,78	1,72	1,65	1,58	1,51	1,43
4- Cellule concentré	22,23	22,86	23,41	23,95	24,48	25,00
Rejets grossiers	0,56	0,49	0,41	0,33	0,25	0,18
Concentré grossier	17,80	18,34	18,82	19,30	19,78	20,28
rejets de contrôle	0,16	0,12	0,09	0,06	0,03	0,00
Concentré de contrôle	4,00	3,64	3,25	2,84	2,39	1,93

III. 4.3 Simulation de l'effet de la maintenance du collecteur constant relative à la teneur de tête

Dans cette simulation il est assumé que le collecteur est ajouté en quantité suffisante pour récupérer le taux maximum (90 %) de chalcopryrite dans les espèces rapidement flottables pour différentes teneurs de tête .

La simulation du comportement du bank de flottation grossière et de contrôle est montrée sur le tableau.

	pourcentage de cuivre		
Teneur de tête	3,00	3,50	4,00
Concentré des 4 - cellules	22,99	23,95	24,72
Rejets des 4 - cellules	1,34	1,58	1,82
concentré grossier	18,08	19,30	20,31
rejets grossiers	0,28	0,33	0,38
concentré de contrôle	2,44	2,84	3,21
rejets de contrôle	0,04	0,06	0,07

En conclusion une augmentation de la teneur d'alimentation cause une augmentation des teneurs des concentrés et des rejets, donc si le collecteur n'est pas ajouté en plus la fraction rapidement flottable diminue .

III. 4.4 Simulation de l'addition du collecteur à des différents points dans le banc .

Le collecteur est fréquemment ajouté au niveau des boites de jonction entre les banks ainsi qu'au niveau de l'alimentation du broyeur et du banc de flottation grossière. Ce qui réfère aux stades d'addition de collecteurs; ces stades d'addition sont utilisés pour contrôler la concentration du collecteur dans la pulpe et d'augmenter la vitesse de flottation de certaines particules du mineral utile qui sont lentement flottables.

L'effet du xanthate ajouté au niveau de la boite de jonction après les quatres cellules peut être simuler par transformation d'une fraction de particules de flottabilité lente qui se trouvent dans les rejets de ces quatres cellules à une fraction rapidement flottable .

Dans cette simulation, on assume que 10% de chalcopryrite dans l'alimentation des quatres premières cellules sont contenus dans la fraction lentement flottable et que 60,00, 30,00 et 0,00 % de ces espèces sont transformées en espèces rapidement flottables grâce à l'addition du collecteur. Les résultats de cette simulation sont donnés dans le tableau suivant.

% récupère dans les rapidement flottables	60,00 %	30,00 %	0,00 %
pourcentage de cuivre			
concentré des 4- cellules	23,95	23,35	23,95
rejets des 4 - cellules	1,58	1,58	1,58
concentré grossier	19,46	19,38	19,30
rejets grossier	0,25	0,29	0,33

Quand le pourcentage des espèces lentement flottables diminue la teneur des rejets grossiers augmente. Il est cependant à noter que quand la vitesse d'addition du collecteur dans le broyeur est réduite, il serait impossible de regagner la récupération en augmentant la vitesse d'addition du collecteur au niveau du bank, ce qui s'explique par l'existence des particules qui peuvent être rendues rapidement flottables juste immédiatement après leur cassage, ce qui peut être représenté dans le modèle en fixant des limites du taux de particules lentement flottables qu'on peut rendre rapidement flottables par stade d'addition de réactif, et relier ces limites à la valeur de la vitesse d'addition du collecteur dans le broyeur.

III. 4.5 Flottation des minerais sulfurés modelisant l'effet du déprimant :

Il est généralement observé qu'une augmentation de la vitesse d'addition du déprimant cause une augmentation de la teneur des rejets et la teneur du concentré.

Il existe deux explications possibles; la première est que la gangue sulfurée déprimée a quelque minéraux valorisables qui sont associés avec elle conduisant ainsi leur perte dans la gangue.

La seconde est que l'excès de déprimant empêche quelques minéraux utiles de flotter, flottables dans les conditions normales.

L'effet des déprimants sulfurés peut être modélisé en liant le débit du déprimant à la fraction valorisable qui est lentement flottable et la gangue sulfurée qui est comparativement encore plus lente à flotter.

III. 5 Balance massique et calcul des paramètres des modèles :

II. 5.1 Introduction :

Pour qu'un modèle décrivant un processus soit utilisable, il doit contenir des paramètres qui peuvent être mesurés ou calculés grâce à des données expérimentales sans induire de difficultés et que ces paramètres aient une signification physique.

On cite comme exemple, le modèle de flottation qui reconnaît que les particules peuvent apparaître dans le concentré grâce à l'attachement aux bulles d'air et l'entraînement mécanique depuis la pulpe, et que le premier mécanisme est décrit par deux constantes de flottation (vitesse constantes) et le deuxième mécanisme par un vecteur de classification.

Ce modèle a deux particularités

1- La plupart des paramètres peuvent être déterminés directement ou par calculs depuis des données expérimentales

2- Chacun des paramètres K_f , K_s et ϕ a une signification physique et qui peut être utilisée dans l'interprétation quantitative et qualitative du comportement du processus.

Les variables qui peuvent être mesurées directement sont: le temps de rétention de la pulpe, la distribution granulométrique, et le contenu du minerai (grâce à l'analyse chimique)

- Les variables calculées sont les caractéristiques de flottabilité des espèces du minerai K_f , K_s et ϕ .

III.5.2 la balance massique

III.5.2.1 Echantillonnage d'alimentation d'un banc de la pulpe, d'une cellule individuelle et des concentrés:

Il est connu dans le cas des minéraux de cuivre, quand le banc de flottation incluant plusieurs groupes de cellules individuelles que les échantillons du concentré total, ou du concentré combiné depuis les groupes individuels de cellules sont fréquemment difficiles d'obtenir à cause des facteurs affectant les concentrés.

Il est utile pour les échantillons de la pulpe depuis un banc de flottation grossière et de relavage pour un minerai de cuivre, de montrer que le trend le plus correct est la diminution du cuivre depuis l'alimentation jusqu'à la décharge.

Mais à cause des erreurs expérimentales, il arrive que la masse de cuivre récupérée dans une cellule soit plus grande que celle récupérée dans la cellule précédente.

Une simple procédure pour corriger les erreurs expérimentales c'est d'assumer qu'il y'a une diminution systématique de la teneur de cuivre dans chaque fraction granulométrique quand il passe dans le banc, et de déterminer les teneurs de cuivre qui soient correctes pour chaque fraction granulométrique dans chaque cellule en traçant des figures de meilleurs ajustement, de chaque groupe de points sur un graphe :

Teneur - nombre de cellules appelé aplatissement graphique.

Des erreurs expérimentales apparaissent dans les valeurs des teneurs du concentré de chaque fraction granulométrique.

C'est pour cette raison qu'un ajustement graphique de ces valeurs devrait se faire avec précautions à cause de grandes discontinuités de relations dans (teneur - nombre de cellule) qui peuvent apparaître à cause du taux des particules qui rentre dans le concentré par entraînement et autres raisons:

- quand les teneurs d'alimentation du concentré et des rejets sont connues pour chaque classe granulométrique à de différents points dans le banc, la récupération du solide et du cuivre en ces points peuvent être calculés, pour une fraction granulométrique individuelle et sur une base totale (voir tableau suivant).

En ces points les débits sont définis comme étant des fractions du débit d'alimentation et aussi, si le débit d'alimentation ou d'un concentré singulier est connu, tous les autres débits peuvent être calculés.

De même la distribution granulométrique d'alimentation de la prochaine cellule, ainsi que les performances de cette cellule peuvent être évalués.

Concernant l'ajustement des teneurs des concentrés, des erreurs peuvent apparaître; il y'a donc nécessité d'une procédure pour l'ajustement.

Dimension(Um)	A conc (% Cu)	B * pulpe (%Cu)	C* alimentation (% Cu)	D alimentation (%)	E ** recupuration solide (%))	F*** recupuration cuivre (%)
+ 595	29,5	0,334	0,335	5,18	0,003	0,264
- 297/595	29,5	0,323	0,425	12,84	0,350	24,29
- 210/297	29,6	0,371	0,495	9,17	0,420	25,35
- 149/210	32,0	0,388	0,635	9,40	0,781	39,36
- 105/149	34,3	0,429	0,795	8,25	1,081	46,64
- 74 / 105	36,2	0,582	1,005	7,94	1,188	42,79
- 53 / 74	37,0	0,535	1,145	5,90	1,673	54,06
- 53	34,4	0,424	0,915	41,33	1,445	54,33

** Colonne E : récupération solide = $100 (C - B) / (A - B)$

*** Colonne F : récupération du cuivre = $A . E / C$

recuperation totale solide = $\Sigma (E.D) / \Sigma D = 1,037 \%$

récupération totale du cuivre = $\Sigma (E . D . A) / \Sigma D.C = 46,22\%$

III.5.2.2 Echantillonnage del'alimentation d'un bande de la pulpe d'une cellule individuelle et concentré et estimation des debits des concentrés de cellule .

L'exactitude de la procédure balance massique peut être améliorée par la détermination expérimentale des débits des concentrés individuels et comparer ces débits estimés avec ceux calculés .

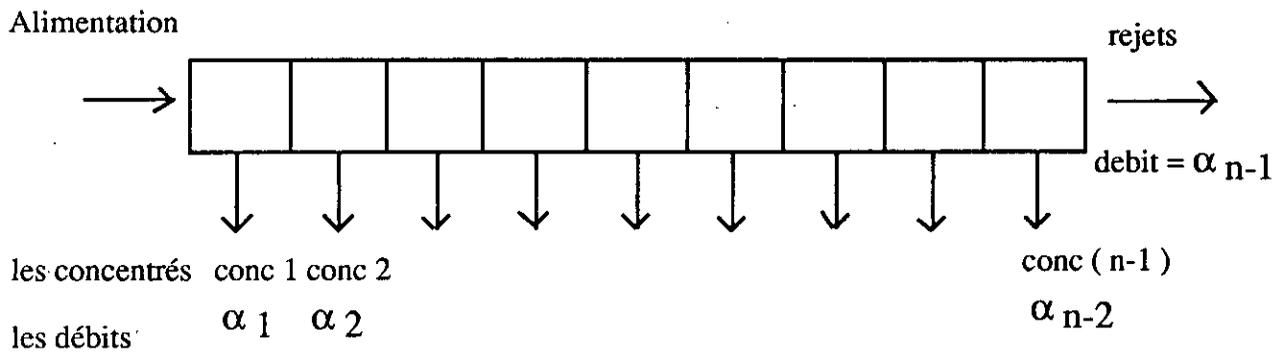
Les débits déterminés expérimentalement et ceux calculés vont contenir des erreurs, c'est pour cette raison que des techniques mathématiques sont nécessaires pour ajuster toutes les données expérimentales et obtenir ainsi les débits les plus exactes .

Dans le cas présent on assure que les débits déterminés expérimentalement sont corrects et tout ajustement devrait se faire sur les teneurs et le tamissage .

L'estimation des débits du concentré peut être obtenue par construction d'un dispositif échantillonneur qui couvrira toute ou une fraction connue de la lèvre de la cellule de flottation .

On collecte le concentré dans ce dispositif pour une durée connue , et peser le solide et l'eau ainsi collectés .

Cette estimation est montrée sur la figure ci après, où les débits sont représentés par des (X_j) et les teneurs par a_{ij} avec i relatif à la dimension et j numéro de la cellule, et on ajustera grâce à la balance massique les teneurs a_{ij}



Nomenclature de la balance massique autour d'un bank de flottation :

On pourra écrire que :

$$\alpha_n a^*_{iN} = \alpha_1 a^*_{i1} + \alpha_2 a^*_{i2} + \dots + \alpha_{N-1} a^*_{iN-1}$$

$$\alpha_n a^*_{iN} = \sum_{j=1}^{N-1} \alpha_j a^*_{ij}$$

avec a^*_{ij} la teneur ajustée : $a^*_{ij} = a_{ij} + \gamma_{ij}$, γ_{ij} : l'ajustement de la teneur expérimentale de a_{ij} ,
vu que l'alimentation contrairement aux autres éléments (Concentré et rejets qui sortent) entre dans le bank, on pourra attribuer le signe (-) à α_n .
d'où l'on peut écrire :

$$\sum_{j=1}^N \alpha_j a^*_{ij} = 0 \implies \sum_{j=1}^N \alpha_j a_{ij} + \alpha_j \gamma_{ij} = 0$$

En minimisant les carrés des ajustements, on peut écrire :

$$\gamma_{ij} = -i \cdot \alpha_j \cdot (a_{ij})^2 \quad \text{avec:}$$

$$i = \frac{\sum_{j=1}^N a_{ij} \alpha_j}{\sum_{j=1}^N (a_{ij} \cdot \alpha_j)^2}$$

L'utilisation de cette procédure est montrée sur l'exemple numérique suivant.

Exemple:

Les données d'un bank de flottation grossière pour un minerai de cuivre sont données dans le tableau ci après :

Le problème est de déterminer les teneurs et les distributions granulométriques les plus exactes. Grâce aux données du tableau, on pourra calculer la teneur en cuivre du concentré combiné qui est égale à 13,91 % .

Le débit total est égal à 62,67 unités .

La récupération solide est égale à $\frac{F-T}{C-T}$ avec F, C. et T respectivement teneur d'alimentation, du concentré et des rejets

$$R = \frac{0,533 - 0,094}{13,91 - 0,094} = 0,0332$$

$$\text{Le debit d'alimentation} = \frac{\text{débit du concentré totale}}{\text{récupération solide (R)}} = 1887,36 \text{ unités}$$

Débit des rejets = 1887,63 - 62,78 = 1824,85 unités .

Tous les débits sont maintenant connus et l'ajustement des distributions granulométriques et des teneurs est montré sur le tableau ci après , qui illustre la procédure pour une classe granulométre 212 / 298 / Um.

Les teneurs aij reffèrent au debits massiques de l'élément dans les divers termes .

Les teneurs en cuivre des diverses classes granulométriques devraient être multipliées par la fraction massique de classe (dimension) particulière de l'élément pour calculer les debits .

Une fois l'ajustement est complété pour toutes les classes granulométriques, l'estimation initiale de la récupération devrait être vérifiée et comparée avec la récupération calculée avec l'ajustement ,Si il ya une difference signifiante, le processus devrait être refait .

TABLEAU DES DONNEES D'UN BANC DE FLOTTATION GROSSIERE D'UN MINERAL DE CUIVRE.

Elément	% solide	classe granulometrique .								Debit solide mesuré	% Cu
		+ 298	212 / 298	149 / 212	106 / 149	74 / 106	53 / 74	44 / 53	-44		
conc 1	44,56	A 0,67	3,39	11,66	17,05	16,10	11,23	5,69	33,67	33,28	17,32
		B 5,08	5,08	8,60	13,00	16,70	20,20	22,30	22,70		
conc 2	29,73	A 1,09	5,40	12,01	15,14	13,26	9,07	5,37	38,66	12,47	15,09
		B 4,68	4,68	7,45	11,60	15,30	18,30	19,80	19,10		
conc3	9,96	A 1,14	5,08	7,85	7,10	5,93	4,72	3,60	64,58	5,47	6,24
		B 3,77	3,77	5,08	7,90	10,50	11,70	11,00	5,38		
conc4	9,95	A 1,73	6,69	9,40	6,74	4,88	3,51	2,74	64,31	6,18	7,15
		B 3,32	3,32	3,67	5,28	7,70	8,75	8,40	8,18		
conc5	8,48	A 2,07	7,99	10,71	7,30	5,10	3,37	2,81	60,65	3,94	5,24
		B 3,48	3,08	3,68	6,02	8,10	9,73	9,73	5,07		
conc6	6,29	A 3,43	11,64	15,20	7,97	4,54	3,19	1,96	52,08	1,44	6,78
		B 2,44	2,44	2,42	3,28	3,28	3,28	3,28	10,50		
rejets	36,09	A 8,63	12,24	14,61	12,09	8,38	6,42	3,77	33,86		0,094
		B 0,16	0,104	0,074	0,060	0,055	0,052	0,052	0,118		
Alimentation	34,38	A 8,97	12,10	14,21	11,83	8,54	6,41	3,81	34,40		0,553
		B 0,192	0,186	0,265	0,458	0,668	0,830	0,810	0,813		

A : % en masse dans la classe granulométrique

B : % Cu contenu dans chaque classe granulométrique

PROCEDURE D'AJUSTEMENT POUR LA CLASSE GRANULOMÉTRIQUE 212/ 298 μm .

		A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	
					A.C	(A.C) ²	$\frac{-AC^2 \cdot \Sigma D}{\Sigma E}$	100 . (C+F)		$\frac{(B.H)}{100}$	(A.I)	(A. I) ²		$\frac{100.(I+L)}{B}$	
		Analyse de dimension							Analyse de teneur						
élément	N°=de l'élément (j)	debit α_j	valeur expp	a_{2j}	$(a_{2j} \cdot \alpha_j)$	$(a_{2j} \alpha_j)^2$	γ_{2j}	valeur ajustement	valeur exp	a_{2j}	$(a_{2j} \cdot \alpha_j)$	$(a_{2j} \cdot \alpha_j)^2$	γ_{2j}	valeur ajusté	
conc 1	1	0,0176	3,93	0,0393	$6,917 \cdot 10^{-4}$	$4,78 \cdot 10^{-7}$	$9,60 \cdot 10^{-7}$	3,93	5,08	0,1996	$3,51 \cdot 10^{-3}$	$1,23 \cdot 10^{-5}$	0,00135	5,16	
conc 2	2	0,00661	5,40	0,0540	$3,569 \cdot 10^{-4}$	$1,27 \cdot 10^{-7}$	$6,8 \cdot 10^{-7}$	5,40	4,68	0,2527	$1,67 \cdot 10^{-3}$	$2,79 \cdot 10^{-6}$	0,0019	4,71	
conc 3	3	0,00290	5,08	0,0508	$1,473 \cdot 10^{-4}$	$2,17 \cdot 10^{-8}$	$2,6 \cdot 10^{-7}$	5,08	3,77	0,1915	$5,550 \cdot 10^{-4}$	$3,08 \cdot 10^{-7}$	0,0005	3,78	
conc 4	4	0,00327	6,69	0,0669	$2,188 \cdot 10^{-4}$	$4,79 \cdot 10^{-8}$	$52 \cdot 10^{-7}$	6,69	3,32	0,2221	$7,26 \cdot 10^{-4}$	$5,27 \cdot 10^{-7}$	0,0007	3,33	
conc 5	5	0,002087	7,79	0,0779	$1,626 \cdot 10^{-4}$	$2,644 \cdot 10^{-8}$	$4,5 \cdot 10^{-5}$	7,79	3,08	0,2461	$5,14 \cdot 10^{-4}$	$2,64 \cdot 10^{-7}$	0,0006	3,09	
conc 6	6	0,000763	11,64	0,1164	$8,8820 \cdot 10^{-5}$	$7,88 \cdot 10^{-9}$	$3,64 \cdot 10^{-7}$	11,64	2,44	0,2840	$2,164 \cdot 10^{-4}$	$4,70 \cdot 10^{-8}$	0,0003	2,44	
rejets	7	0,9667	12,24	0,1224	0,1183	0,0140	$5,11 \cdot 10^{-4}$	12,29	0,104	0,0127	0,0123	$1,51 \cdot 10^{-4}$	0,0007	0,109	
aliment ation	8	- 1,0	12,10	0,1210	- 0,1210	0,01464	$-5,16 \cdot 10^{-4}$	12,05	0,186	0,0225	-0,0255	$5,06 \cdot 10^{-4}$	-0,0023	0,167	
somme					$-1,0098 \cdot 10^{-3}$	0,02864					$-3,0277 \cdot 10^{-3}$	$6,738 \cdot 10^{-4}$			

Calcul des paramètres du modèle

Le calcul sera expliqué à l'aide d'exemples numériques.

Les constantes de vitesse de flottation, cas du modèle ou l'on utilise deux constantes de vitesse dans un procédé semi- industriel.

$$R_s = K_s \cdot t / (1 + K_s \cdot t)$$

$$R_f = K_f \cdot t / (1 + K_f \cdot t)$$

$$R = \phi \cdot R_s + (1 - \phi) R_f.$$

La dérivation des paramètres K_f , K_s et ϕ depuis des données d'usine est expliquée dans l'exemple.

Des examens d'échantillons ont été menés sur un bank de flottation grossière, sur un minerai de la galène.

Les résultats obtenus grâce à la balance massique sont montrés sur le tableau :

N°de la cellule	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
C/Co	0,556	0,312	0,201	0,135	0,098	0,083	0,069	0,055	0,051	0,044	0,035	0,035

(1) K_s est déterminée en assumant que seules les particules à flottabilité lentes sont flottées dans les quatre dernières cellules du bank ; D'où l'on a :

$$R = \frac{C_8 - C_{12}}{C_8} = 1 - (1 + K_s \cdot t)^{-N}$$

$$0,3636 = (1 + K_s \cdot 0,33)^{-4}$$

$$K_s = 0,362 \text{ mn}^{-1}$$

(2) La valeur de ϕ , qui est la proportion de la galène qui a une faible constante de vitesse est estimée graphiquement en traçant une ligne collectant les concentrés, depuis la 8 ième à la 12 ième cellule intercèptant l'axe des ordonnées, ou bien algébriquement ainsi :

$$R = (\phi - C) / \phi = 1 - (1 + K_s \cdot t)^{-N}$$

Pour la fraction flottant lentement après la 8ème cellule :

$$(\phi - 0,055) / \phi = 1 - (1 + 0,33 \cdot t)^{-8}$$

$$\phi = 0,1362.$$

(3) Le comportement de la fraction de faible constante de vitesse peut être déterminée cellule par cellule .
l'équation est :

$$RN = (\phi - C_N) / \phi = 1 - (1 + KS \cdot t)^{-N}$$

Les valeurs de $C_0 - C_{12}$ sont :

0,1362 , 0,1218 , 0,1086 , 0,0970 , 0,0867 , 0,0773 , 0,0680 , 0,0617 , 0,0550 , 0,049 ,
0,0439 , 0,0392 , 0,0350 .

(4) Le comportement de la fraction ayant la constante de vitesse plus grande peut être déterminée grâce à la soustraction de la fraction de flottabilité lente, du totale des particules .

La valeur pour la cellule 1 dans les rejets est

$$0,5560 - 0,1218 = 0,4362 .$$

et les valeurs pour chaque cellule sont :

0,8638 , 0,432 , 0,2034 , 0,1040 , 0,0483 , 0,0207 , 0,0104 , 0,0073 .

(5) K_f peut être maintenant calculée, en utilisant les données depuis la première cellule .

$$(0,8638 - 0,4342) / 0,8638 = 1 - ((1 + 0,33 \cdot K_f)^{-1})$$

$$K_f = 3,000 \text{ min}^{-1}$$

ANNEXE 1

```

program broyage (input,output );
const
N=7;
type
mat=array[1..N,1..N] of real;
vec=array[1..N] of real;
var
A,B,S,H,X1,X2,X3,X4,X6,X8,X9:mat;
F1,P1,F,P,CV,X7,X10:vec;
E:real;
I,J,K:integer;
procedure prod(X1:mat;X2:mat;var cp:MAT);
const
N=7;
var
I,J,K:integer;
begin
for I:=1 to N do for J:=1 to N do
begin
CP[I,J]:=0;
for K:=1 to N do
CP[I,J]:=CP[I,J]+X1[I,K]*X2[K,J];
end;
end;
procedure som(X3:mat;X4:mat;var cs:MAT);
const
N=7;
var
i,j:integer;
begin
for I:=1 to N do for J:=1 to N do
CS[I,J]:=X3[I,J]+X4[I,J];
end;
procedure provec (X6:mat;X7:vec;var cv:VEC);
const
N=7;
var
I,J,K:integer;
begin
for I:=1 to N do
begin
CV[I]:=0;
for K:=1 to N do
CV[I]:=CV[I]+X6[I,K]*X7[K];
end;
end;
begin
writeln ('donner la distribution granulometrique de l alimentation ');
writeln ('donner la distribution granulometrique du produit ');
for I:=1 to N do
readln (F1[I]);
for I:=1 to N do
readln (P1[I]);
writeln ('calcul de la matrice de cassage');
for I:=1 to N do for J:=1 to N do
begin
if (I=J) then B[I,J]:=0.1980;
if (I>J) then B[I,J]:=0.0000;
if ((I-J)=1) then B[I,J]:=0.3308;
if ((I-J)=2) then B[I,J]:=0.2148;
if ((I-J)=3) then B[I,J]:=0.1225;
if ((I-J)=4) then B[I,J]:=0.0654;
if ((I-J)=5) then B[I,J]:=0.0338;
if ((I-J)=6) then B[I,J]:=0.0172;
end;
end;

```

```

writeln('determination de la matrice de selection');
for I:=1 to N do for J:=1 to N do
  if (I<>J) then S[I,J]:=0
  else
    if ((i=1) and (j=1)) then s[i,j]:=1
    else
      begin
        E:=0;
        for K:=1 to I-1 Do
          begin
            E:=E+B[I,K]*S[K,K]*F1[K];
          end;
        S[I,I]:=((P1[I]-E)*(1/F1[I]))-1)/(B[I,I]-1);
      end;

for I:=1 to N do for J:=1 to N do
begin
  if(I=J) then
    H[I,J]:=1-S[I,I]
  else
    H[I,J]:=0;
  writeln (s[i,j]);
end;
writeln ('donner la distribution de l alimentation');
for I:=1 to N do
  readln (F[I]);
  prod(B,S,X8);
  SOM(X8,H,X9);
  PROVEC(X9,F,X10);
  FOR I:=1 TO N DO
  WRITELN (X10[I]);
end.

```

ANNEXE 2

```

C      (JKFSIM.FOR)
C      T.KLEINE
C      ROUTINE PERFORMS A SIMPLE CALCULATION GIVING CONCENTRATE AND
C      TAILING FROM FEED ,RATE CONSTANTS AND CELL PARAMETERS.
C

```

```

      REAL NC,NB,ORT,TVOL,REP,CONC,TAIL,C,C1,GS,SG,FEED,TMFEED,TFEED
1     ,F,RATE,CUM,M,RECMT,CC1,X
      INTEGER NCELL,I,IP,PS,V,JJ,N
      DIMENSION TAIL(30),FEED(20),CONC(30),
3     SG(40),RATE(30),M(30),GS(20)
      DIMENSION PFEED(20,50),PCONC(20,50),PTAIL(30,50)
C-----LECTURE DONNEES-----

```

```

      OPEN(3,FILE='MAT.DAT',STATUS='OLD')
      OPEN(5,FILE='AMA.DAT',STATUS='UNKNOWN')

```

```

      READ(3,101) N

```

```

      DO 111 I=1,N

```

```

      READ(3,200) RATE(I)

```

```

      READ(3,200) SG(I)

```

```

      READ(3,200) FEED(I)

```

```

      READ(3,200) GS(i)

```

```

111  CONTINUE

```

```

      READ(3,101)NCELL

```

```

      READ(3,101)V

```

```

      READ(3,101)PS

```

```

      CLOSE(3)

```

```

      PRINT*,'VOULEZ VOUS VERIFIER LES DONNEES ?,TAPEZ 1 si OUI'
      READ*, REP

```

```

      IF(REP.NE.1) GO TO 999

```

```

      PRINT*,'LE NOMBRE D ESPECES N =',N

```

```

      PRINT*,'-----'

```

```

      DO 911 I=1,N

```

```

      PRINT*,'ESPECE NUMERO :',I

```

```

      PRINT*,'

```

```

      PRINT*,'RATE(',I,')=',RATE(I)

```

```

      PRINT*,'SG(',I,')=',SG(I)

```

```

      PRINT*,'FEED(',I,')=',FEED(I)

```

```

      PRINT*,'GS(',I,')=',GS(I)

```

```

      PRINT*,'-----'

```

```

911  CONTINUE

```

```

      PRINT*,'

```

```

      PRINT*,'LE NOMBRE DE CELLULES NCELL',ncell

```

```

      PRINT*,'VOLUME DE LA CELLUEL',V

```

```

      PRINT*,'POURCENTAGE SOLIDE',PS

```

```

C      FEED(I),CONC(I),TAIL(I) RESPECTIVEMENT DEBIT VOLUMETRIQUE
C      DE L'ALIMENTATION, DU CONCENTRE ET DES REJETS EN M3/MIN
C

```

```

C      INITIALISATION
C

```

```

999  CONTINUE

```

```

      ORT=V/FEED(1)

```

```

      IP=1

```

```

      CUM=0.

```

```

C
C      ITERATION JUSQUA RETROUVER LA VALEUR DU TEMPS DE RATNTION

```

```

F=0.
DO 7 I=1,N
7 F=F+FEED(I)*SG(I)*GS(I)

      jj=0
5 DO 10 I=1,N
10 CONC(I)=0.
      jj=jj+1
-----

      TMFEED=0.
      TFEED=0.
      DO 41 I=1,N
      TMFEED=TMFEED+FEED(I)*GS(I)*SG(I)
41 TFEED=TFEED+FEED(I)*SG(I)
      PRINT*, 'TFEED =', TFEED

      C=0.
      DO 100 L=1,20

C
C      1.      TAIL FLOW

      DO 20 I=1,N
20 TAIL(I)=FEED(I)-CONC(I)

C
C      2. TEMPS DE RETENTION

      TVOL=0.
      DO 30 I=1,N
30 TVOL=TVOL+TAIL(I)
      RT=V/TVOL

C
C      3.      CALCULATION OF CONCENTRATE
C      CALCULATE CONCENTRATION FLOW OF EACH SOLID
C      TOTAL SOLID FLOW, TAIL FLOW OF EACH SOLID
C      (I.E. FEED SOLIDS TO NEXT CELL IN BANK)
C

      A=C
      C=0.
      c1=0.
      DO 40 I=1,N
      X=RATE(I)*RT
      CONC(I)=(X/(1.+X))*FEED(I)
      C=C+CONC(I)*SG(I)
40 C1=C1+CONC(I)*SG(I)*GS(I)

C
C      SAME AGAIN FOR WATER

C
C      4.      CHANGE IN RETENTION TIME SIGNIFICANT?
C      IF YES----->REPEAT
C      IF NO ----->TIDY UP AND RETURN
C
C

```

```
IF((C-A).LT.1E-4) GOTO 120
100 CONTINUE
```

```
C      ERROR MESSAGE
```

```
WRITE(*,110) NC,NB,C
110  FORMAT(///1X,'*****RETENTION TIME FOR CELL',I3,'BANK',I3,
1     'DID NOT CONVERGE','CONVERGENCE IS',1PG10.3)
```

```
C
C
C
C
```

```
FEED TO NEXT CELL,AND KEEP PRESENT PULPS
IN A PLANT DESCRIPTION
```

```
120  PRINT*, '
PRINT*, 'CELLULE NUMERO :',jj
PRINT*, '
PRINT*, 'C===',',c,'          C1====',c1
C    C1 EST LE DEBIT METAL DANS LE CONCENTRE
C    CC1 EST POURCENTAGE METAL DANS LE CONCENTRE
C    RECMT EST LA RECUPERATION METAL DANS CHAQUE CELLULE
C    REMT EST LA RECUPERATION METAL TOTALE
CC1=C1/C
CC1=CC1*100
PRINT*, 'CC1=====',CC1
RECMT=(C1/TMFEED)
PRINT*, 'RECMT=',RECMT
WRITE(5,301) JJ,CC1
IP=IP+1
CUM=CUM+C1
REMT=CUM/F
PRINT*, 'REMT=',REMT
DO 130 I=1,N
130  FEED(I)=TAIL(I)
      IF(IP.LE.NCELL)GOTO 5
301  FORMAT(1I3,1F8.4)
101  FORMAT(1X,I3)
200  FORMAT(1X,1F8.4)
      CLOSE(5)
      STOP
      END
```

CONCLUSION GENERALE

- Les modèles qui sont proposés pour la simulation du traitement physique du minerai et de la flottation sont d'une très grande importance dans la mesure où ils permettent de prévoir des résultats de séparation pour de grands changements au niveau de l'alimentation et de l'arrangement du circuit, nous permettant d'éviter de conduire de multitudes d'expériences sur des circuits et appareils réels qui sont très coûteux, lents et difficiles à réaliser. Cependant les modèles qui sont proposés ne nous permettent pas de s'en passer des expériences réelles, car on doit mener des expériences pour déterminer les paramètres des modèles pour chaque minerai donné.

Cela s'explique par le fait que les minerais se présentent sous de multitudes de différences à tous les niveaux: physico-chimique, association et autre, et de même les appareils de traitement sont de différentes caractéristiques de fonction vis à vis du minerai à traiter et leur diversité d'arrangement, et c'est pour cela qu'il n'est pas facile d'élaborer un logiciel de traitement permettant de simuler tous les aspects de l'enrichissement de chaque type de minerai.

BIBLIOGRAPHIE

- MINERAL AND COAL FLOTTATION- CIRCUITS . (1981)

VOLUME 3 . A . J.LYNCH . N.W JOHNSON .
E.V. MANLAPIG. C.G. THORNE

- MINERAL CRUSHING . AND GRINDING . CIRCUITS.
THEIR SIMULATION ,OPTIMISATION, DESIGN AND CONTROL (1977)
A.J LYNCH .

- MINERAL PROCESSING . TECHNOLOGY .
4 éme EDITION . (1988)
BAWILLS

- METHODES D'ENRICHISSEMENT .
BLAZY .

- ORE PROCESSING (1987)
S.K.JAIN