

Plycopié de cours

Flottation des minéraux

Dr. TAHRI Tourkia

Année 2022

Avant-propos

Ce polycopie de cours intitulé « Flottation des minerais » est destiné aux étudiants de première année master en génie minier option : valorisation des ressources minérales du département Mines et Géologie. La flottation est un procédé couramment utilisé pour le traitement des minerais. La problématique du processus de séparation réside dans la capacité à récupérer au maximum les particules des minéraux de valeur quel que soit leur dimension. Au fil des années, le défi est toujours présent malgré l'apparition de nouvelles technologies et l'engouement face au développement de nouveaux réactifs, plus sélectifs et plus puissants, mais souvent plus coûteux. Ainsi, la compréhension des phénomènes physico-chimiques qui permettent la flottation sélective de minerais complexes, le dosage des réactifs et leur mode d'action ainsi que les conditions d'application pratique de la flottation est déterminante pour l'élaboration d'un processus approprié.

Le présent polycopié traite particulièrement les phénomènes d'interfaces, le mécanisme de fonctionnement d'un procédé ainsi que les principales machines ou cellules de flottation les plus utilisée.

Il est structuré en trois chapitres :

- Le premier chapitre a porté sur la théorie de flottation : les interfaces liquide-gaz, solide-liquide, solide-liquide-gaz, la mouillabilité, la thermodynamique du mouillage et les phénomènes électrostatiques.
- Le deuxième chapitre est consacré aux réactifs de flottation (collecteurs, déprimants, activants, moussants et régulateurs du milieu) et aux caractéristiques, rôles, classifications et mécanismes de fonctionnement.
- Le troisième chapitre est dédié à la technologie de flottation en particulier sur les régimes de flottation (flottation des sulfures, des oxydes, des sels....), les circuits de flottation et les machines de flottation : classification, principe de fonctionnement et performances...

SOMMAIRE

Chapitre I : Théorie de flottation

I.1.	
INTRODUCTION.....	01
I.2. PRINCIPE DE FLOTTATION.....	02
I.3. THERMODYNAMIQUE DE MOUILLAGE.....	03
I.3.1. Hydrophobicité de la surface.....	03
I.3.2. Equilibre d'une particule sur l'interface liquide-air.....	06
I.3.3. Etude de bulles d'air	07
I.4. CLASSIFICATION DES MINERAUX.....	07
I.5. LES DIFFERENTS PROCEDES DE FLOTTATION.....	08
I.5.1. La flottation pelliculeuse.....	08
I.5.2. La flottation moussante.....	08
I.5.3. Flottation par moussant.....	09
I.5.2. Flottation liquide-liquide.....	09
I.5.3. Flottation par contamination.....	09
I.6. EXERCICES D'APPLICATION.....	10

Chapitre II : Réactifs de flottation

II.1. INTRODUCTION.....	13
II.2. ROLE ET CLASSIFICATION DES REACTIFS.....	14
II.2.1. Les collecteurs.....	14
II.2.1.1. Les collecteurs non-ioniques.....	14
II.2.1.2. Les collecteurs ioniques.....	14
II.2.2. Minéraux naturellement hydrophobes.....	19
II.2.3. Les activants.....	20
II.2.3.1. Type des activants.....	21
II.2.4. Les déprimants.....	23
II.2.4.1. Déprimants inorganiques.....	24
II.2.4.2. Colloïdes organiques.....	26
II.2.4.3. Particules ultrafines.....	27
II.2.5. Les moussant.....	29
II.2.5.1. Types des moussants.....	31
II.2.6. Régulateurs du milieu.....	31
II.2.6.1. Régulateurs de pH de la pulpe.....	32
II.2.6.2. Détermination du pH et du potentiel point de charge nulle.....	32
II.3. LE POTENTIEL REDOX DE LA PULPE.....	33
II.4. EXERCICES D'APPLICATION.....	34

Chapitre III : Technologie de flottation

III.1. INTRODUCTION.....	38
III.2. PREPARATION DE LA PULPE AVANT FLOTTATION.....	39
III.3. MACHINES ET CIRCUITS DE FLOTTATION.....	40
III.3.1. Machines à agitation mécanique.....	40
III.3.1.1. Description des principaux types de machines.....	41
III.3.2. Colonnes de flottation.....	47
III.3.2.1. Caractéristiques géométriques.....	47
III.3.2.2. Caractéristiques hydrodynamiques.....	48
III.4. CIRCUITS DE FLOTTATION.....	49
III.4.1. Circuits simples.....	50
III.4.1.1. Cas d'un seul produit flotté.....	50
III.4.1.2. Cas de plusieurs produits flottés.....	50
III.4.2. Circuits complexes.....	51
III.5. EXERCICES D'APPLICATION.....	52
Références.....	56

Chapitre I

Théorie de flottation

Dr. TAHRI / Tourkia

I.1. Introduction

La flottation est une technique de séparation des solides basée sur la différence des propriétés superficielles dans une solution aqueuse et dans l'air. Ce procédé fait appel à la différence de masse volumique entre les deux phases en présence.

La flottation est une opération unitaire utilisée pour séparer des particules solides ou liquides (phase dispersée) d'une phase liquide (phase continue). Le principe repose sur la capture de corps en suspension dans une pulpe à traiter, par des collecteurs flottants, le plus souvent des bulles d'air. Pour ce faire, on disperse des bulles d'air dans une suspension aqueuse de particules solides (pulpe) pour récupérer l'espèce minérale à séparer, rendue préalablement hydrophobe par un ajout de collecteur (surfactant). Si les particules mises en contact avec les bulles sont captées par ces dernières, elles peuvent flotter à la surface de la cellule, où ces agglomérats sont retenus dans une mousse qui est ensuite évacuée du procédé par déverse ou raclage. L'ensemble eau-bulles-particules hydrophobes est rassemblé sous forme d'une écume surnageante stabilisée par un moussant.

La flottation peut en outre s'appliquer aux ions en solution et aux précipités organométalliques hydrophobes.

La pratique de la flottation d'espèces minérales implique la compréhension de :

- phénomènes électriques à l'interface minéral-eau ;
- la modification des propriétés superficielles par le broyage ;
- l'adsorption des surfactants sur les surfaces minérales ;
- la nature des surfactants (collecteurs et moussants) et de l'action des déprimants et des activants dont le rôle est d'inhiber ou de faciliter l'action des collecteurs afin d'obtenir une séparation sélective.

Le mécanisme de la flottation est étroitement lié aux propriétés physicochimiques des interfaces. Ainsi, la connaissance de ces propriétés, notamment pour les interfaces liquide-air et solide-liquide est plus que nécessaire. Lorsqu'on considère le système ternaire liquide-minéral-gaz, les progrès réalisés depuis les modèles de Young et de Dupré sont assez minces et les seuls interprétations quantitatives de la mouillabilité sont donnés par un arsenal expérimental qui ne satisfait que partiellement les physiciens.

Le procédé de séparation physico-chimique est approprié pour le traitement des particules dont la taille est comprise entre 5 et 212 µm. Cependant, pour les minéraux légers comme le charbon la limite supérieure est de 1,70 mm (Gill, 1991). La limite supérieure est dictée par la capacité limitée d'une bulle à soulever un poids. À masse volumique égale, la flottation des grosses particules nécessite des bulles plus volumineuses que la flottation de petites particules. Il est utilisé pour le traitement de plusieurs minéraux complexes (Plomb-Zinc, Cuivre-Zinc,...), sulfures (cuivre, plomb, zinc,...) oxydes (hématite, cassitérite,...) et même pour les minéraux non-métalliques (fluorite, phosphate, charbon,...). Il est possible de concentrer de façon économique les minéraux pauvres dont le traitement ne serait pas rentable en utilisant seulement la technique de concentration gravimétrique.

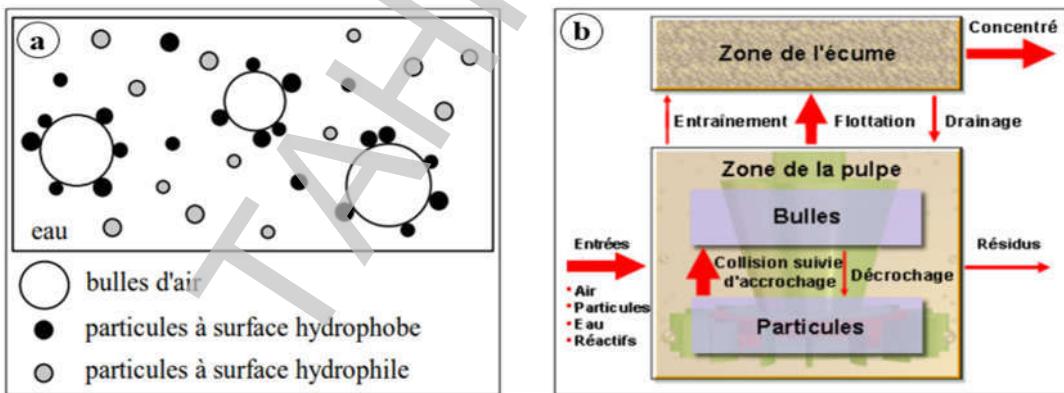
I.2. Principe de la flottation

Le processus de récupération des matériaux par flottation à partir de la pulpe comprend le phénomène fondamental suivant :

- attachement entre une bulle d'air et une particule dans un milieu liquide, il se fait après avoir complété les étapes suivantes :

- l'approche bulle-particule ;
- la collision bulle-particule ;
- l'amincissement de la couche de liquide interposée ;
- la rupture de la couche liquide ;
- l'attachement particule-bulle.

Le principe de la flottation est basé sur les propriétés hydrophobes et hydrophiles des surfaces des solides (minéraux). Ces propriétés peuvent être naturelles ou stimulées à l'aide d'un réactif approprié qui est ajouté dans l'eau où mouillent les particules solides. Lorsque de l'air est introduit sous forme de petites bulles dans un tel milieu, il se produit un transport sélectif des particules hydrophobes (fig. 1.a). Les particules présentant des surfaces hydrophobes se fixent aux bulles d'air lorsqu'elles entrent en collision avec elles (fig. 1.b). Ce phénomène est dû à la grande affinité des surfaces hydrophobes pour l'air dont la nature est non-polaire. Les bulles d'air entraînent ces particules jusqu'à la surface de la pulpe où elles forment une mousse chargée. Par contre, les particules présentant des surfaces hydrophiles ne se lient pas aux bulles d'air et restent en suspension dans la pulpe (Blazy, 1970). Les produits de la flottation sont le concentré et le rejet. La couche de mousse qui flotte sur le dessus du liquide est chargée en concentré. La pulpe restante constitue le rejet ou résidus.



La pulpe doit être préparée adéquatement en fonction des substances à concentrer et cette préparation repose principalement sur l'ajout de différents agents. Les moussants, les collecteurs, les déprimants et les activants sont des réactifs de flottation. La stabilité de la mousse est assurée par les moussants. Les collecteurs ont pour fonction d'adhérer aux surfaces afin de les rendre hydrophobes alors que les déprimants rendent les surfaces hydrophiles. Les activants altèrent les surfaces des particules afin de les rendre plus susceptibles à l'action d'un collecteur. L'activité de la plupart de ces réactifs dépend du pH du milieu. Il est donc important de corriger la valeur du pH en fonction des réactifs utilisés.

I.3. Thermodynamique de mouillage

Les particules minérales ne peuvent se fixer aux bulles d'air que si elles sont dans une certaine mesure hydrophobe. Après avoir atteint la surface, les bulles d'air ne peuvent continuer à porter les particules minérales que si elles peuvent former une mousse stable, sinon elles éclatent et laissent tomber les particules minérales. Pour obtenir ces conditions, il est nécessaire d'utiliser les nombreux composés chimiques connus sous le nom de réactifs de flottation (Nagaraj, 1994 ; Fuerstenau and Somasundaran, 2003).

I.3.1. Hydrophobicité de la surface minérale

L'activité d'une surface minérale par rapport aux réactifs de flottation dans l'eau dépend des forces qui agissent sur cette surface. Les forces qui tendent à séparer une particule et une bulle sont illustrées dans la figure 2 (Bezzi et Barka Bouafel, 2022). Les forces de traction entraînent le développement d'un angle entre la surface minérale et la surface de la bulle.

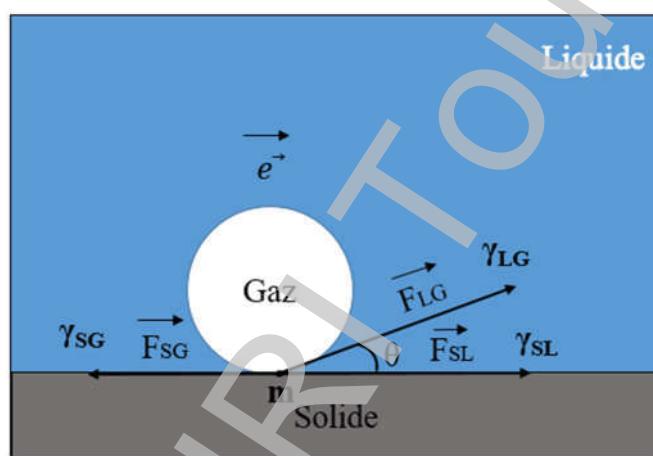


Figure 2. Angle de contact pour un système solide-liquide-gaz.

A l'équilibre le point m subit trois tensions superficielles : γ_{SG} ; γ_{SL} et γ_{LG} avec un angle de contact $\theta \neq 0$:

γ_{LG} : tension superficielle de l'interface L-G ;

γ_{SL} : tension superficielle de l'interface S-L ;

γ_{SG} : tension superficielle de l'interface S-G.

Ceci correspondant à trois forces de tensions superficielles : $F(\gamma_{LG})$, $F(\gamma_{SG})$ et $F(\gamma_{SL})$

Par définition $F = \gamma L$

- Les forces de tension développées aux trois interfaces (γ_{SG} , γ_{SL} , γ_{LG}) déterminent un angle de contact entre la surface de la particule et celle de la bulle.

- À l'équilibre on aura :

$$\begin{aligned} \sum \vec{F} &= 0 \\ \vec{F}(\gamma_{SG}) + \vec{F}(\gamma_{SL}) + \vec{F}(\gamma_{LG}) &= 0 \end{aligned}$$

$$-\gamma_{SG} \cdot L + \gamma_{SL} \cdot L + \gamma_{LG} \cdot L = 0$$

Avec, L : longueur des interfaces respectives ; e^* : vecteur unitaire dans une interface (sens+).

$$(-\gamma_{SG} \cdot L e^* + \gamma_{SL} \cdot L e^* + \gamma_{LG} \cdot L e^*) / L = 0 / L$$

A l'équilibre la somme des forces est égale à 0. La projection des trois forces selon le plan contenant le vecteur unitaire e^* donne la condition de Young :

$$-\gamma_{SG} + \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cdot \cos \theta = 0$$

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cdot \cos \theta \text{ (Relation de Young)}$$

Où γ est l'énergie de l'interface

θ est l'angle de contact

Si $\theta \rightarrow 0$, la surface du solide est mouillée entièrement (mouillage parfait)

$$\Rightarrow \gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG}$$

La force nécessaire pour séparer l'interface particule-bulle est appelée travail d'adhésion, W_{SG}^{ad} , et est égale au travail nécessaire pour séparer l'interface solide-air et produire des interfaces séparées air-eau et des interfaces air-solide et solide-eau distinctes, c'est-à-dire :

$$W_{SG}^{ads} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} - \gamma_{SG} \text{ (Relation de Dupré)}$$

En combinant l'équation de Young avec celle de Dupré on obtient :

$$W_{SG}^{ads} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} - (\gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cos \theta) = \gamma_{LG} (1 - \cos \theta) + \gamma_{SL} - \gamma_{SL}$$

D'où : $W_{SG}^{ads} = \gamma_{LG} (1 - \cos \theta)$

Et $W_{SL}^{ads} = \gamma_{LG} (1 + \cos \theta)$

Comme $2 \gamma_L = W_{LL}^{coh} \Rightarrow W_{SL}^{ads} = W_{LL}^{coh} (1 + \cos \theta) / 2$

1^{er} cas : $\theta > 90^\circ$

$W_{LL}^{coh} > W_{SL}^{ads} \Rightarrow$ la cohésion est supérieure à l'adhésion \Rightarrow le liquide ne mouille pas le solide.
Ce résultat est vérifié également par la loi de Young : $\cos \theta < 0$ si $\gamma_{SL} > \gamma_{SG}$.

2^{ème} cas : $\theta < 90^\circ$

$W_{LL}^{coh} < W_{SL}^{ads} \Rightarrow$ l'adhésion est supérieure à la cohésion \Rightarrow le liquide mouille le solide. Ce résultat est vérifié également par la loi de Young : $\cos \theta > 0$ si $\gamma_{SL} < \gamma_{SG}$.

Théoriquement, un liquide qui mouille un solide devrait donner un angle θ égale à 0° et le travail d'adhésion devrait être nul. Pratiquement, on dit qu'un liquide mouille un solide lorsque l'angle de contact θ est voisin de zéro (Fig.3.a) et lorsque l'angle de contact est supérieur

à 90° on estime que le liquide ne mouille plus le solide (Fig.b.3). Lorsque l'angle de contact est inférieur à 90° le liquide mouille partiellement le solide (Fig.c.3).

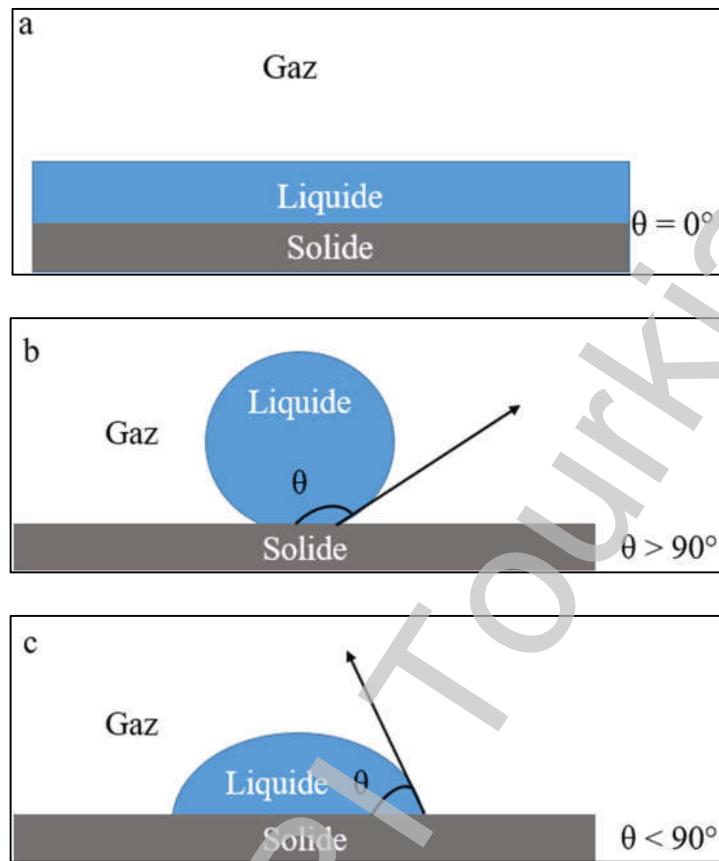


Figure 3. Angle de contact θ .

On constate que plus l'angle de contact est petit, plus le travail d'adhésion entre la particule et la bulle est important et plus le système est résistant aux forces perturbatrices. L'hydrophobie d'un minéral augmente donc avec l'angle de contact ; les minéraux ayant un angle de contact élevé sont dits aérophiles, c'est-à-dire qu'ils ont plus d'affinité pour l'air que pour l'eau. Les termes hydrophobie et flottabilité sont souvent utilisés de manière interchangeable. Toutefois, l'hydrophobie fait référence à une caractéristique thermodynamique, tandis que la flottabilité est une caractéristique cinétique. La flottabilité est une caractéristique cinétique et incorpore d'autres propriétés des particules qui affectent l'aptitude à la flottation (Woods, 1994).

La plupart des minéraux ne sont pas hydrophobes à l'état naturel et des réactifs de flottation doivent être ajoutés à la pâte. Les réactifs les plus importants sont les collecteurs, qui s'adsorbent sur les surfaces minérales, les rendant hydrophobes (ou aérophiles) et facilitant la fixation des bulles. Les agents moussants aident à maintenir une mousse raisonnablement stable. Les régulateurs sont utilisés pour contrôler le processus de flottation ; ils activent ou réduisent la fixation des minéraux aux bulles d'air et sont également utilisés pour contrôler le pH du système. Les revues utiles des réactifs de flottation et de leur comportement comprennent celles de Nagaraj (1994), Buckley et Woods (1997) et Ralston et al. (2001).

1.3.2. Equilibre d'une particule à l'interface liquide-air

Soit une particule en équilibre à l'interface liquide-air et provoquant de ce fait une dépression de hauteur H (fig.4) par rapport à la surface libre de liquide (Gaudin, 1957).

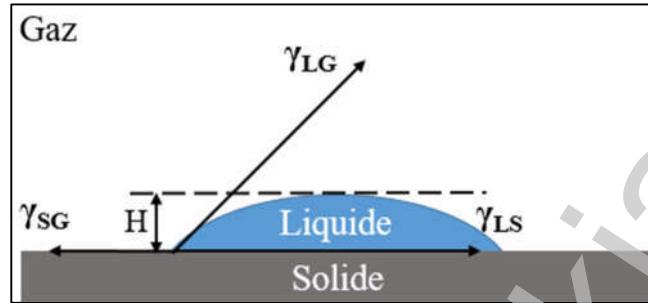


Figure 4. Equilibre d'une particule à l'interface liquide-gaz

A l'équilibre, on peut appliquer le principe d'Archimède : le poids de liquide déplacé par l'interface et la particule doit être égal au poids de la particule :

$$\gamma_{LG} l \sin \theta + SHg + m'g = mg$$

Où l est le périmètre mouillé ;

S : l'air de l'interface solide-air ;

m' : la masse d'eau déplacée ;

m : la masse de la particule.

En négligeant le terme SHg qui est peu important pour les particules de faibles dimensions :

$$\text{Sin}\theta_{\min} = \frac{m - m'}{l\gamma_{LG}} g$$

Cette relation peut encore s'écrire en assimilant les particules à un cylindre de diamètre et des hauteurs égaux à d et en faisant intervenir la densité ρ :

$$\text{Sin}\theta_{\min} = \frac{(\rho - 1) gd^2}{4\gamma_{LG}}$$

Lorsque la particule est soumise à une centrifugation (celle de flottation à turbine) développant une accélération ng , cette expression s'écrit :

$$\text{Sin}\theta_{\min} = \frac{(\rho - 1) ngd^2}{4\gamma_{LG}}$$

Le tableau 01 présente des exemples d'angle de contact de quelques minéraux.

Tableau 01. Angles de contact de quelques minéraux.

Minéral	Angle de contact (°)
Charbon	20-60
Molybdénite	75
Soufre	85
Graphite	86

I.3.4. Etude des bulles d'air

La dimension nécessaire des bulles d'air destinée à la flottation est déterminée d'après la densité de la bulle minéralisée qui doit être inférieure à la densité de la pulpe.

$$\rho_{\text{bulle}} = P_{\text{bulle}} / V_{\text{bulle}} < \rho_{\text{liquide}}$$

ou, P : poids de la bulle d'air ;

V : volume de la bulle d'air.

La grandeur P_{bulle} est pratiquement égale au poids de la particule qui s'est fixée sur la bulle d'air. Dans ce cas le poids de la bulle minéralisée est égal à :

$$P_{\text{bulle}} = \pi \cdot D^2 \cdot d \cdot \rho_s \cdot \alpha$$

D : Le diamètre de la bulle d'air ;

d : la taille de la particule ;

ρ_s : la masse volumique de particule minérale.

α : Coefficient de minéralisation des bulles d'air caractérisant la relation de la section de la surface de la bulle chargée de particules minérales et la section de la surface ($\alpha = 0,03 \div 0,3$).

La relation suivante donne la dimension minimale critique de la bulle d'air destinée à la flottation :

$$D_{\min} > 6 \cdot d \cdot \rho_s \cdot \alpha / \rho_l$$

Les bulles d'air entraînent les particules jusqu'à la surface de la pulpe ou elles forment une mousse chargée. Le diamètre des bulles d'air est une caractéristique très importante puisqu'il détermine aussi la surface disponible pour l'adhésion des particules hydrophobes. La surface totale disponible augmente avec la réduction du diamètre des bulles.

I.4. Classification des minéraux

Tous les minéraux sont classés en types polaires ou non polaires selon leurs caractéristiques de surface. Les surfaces des minéraux non polaires sont caractérisées par des liaisons moléculaires relativement faibles. Les minéraux sont composés de molécules covalentes maintenues ensemble par les forces de van der Waals et les surfaces non polaires ne s'attachent pas facilement aux dipôles d'eau et, par conséquent, sont hydrophobes. Les minéraux de ce type, tels que le graphite, le soufre, la molybdénite, le diamant, le charbon et le talc, présentent donc des flottabilités naturelles élevées avec des angles de contact compris entre 60 et 90°. Bien qu'il soit possible de faire flotter ces minéraux sans l'aide d'agents chimiques, il est possible d'augmenter leur hydrophobicité par l'ajout d'huiles hydrocarbonées ou d'agents moussants.

Les minéraux du groupe polaire ont été subdivisés en plusieurs classes selon l'importance de la polarité (Wrobel, 1970), qui va des groupes 1 à 5 (tableau 2). Les minéraux du groupe 3(a) peuvent être rendus hydrophobes par sulfuration de la surface minérale dans un milieu aqueux alcalin. En dehors des métaux natifs, les minéraux du groupe 1 sont tous des sulfures, qui ne

sont que faiblement polaires en raison de leur liaison covalente, relativement faible par rapport à la liaison ionique des minéraux carbonates et sulfates. En général, le degré de polarité augmente donc des minéraux sulfurés aux carbonates, halites, phosphates, etc., en passant par les sulfates, les oxydes-hydroxydes, les silicates et le quartz.

Tableau 02. Classification des minéraux polaires

Groupe 1	Groupe 2	Groupe 3 (a)	Groupe 4	Groupe 5
Galène	Barytine	Cérusite	Hématite	Zircon
Covellite	Anhydrite	Malachite	Magnétite	Willémite
Bornite	Gypse	Azurite	Goethite	Hémimorphite
Chalcocite		Wulfénite	Chromite	Béryl
Chalcopyrite	Anglésite	Groupe 3(b)	Ilménite	Feldspath
Stibnite		Fluorite	Corindon	Sillimanite
Argentite		Calcite	Pyrolusite	Garnet
Bismuth		Witherite	Limonite	Quartz
Millérite		Magnésite	Borax	
Cobaltite		Dolomite	Wolframite	
Arsénopyrite		Apatite	Colombite	
Pyrite		Scheelite	Tantalite	
Sphalerite		Smithsonite	Rutile	
Orpiment		Rhodochrosite	Cassitérite	
Pentlandite		Sidérite		
Réalgar		Monazite		
Natif Au, Pt, Ag, Cu				

I.5. Les différents procédés de flottation

Selon l'interface liquide-gaz on peut distinguer plusieurs types de flottation :

I.5.1. La flottation pelliculeuse

La séparation des minéraux effectuée sur une surface plate de séparation (eau-gaz) a pris le nom de la séparation pelliculeuse dans ce type de flottation. Le produit initial des particules flottables et non flottables versé du haut dans la phase liquide se trouve dans la cuve de la machine de flottation. Alors les particules (hydrophobes) restent retenues sur la surface liquide de la pulpe tandis que les non flottables (hydrophile) tombent dans le bas de la pulpe. Le principe de la flottation pelliculeuse est largement utilisé dans les méthodes d'enrichissement flotto-gravimétrique.

I.5.2. La flottation moussante

Pour ce type de flottation, les particules hydrophobes se fixent sur la phase liquide (pulpe) sur les bulles d'air et à l'aide de ces dernières elles flottent sur la surface tout en formant une couche de mousse minéralisée. En fonction des origines des bulles d'air on peut distinguer plusieurs types de flottation moussante.

a) Flottation moussante ordinaire : C'est la méthode la plus utilisée dans les usines de traitement. Les bulles d'air sont d'origine de l'air dispersé aspirées sous pression.

b) Flottation par compression : Elle a pris une large utilisation surtout dans le domaine d'extraction des particules hydrophobes des matériaux de la mine et les eaux stockées (purification, récupération des déchets). Le principe de création des bulles d'air dans ce cas est bien concentré ou comprimé dans l'eau par le gaz (sous pression) et purs dans les conditions de la pression atmosphérique.

c) Flottation chimique : Les bulles d'air sont à l'origine de réactions chimiques. Par exemple : lors de l'interaction entre les acides et les carbonates de la gangue se forment des bulles de gaz carbonique.

d) Elecro-flottation : dans ce cas on utilise la surface d'interface des bulles hydrogénées ou oxygénées à cause de l'hydrolyse de l'eau.

I.5.3. Flottation par moussant

La flottation par moussant exige un traitement antérieur de la pulpe par des réactifs. La pulpe traitée est versée dans un liquide aéré. Les particules hydrophobes montent avec la mousse par contre celles hydrophiles tombent sous l'influence de la force de pesanteur.

I.5.4. Interface liquide-liquide

Le principe de séparation est les particules minérales se confrontent avec les gouttes d'huile dispersées dans l'eau. Les particules hydrophobes collent avec l'interface eau-huile par contre celles hydrophiles restent suspendues ou noyées dans la machine. Si la densité d'huile est inférieure à 1, alors ces gouttes d'huiles flottent sur la surface tout en formant une couche d'huile minéralisée qui sera déchargée en concentré.

I.5.5. Interface solide-liquide

Ce type de flottation s'appelle la flottation par contaminant. Elle est utilisée pour augmenter l'extraction des fines hydrophobes dans la pulpe. Alors dans ce cas on ajoute de grosses particules ayant une propriété d'extraction très élevée. Ces particules fines se fixent sur la surface et celles des grosses se flottent dans la mousse, l'exemple de la coagulation.

I.6. Exercices d'application

Exercice 01

Calculer la tension superficielle Fer- Vapeur d'eau sachant que la tension superficielle Fer - Eau est de 15 dyne.cm^{-1} et la tension superficielle eau - vapeur d'eau est de $72,8 \text{ dyne.cm}^{-1}$. On donne l'angle de raccordement $\theta = 10^\circ$.

Exercice 02

L'angle de contact de l'eau sur une paraffine vaut 105° à 20°C . Calculer le travail d'adhésion et le coefficient d'étalement correspondant à ce système. On donne : $\gamma_{\text{eau}} = 72.8 \text{ dyne/cm}$.

Exercice 03

Le travail d'adhésion de l'alcool octylque à l'eau à 20°C est de 94.5 mJ/m^2 et le coefficient d'étalement du même alcool sur l'eau à la même température est de 36.7 mJ/m^2 .

Calculer la tension interfaciale eau-alcool octylque, ainsi que le travail de cohésion de l'alcool. On donne : la tension superficielle de l'eau $73,2 \text{ J/m}^2$.

Exercice 04

Calculer la dimension minimale critique d'une bulle d'air destinée à la flottation d'une particule de la galène, dans de l'eau, ayant un diamètre de $74\mu\text{m}$ avec une masse volumique ρ_s égale à $2,5 \text{ g/cm}^3$ et le coefficient de minéralisation α : 0, 3.

Solutions des exercices d'application

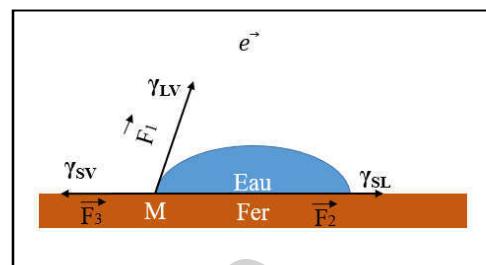
Exercice 01

$$\gamma_{SL} = 15 \text{ dyne.cm}^{-1}$$

$$\gamma_{LV} = 72,8 \text{ dyne.cm}^{-1}$$

$$\theta = 10^\circ$$

$$\gamma_{SV} = ?$$



À l'équilibre :

Le point M subi trois tensions superficielles :

γ_{SL} : Tension superficielle solide-liquide ;

γ_{LV} : Tension superficielle liquide-vapeur ;

γ_{SV} : Tension superficielle solide-vapeur.

La condition d'équilibre au point M s'exprime par :

$$\sum \vec{F}_i = 0 \Rightarrow \vec{F}_1 + \vec{F}_2 + \vec{F}_3 = 0$$

La projection des forces des tensions superficielles selon le plan contenant le vecteur unitaire e^{\rightarrow} donne la condition de Young :

$$-\gamma_{SV} + \gamma_{SL} + \gamma_{LV} \cdot \cos \theta = 0$$

$$\Rightarrow \gamma_{SV} = \gamma_{SL} + \gamma_{LV} \cdot \cos \theta$$

$$\gamma_{SV} = 15 + 72,8 \cdot \cos(10)$$

$$\gamma_{SV} = 86,7 \text{ dyne/cm}$$

Exercice 02

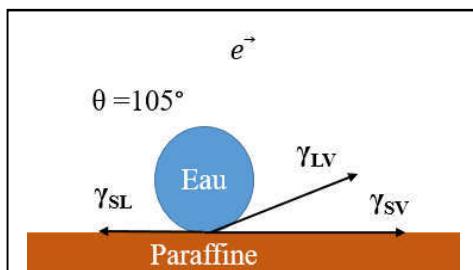
$$\theta = 105^\circ$$

$$\gamma_{eau} = 72,8 \text{ Dyne.cm}^{-1}$$

Le travail d'adhésion :

D'après Young et Dupré on a : $W_{SL}^{ads} = \gamma_L (1 + \cos \theta)$

$$\Rightarrow W_{SL}^{ads} = 72,8 (1 + \cos(105)) = 53,96 \text{ Dyne.cm}^{-1}$$



Le coefficient d'étalement : $S = \gamma_L (\cos \theta - 1) = 72,8 (\cos(105) - 1) = -91,64$

$S < 0$: l'eau ne s'étale pas sur les paraffines.

Exercice 03

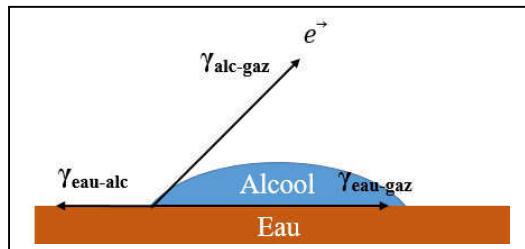
$$W_{\text{ad alc-eau}}^{\text{ad}} = 94,5 \text{ mJ.cm}^{-2}$$

$$S = 36,7 \text{ mJ.cm}^{-2}$$

$$\gamma_{\text{alc-eau}} ?$$

$$\text{Le travail de cohésion : } W_{\text{coh L}}^{\text{coh}} = 2\gamma_L$$

Le coefficient d'étalement :



$$S = W_{\text{S-L}}^{\text{ads}} - W_{\text{coh L}}^{\text{coh}} = W_{\text{ads}} - 2\gamma_{L-G}$$

$$\Rightarrow 2\gamma_{\text{alc}} = \frac{W_{\text{eau-alc}}^{\text{ad}} - S}{2} = \frac{94,5 - 36,7}{2} = 28,9 \text{ mJ.cm}^{-2} = 28,9 \times 10^{-3} \text{ N.m}^{-1}$$

Le travail de cohésion :

$$W_{\text{coh alc}}^{\text{coh}} = 2\gamma_{\text{alc}} = 2 \times 28,9 \times 10^{-3} = 2 \times 28,9 = 57,8 \text{ mJ.cm}^{-2}$$

La tension interraciale eau-alcool octylque :

$$\gamma_{\text{eau-alc}} = \gamma_{\text{alc}} + \gamma_{\text{alc}} - W_{\text{eau-alc}}^{\text{ads}} = 28,9 + 73,2 - 94,5 = 7,6 \text{ mJ.cm}^{-2} = 7,6 \times 10^{-3} \text{ N.m}^{-1}$$

Exercice 04

$$\rho_s = 2,5 \text{ g.cm}^{-3}$$

$$d = 74 \mu\text{m}$$

$$\alpha = 0,3$$

$$\rho_s = 1 \text{ g.cm}^{-3}$$

$$\text{On a: } D_{\min} = \frac{6d\rho_s\alpha}{\rho_{\text{eau}}} = \frac{6 \times 74 \times 2,5 \times 0,3}{1} = 333 \mu\text{m}$$

Le diamètre minimal critique de la bulle d'air destinée à la flottation d'une particule de la galène dans l'eau doit être supérieur à 333 μm.

Chapitre II

Réactifs de flottation

Dr. TAHRI / Tourkia

II.1. Introduction

Le procédé de flottation est un procédé qui fait appel à une grande variété de réactifs. Ces réactifs représentent une partie importante en matière de coûts du processus de traitement. Ils sont utilisés à différentes étapes du procédé pour assurer la séparation des espèces minérales. Selon la composition du minerai à traiter, les stratégies d'addition des réactifs peuvent être très diversifiées.

La flottation fait appel à 5 types de réactifs : le collecteur, l'activant, le déprimant et les régulateurs de pH qui agissent à la surface des minéraux, alors que le moussant agit sur l'hydrodynamique du système pulpe-écume.

Le collecteur est un réactif ajouté à une pulpe de flottation pour recouvrir les surfaces des minéraux utiles, généralement ceux que l'on désire flotter, d'un film ou d'une particule hydrophobe. Ce réactif est adsorbé sur l'interface solide-liquide. Par ailleurs, un réactif qui modifie l'interface solide-liquide, de façon à permettre par la suite l'adsorption de collecteur, se nomme activant. Au contraire, lorsqu'un minéral adsorbe un collecteur donné et que l'on veut l'empêcher, on le met tout d'abord en présence d'un déprimant. Un déprimant se fixe à l'interface solide-liquide permet d'empêcher l'adsorption de collecteur.

Le moussant est un réactif qui est adsorbé à l'interface liquide-gaz, ce qui rend les bulles d'air aptes les particules hydrophobes pour les entraîner à la surface de la pulpe. Il y a deux sortes de réactifs occasionnellement employés en flottation. Ce sont les floculants dont le rôle est l'agglomération d'un ensemble de particules fines ou ultrafines. Les dispersants qui font l'effet contraire, c'est-à-dire ils détruisent les agglomérats formés.

Le terme général réactif ou agent modificateur s'applique à une classe de produits chimiques dont les fonctions sont très variables. Ces produits peuvent être des activants, des déprimants, des régulateurs de pH ou des dispersants.

C'est que le collecteur, même s'il possède une bonne sélectivité, n'est pas toujours apte à choisir son minéral et que, bien souvent, il est nécessaire de l'aider dans sa tâche en utilisant soit un activant, soit un déprimant, ou les deux à la fois. C'est ce qui se passe particulièrement dans le traitement des minéraux polymétalliques.

L'objectif principal du présent chapitre est de connaître les mécanismes en cause lorsqu'un réactif, qu'il soit collecteur, activant ou déprimant, agit sur chacun des principaux minéraux d'importance économique, comme si chacun existait seul dans un minerai donné.

II.2. Classification des réactifs

Le rôle des réactifs en flottation est de diriger le chargement de l'énergie superficielle des interfaces dans le but de changer des indices de flottabilité des minéraux à séparer, la quantité et la dimension des bulles d'air et leur rigidité. Les réactifs de flottation peuvent être d'origine organique ou inorganique. La classification des réactifs est basée sur leur rôle. On distingue plusieurs types des réactifs (collecteur, déprimant, activant, moussant et régulateur de milieu)

II.2.1. Les collecteurs

Ce sont des réactifs les plus importants en flottation. Ils servent à rendre hydrophobe la surface minérale et réduire le temps d'induction. Les raisons sont que, d'abord, le collecteur est souvent le réactif le plus sélectif, c'est-à-dire qu'il est adsorbé à l'interface d'un seul minéral. Ensuite, un processus de flottation est généralement plus sensible au dosage du collecteur qu'au dosage des autres réactifs. Les collecteurs sont divisés en deux grandes catégories : les collecteurs non ionisés et ioniques. La figure 5 présente ces catégories avec quelques exemples de formules typiques.

Tous les collecteurs sont des réactifs organiques. La plupart du temps, ce sont des composés hétéropolaires constitués de deux extrémités : un non-polaire ou hydrophobe, généralement une chaîne hydrocarbonée et l'autre polaire et hydrophile, souvent chargée négativement ou positivement (fig. 6). Comme il est possible de le constater dans la figure 7, la partie polaire est adsorbée à la surface de la particule tandis que la partie non polaire est orientée vers l'extérieur afin d'exposer une surface hydrophobe (Gill, 1991).

II.2.1.1. Les collecteurs non-ioniques

Ce sont des liquides hydrocarbonés non-polaires qui ne se dissocient pas dans l'eau et rendent hydrophobe la surface par l'action d'une mince couche seulement. Ils sont pratiquement insolubles dans l'eau comme le kérosène

II.2.1.2. Les collecteurs ioniques

Ils se dissocient dans l'eau et présentent deux parties distinctes :

- **un groupe polaire** : responsable de l'attachement à la surface minérale par chimisorption ou par attraction électrostatique.
- **un groupe non-polaire** : qui ne s'adsorbe pas à la surface et qui est responsable de l'hydrophobicité (typiquement une chaîne hydrocarbonée).

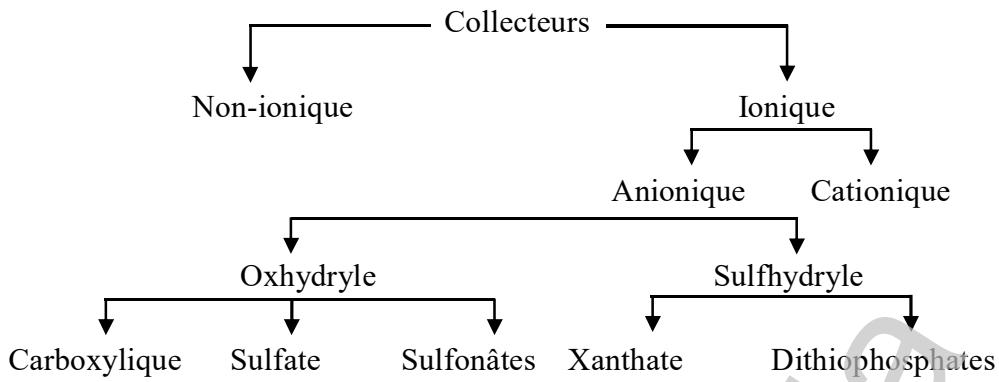


Figure 5. Classification générale des collecteurs

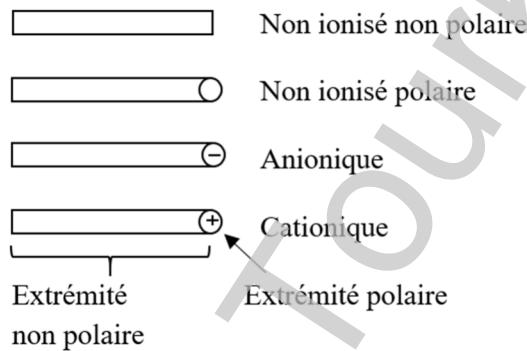


Figure 6. Les symboles employés pour schématiser les collecteurs

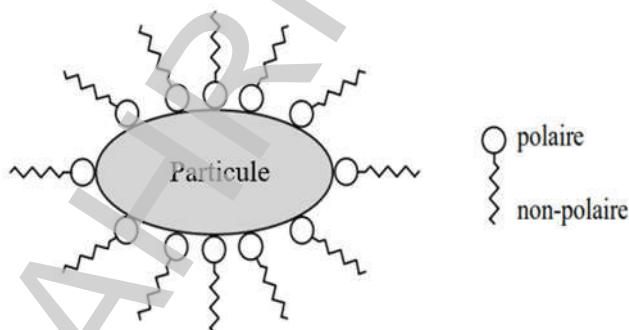


Figure 7. Adsorption du collecteur sur la surface minérale.

Les collecteurs ioniques les plus utilisés pour la flottation de minéraux et selon le type d'ion responsable de l'hydrophobicité, sont classées en deux catégories :

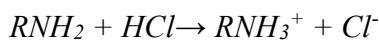
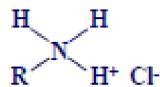
a. Les collecteurs cationiques

La répulsion de l'eau est accomplie par le cation dont le groupe polaire est basé sur un atome d'azote, typiquement une amine.

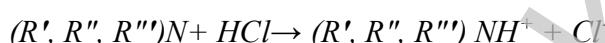
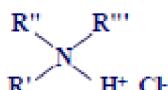
Les anions de ces collecteurs halogènes (Cl^- , Br^-) qui n'interviennent pas dans la réaction avec le minéral.

L'adsorption se fait par attraction électrostatique entre l'extrême polaire et la double couche électronique à la surface minérale.

- **Amine primaire :**



- **Amine tertiaire :**



b. Les collecteurs anioniques

Ce sont les collecteurs les plus utilisés dans la flottation des minéraux et ils peuvent être classés en deux types selon la structure du groupe polaire (fig. 5).

- **Les oxyhydryles**

Les collecteurs oxyhydryles ont des anions organiques et les sulfo-acides comme groupes polaires et comme pour tous les collecteurs anioniques, le cation ne joue aucun rôle significatif dans la réaction entre le réactif et le minéral.

Les collecteurs oxyhydryles sont généralement des acides organiques ou des savons. Les carboxylates sont connus sous le nom d'acides gras et se trouvent naturellement dans les huiles végétales et les graisses animales, dont ils sont extraits par distillation et cristallisation. Les sels de l'acide oléique, tels que l'oléate de sodium (fig. 8) et l'acide linoléique sont couramment utilisés. Comme pour tous les collecteurs ioniques plus que la chaîne d'hydrocarbonée est longue plus la répulsion de l'eau est puissante mais la solubilité diminue.

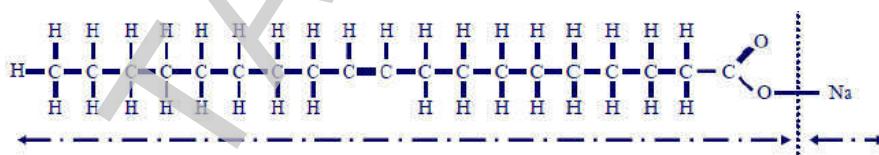


Figure 8. Structure de l'oléate de sodium

Les savons (les sels d'acides gras) sont toutefois solubles même si la longueur de la chaîne est importante. Les carboxylates sont de puissants collecteurs, mais leur sélectivité est relativement faible. Ils sont utilisés pour la flottation des minéraux de calcium, de baryum, de strontium et de magnésium, des carbonates de métaux non ferreux et des sels solubles de métaux alcalins et de métaux alcalino-terreux (Finch et Riggs, 1986).

Les sulfates et les sulfonates sont rarement utilisés. Ils possèdent des propriétés similaires à celles des acides gras, mais leur rendement de collecte est plus faible. Cependant, ils ont une plus grande sélectivité et sont utilisés pour faire flotter la barytine, la fluorine, l'apatite, le mica,

la cassitérite et la scheelite (Holme, 1986). Les collecteurs oxhydryles ont été utilisés pour faire flotter la cassitérite, mais ils ont été largement remplacés par d'autres réactifs tels que les acides arséniques et phosphoriques et les sulfosuccinamates (Collins et al., 1984 ; Baldauf et al., 1985). Les types de collecteurs oxhydryles sont présentés dans le tableau 3 :

Tableau 03. Les types des collecteurs oxhydryles.

Types de collecteur	Formule générale
Carboxylate	$\text{R} - \text{C} \begin{array}{l} \diagup \\ \diagdown \\ \text{O}^- \\ \parallel \\ \text{O} \end{array}$
Sulfonate	$\text{R} - \text{S} \begin{array}{l} \diagup \\ \diagdown \\ \text{O}^- \\ \parallel \\ \text{O} \end{array}$
Sulfate	$\text{RO} - \text{S} \begin{array}{l} \diagup \\ \diagdown \\ \text{O}^- \\ \parallel \\ \text{O} \end{array}$
Phosphate	$\text{RO} - \text{P} \begin{array}{l} \diagup \\ \diagdown \\ \text{O}^- \\ \parallel \\ \text{OH} \end{array}$
Ester d'acide phosphorique	$\text{RO} \begin{array}{l} \diagup \\ \diagdown \\ \text{P} \begin{array}{l} \diagup \\ \diagdown \\ \text{O}^- \\ \parallel \\ \text{O} \end{array} \end{array}$
Hydroxamate	$\text{R} - \text{C} \begin{array}{l} \diagup \\ \diagdown \\ \text{H} \\ \\ \text{N} - \text{O}^- \end{array}$
Sulfosuccinates	$\text{ROOC} - \text{CH}_2 - \text{CH} \begin{array}{l} \diagup \\ \diagdown \\ \text{COO}^- \\ \text{SO}_3^- \end{array}$
Sulfosuccinamate	$\text{R} - \text{NH} - \text{CO} - \text{CH}_2 - \text{CH} \begin{array}{l} \diagup \\ \diagdown \\ \text{COO}^- \\ \text{SO}_3^- \end{array}$

• Les sulfhydryles

Les collecteur sulfhydryles sont les plus utilisés où le groupement polaire contient le soufre bivalent (composés thio). Ils sont très efficaces et sélectifs dans la flottation des minéraux sulfurés (Avotins et al., 1994). Les mercaptans (thiols) sont les composés thio les plus simples ayant la formule générale RS-Na (ou K^+), où R est le groupe hydrocarboné. Ils ont été utilisés

comme collecteurs sélectifs pour certains des minéraux sulfurés les plus réfractaires (Shaw, 1981).

Les collecteurs de thiols les plus utilisés sont les xanthogénates (techniquement connus sous le nom de xanthates) et les dithiophosphates (collecteurs Aerofloat). Les xanthates sont les plus importants pour la flottation des minéraux sulfurés. Les types de collecteurs sulfhydryles sont présentés dans le tableau 4 :

Tableau 04. Les types de collecteurs sulfhydryles.

Nom du réactif	Formule générale	pH	Principales utilisations
Xanthate	$\text{R} - \text{O} - \underset{\text{S}}{\underset{\parallel}{\text{C}}} - \text{S}^-$	8-13	Flottation des sulfures, minéraux oxydés comme la malachite et la cérusite
Dithiophosphate	$\text{R} - \text{O} \begin{cases} / \\ \backslash \end{cases} \text{P} \begin{cases} / \\ \backslash \end{cases} \text{S} \equiv \text{S}$	4-12	Flottation sélective des sulfures de cuivre et de zinc de la galène
Thiocarbonate	$\text{R} \begin{cases} / \\ \backslash \end{cases} \text{N} - \underset{\text{S}}{\underset{\parallel}{\text{C}}} - \text{S}^-$	5-12	Propriétés similaires aux xanthates, mais plus chers
Thionocarbamate d'isopropyle	$(\text{CH}_3)_2\text{CH} - \text{O} - \underset{\text{C}_2\text{H}_5}{\underset{\text{H}}{\underset{\parallel}{\text{C}}}} - \text{N} - \text{C}_2\text{H}_5$	4-9	Flottation sélective de sulfures de cuivre à partir de pyrite
Mercaptobenzothiazole		4-9	Flottation des minéraux oxydés comme le plomb et le cuivre. Flottation de la pyrite à pH 4-5

R varie de C₂ à C₆

Le choix d'un collecteur, quel que soit le minéral concentré, repose sur la considération d'un grand nombre de facteurs. Les performances métallurgiques, c'est à dire le rendement métal et la teneur du concentré ainsi que la sélectivité qu'il permet d'atteindre sont au premier plan. Par ailleurs, la cinétique de flottation est un autre facteur important, un collecteur idéal ne possède pas de pouvoir moussant. Si d'une part les collecteurs sulfhydryles ont une faible capacité de moussant, d'autre part les acides carboxyliques et les amines qui en sont dérivés posent des problèmes en ce point de vue. Un autre facteur à considérer est la possibilité de réaction chimique qu'il peut avoir avec d'autres réactifs. Les réactions devraient être au minimum et le cas échéant, être connues avec le maximum de précision. Enfin, son coût, qui dépend notamment de la concentration requise, doit impérativement être pris en considération.

II.2.2. Minéraux naturellement hydrophobes

Certains minéraux sont naturellement hydrophobes. Leur surface intégrée dans un système solide-liquide gaz permet un angle de contact supérieur à 20° et bien souvent autour de 70°-80°. Le tableau 5 présente l'angle de contact de certains minéraux naturellement hydrophobes.

Tableau 05. Angle de contact de certains minéraux naturellement hydrophobes.

Minéraux	Angle de contact (°)
Graphite	86
Charbon	20-60
Soufre	85
Molybdénite	75
Stibine	/
Pyrophylitte	/
Talc	88
Lodyrite	20

L'hydrophobicité naturelle existe lorsqu'un minéral possède une surface qui n'est pas chargée électriquement. La surface n'est pas seulement globalement neutre, comme au point de charge zéro ; elle est électriquement neutre en tout point et il n'existe simplement pas de charge électrique. Cela se présente lorsqu'un minéral pendant sa commination, ne subit pas de brisure du réseau cristallin, mais que la fracturation se produit toujours selon des plans faibles déterminés. Les liaisons chimiques entre deux surfaces séparées par ces plans sont de type Van der Waals, de façon qu'aucune charge électrique importante ne soit produite pendant la commination.

Cependant, l'hydrophobicité naturelle parfaite n'existe pas. En effet, une surface majoritairement hydrophobe peut comporter minoritairement des sites hydrophiles, particulièrement aux pointes et aux arêtes, où la tension zéta peut avoir des valeurs positives ou négatives. De plus, une composition chimique négative peut être la source de sites hydrophobes, comme dans le cas du charbon, qui contient généralement 10% de minéraux dont la composition est celle des silicates. Par ailleurs, les charbons bitumineux sont plus hydrophobes que les anthracites. Les premiers contiennent des substances carbonatées telles que les goudrons de houille et le brai qui sont des substances hydrophobes tandis que les derniers en contiennent moins.

Les minéraux naturellement hydrophobes (charbon, graphite, etc.) devraient pouvoir flotter naturellement sans collecteur ni moussant. Cependant, un procédé rarement ainsi, on se sert généralement d'un moussant qui contrôle la qualité des bulles d'air et d'un collecteur de type non ionisé non polaire tels que le kérósène ou le mazout. L'usage d'un collecteur permet d'accroître l'angle de contact, soit par exemple de 80° à 100°. La conséquence directe est l'accroissement de la vitesse de flottation (cinétique de flottation). C'est-à-dire que la récupération du minéral utile au concentré se fait plus vite. La récupération serait aussi plus complète de plus grosses particules étant entraînées dans le concentré.

Le mécanisme par lequel s'effectue la collection des minéraux naturellement hydrophobes se divise en deux étapes (fig. 9) : une première au cours de laquelle l'attraction Van der Walls permet l'adsorption physique des molécules du collecteur non ionisé non polaire, dans une position le plus souvent couchée sur la surface du solide. La seconde étape correspond à l'adsorption de multicouches par le solide, par suite de l'attraction l'une par l'autre de chacune des molécules du collecteur. La multicouche peut devenir à ce point importante selon le dosage de collecteur pour permettre la formation d'un film macroscopique, sans pour autant améliorer la flottation.

Les collecteurs non ionisés non polaires peuvent aussi servir pour la flottation de minéraux naturellement beaucoup moins hydrophobes tels que les phosphates lorsqu'on emploie des huiles comme collecteurs. Elles doivent être émulsifiées auparavant, de façon à en faciliter la dispersion en phase aqueuse (Bouchard, 2001).

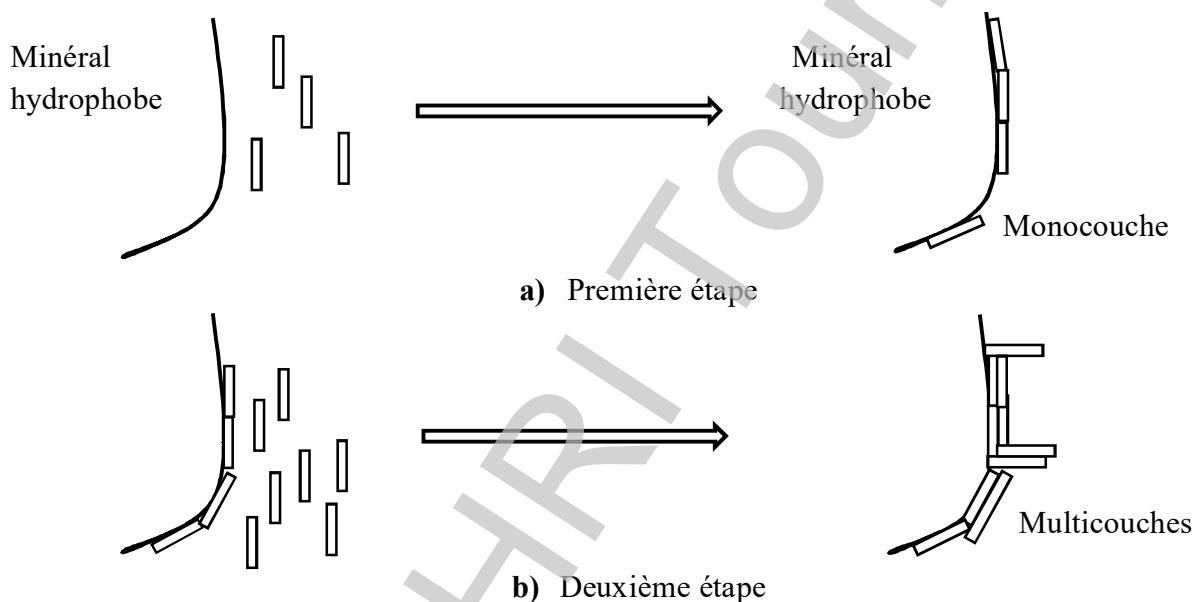


Figure 09. Mécanisme d'action des collecteurs non ionisés non polaires sur les minéraux naturellement hydrophobes.

II.2.3. Les activants

Les activants sont utilisés avant d'ajouter le collecteur, pour rendre la surface d'un minéral donné apte à l'adsorber. Ils sont utilisés lorsque les collecteurs et les moussants ne parviennent pas à accomplir la flottation d'une manière adéquate. Comme dans le cas de collecteur et de déprimant, l'activité des activants varie en fonction du pH du milieu.

Les activants modifient la nature chimique de la surface minérale de façon qu'elle puisse devenir hydrophobe après traitement avec le collecteur. Ils sont généralement des sels solubles et ionisables en milieu aqueux. Les ions en solution réagissent avec les surfaces pour favoriser l'adsorption du collecteur. Leur action permet au collecteur d'agir dans le sens voulu (flotter un minéral).

Les activateurs sont d'origine non organique (acide, alcalin, des sels de métaux lourds). Ils assurent la fixation du collecteur sur la surface minérale et permet de la rendre hydrophobe. Pour cette raison on utilise les réactifs activateurs provoquants tels que :

- le lavage chimique de la surface minérale des couches déprimantes et la découverte des éléments des réseaux cristallins ayant la propriété d'interaction avec les collecteurs.
- l'adsorption chimique des ions sur la surface minérale tout en créant un centre de fixation pour le collecteur.

II.2. 3.1. Types d'activateurs

a. Activation de la sphalérite (Zn S)

La sphalérite n'est pas flottée de manière satisfaisante par un collecteur à base de xanthate, car les produits collecteurs formés, tels que le xanthate de zinc, sont relativement solubles dans l'eau et ne forment donc pas un film hydrophobe autour du minéral.

La flottabilité peut être améliorée par l'utilisation de grandes quantités de xanthates à longue chaîne, mais une méthode plus satisfaisante consiste à utiliser du sulfate de cuivre comme activateur, qui est facilement soluble et se dissocie en ions de cuivre en solution. L'activation est due à la formation de molécules de sulfure de cuivre à la surface du minéral, du fait que le cuivre est plus électronégatif que le zinc et s'ionise donc moins facilement :



Le sulfure de cuivre (CuS) déposé sur la surface de la sphalérite réagit facilement avec le xanthate pour former du xanthate de cuivre insoluble, ce qui rend la surface de la sphalérite hydrophobe.

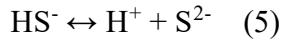
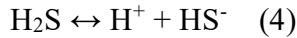
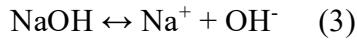
La principale utilisation du sulfate de cuivre comme activateur est dans la flottation différentielle des minéraux de plomb-zinc, où après la flottation du plomb, la sphalérite est activée et flottée. Dans une certaine mesure, les ions de cuivre peuvent également activer la galène, la calcite et la pyrite. Lorsque la sphalérite est associée à la pyrite ou à la pyrrhotite, la sélectivité est généralement assurée par la forte alcalinité (pH 10,5-12) de la pulpe, la chaux étant ajoutée conjointement avec l'activateur à base de sulfate de cuivre.

b. Activation des minéraux oxydés

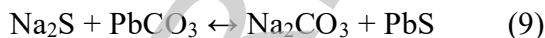
Les minéraux oxydés de plomb, de zinc et de cuivre, tels que la cérasite, la smithsonite, l'azurite et la malachite flottent très peu avec les collecteurs sulfhydryles et nécessitent une quantité extrêmement importante, car les ions de métaux lourds dissous dans le réseau minéral doivent être précipités sous forme de xanthate métallique avant que le collecteur n'interagisse avec le minéral.

L'adsorption à la surface du minéral est également faible, le revêtement du collecteur étant facilement éliminé par l'abrasion des particules. Ces minéraux sont activés par l'utilisation de sulfure de sodium ou d'hydrosulfure de sodium (Malghan, 1986). De grandes quantités,

jusqu'à 10 kg/t de ces sulfures peuvent être nécessaires, en raison de la solubilité relativement élevée des minéraux oxydés. En solution, le sulfure de sodium s'hydrolyse et ensuite se dissocie :



Comme les constantes de dissociation des équations 4 et 5 sont extrêmement faibles et que celle de l'équation 3 est élevée, la concentration des ions OH^- augmente plus rapidement que celle des ions H^+ et la pâte devient alcaline. L'hydrolyse et la dissociation du sulfure de sodium libèrent des ions OH^- , S^{2-} et HS^- en solution et ceux-ci peuvent réagir avec les surfaces minérales et les modifier. La sulfuration fait passer les ions soufre dans le réseau cristallin des minéraux oxydés, ce qui leur donne un revêtement de surface pseudo-sulfuré relativement insoluble et leur permet d'être flottés par les collecteurs sulphydryles. Par exemple, lors de la sulfuration de la cérusite, les réactions suivantes ont lieu :



Ces minéraux sont réfractaires aux xanthates. On peut les activer (sulfuriser) avec Na_2S ou NaHS . L'hydrolyse et la dissociation du Na_2S produisent des ions OH^- , S^{2-} et HS^- qui modifient la nature chimique de la surface des particules minérales.

Le PbS en surface peut être hydrophobisé par des xanthate. La particule est donc devenue flottable. Étant donné que le Na_2S est un puissant déprimant des sulfures, il faut le doser très précisément. Il faut bien contrôler le pH car il détermine le degré de dissociation du Na_2S .

La quantité de sulfure de sodium ajoutée à la pâte doit être très strictement contrôlée, car il s'agit d'un dépresseur très puissant pour les minéraux sulfurés et en cas d'excès, il déprimera les minéraux oxydés activés et empêchera l'adsorption du collecteur.

c. Flottation de minéraux mixtes sulfuré et oxydés

Dans la flottation des minéraux mixtes sulfurés-oxydés, les minéraux sulfurés sont généralement flottés en premier, avant la sulfuration des surfaces oxydées. Cela permet d'éviter la dépression des sulfures par le sulfure de sodium. Il a récemment été suggéré (Zhang et Poling, 1991) que les effets néfastes de l'hydrosulfure résiduel peuvent être éliminés par l'ajout de sulfate d'ammonium avec l'hydrosulfure. L'utilisation du sulfate d'ammonium, relativement

peu coûteuse, semble réduire la consommation de l'agent sulfurant, beaucoup plus coûteux et renforce l'effet d'activation des ions hydrosulfure.

Un mineraï donné est constitué de deux minéraux du même métal, l'un sulfuré, l'autre oxydé. La flottation est réalisée en trois étapes :

1. la flottation du sulfure seul avec un collecteur sulfhydrique sans activant, le sulfate ou le carbonate reste dans la pulpe.
2. le conditionnement de la pulpe rejetée de la première étape avec le sulfure de sodium.
3. la flottation du sulfate ou du carbonate activé dans le deuxième concentré.

Ces trois étapes permettent de tenir compte de la dualité du sulfure de sodium, en l'occurrence son effet déprimant sur les sulfures et son effet activant sur les sulfates et les carbonates.

II.2.4. Les déprimants

Mis à part les collecteurs, les agents déprimants sont les produits chimiques sélectifs les plus utiles en flottation. Il en existe une gamme très étendue : il y a des réactifs organiques et inorganiques et même les particules ultrafines présentes dans les pulpes de flottation peuvent agir comme déprimant. Autant l'activation peut être autogène, autant peut l'être aussi la dépression.

Il existe de nombreux types de dépresseurs et leurs actions sont complexes et variées et dans la plupart des cas pas entièrement comprises, ce qui rend la dépression plus difficile à contrôler que l'application d'autres types de réactifs en particulier lorsque la phase de mousse est également affectée par leur action (Bradshaw et al., 2005).

Rappelons qu'un déprimant permet d'empêcher la récupération d'un minéral donné qui flotterait, sans cela, assez bien avec le collecteur utilisé. Généralement, le minéral devient réfractaire à la flottation par suite de l'accumulation sur sa surface de différents produits hydrophiles, avant que l'action du collecteur puisse se faire sentir. Même, dans certains cas, le collecteur déjà adsorbé par le minéral est délogé par le déprimant aussitôt que ce dernier est ajouté.

Les déprimants inorganiques consistent à couvrir les surfaces d'une façon sélective dans le but de les rendre hydrophiles et de diminuer leur affinité nécessaire pour les collecteurs.

L'utilisation des déprimants augmente la sélectivité de la flottation en prévenant de la flottation des particules indésirables. L'activité d'un déprimant varie en fonction du pH de la pulpe. Les déprimants les plus utilisés dans la pratique sont : les alcalins, les cyanures, le sulfure de sodium, les acides sulfuriques et leur sels, l'acide de fer sulfurique, les sulfates de sodium, le verre liquide, etc. Leur action empêche le collecteur d'agir dans le sens normal.

La dépression est utilisée pour augmenter la sélectivité de la flottation en rendant certains minéraux hydrophiles en empêchant leur flottation. La méthode de dépression la plus simple et

naturelle est l'adagulation qui empêche l'adsorption du collecteur par recouvrement de la particule. On peut aussi déprimer sélectivement certains minéraux en utilisant des produits chimiques (solubles, ionisables).

II.2.4.1. Déprimants inorganiques

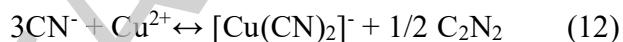
Les cyanures sont largement utilisés dans la flottation sélective des minerais plomb-cuivre-zinc et cuivre-zinc comme déprimants pour la sphalérite, la pyrite et certains sulfures de cuivre. Le rejet de la sphalérite dans les concentrés de cuivre est souvent une préoccupation majeure, car le zinc est un élément pénalisant dans la fusion du cuivre. Il est assez bien établi que la sphalérite pure et propre n'adsorbe pas les xanthates à chaîne courte tant que sa surface n'est pas activée par des ions cuivre (équation 1). Cependant, les ions de cuivre résultant d'une très légère dissolution des minéraux de cuivre présents dans le minerai peuvent provoquer une activation involontaire et empêcher la séparation sélective. Le cyanure est ajouté à la pulpe pour désorber le cuivre en surface et pour réagir avec le cuivre en solution en formant des complexes cyanurés solubles. On utilise le plus souvent du cyanure de sodium, qui s'hydrolyse en solution aqueuse pour former de l'alcali libre et du cyanure d'hydrogène relativement insoluble :



L'acide cyanhydrique se dissocie ensuite :



La constante de dissociation de l'équation 11 est extrêmement faible par rapport à celle de l'équation 10, de sorte qu'une augmentation de l'alcalinité de la pulpe réduit la quantité de HCN libre, mais augmente la concentration d'ions CN⁻. Une pulpe alcaline est essentielle, car le cyanure d'hydrogène libre est extrêmement dangereux. La principale fonction de l'alcali, cependant, est de contrôler la concentration d'ions cyanure disponibles pour la dissolution du cuivre en cupro-cyanure :



Mis à part les réactions du cyanure avec les ions métalliques en solution, il peut aussi réagir avec les xanthates métalliques pour former des complexes solubles, ce qui empêche l'adsorption du xanthate sur la surface minérale, bien que cela ne puisse pas se produire avant que les ions métalliques en solution aient été complexés, selon l'équation 12.

Par conséquent, si les ions Cu²⁺ sont en solution, la prévention de l'adsorption du xanthate ne peut se produire que si le rapport entre les ions Cu²⁺ et les ions CN⁻ est supérieur à 1/3. Plus la solubilité du xanthate métallique dans le cyanure est grande, moins la fixation du collecteur au minéral est stable. Il a été démontré que les xanthates de plomb ont une très faible solubilité dans le cyanure, les xanthates de cuivre sont assez solubles, tandis que les xanthates de zinc, de nickel, d'or et de fer sont très solubles. Le fer et le zinc peuvent donc être très facilement séparés du plomb dans les minerais complexes. Lors de la séparation de la chalcopyrite de la sphalérite et de la pyrite, un contrôle très étroit de la concentration en ions cyanure est nécessaire. Le cyanure doit être ajouté en quantité suffisante pour complexer les ions de métaux lourds en

solution et pour solubiliser les xanthates de zinc et de fer. Un excès de cyanure forme des complexes solubles avec le xanthate de cuivre, légèrement moins soluble, ce qui déprime la chalcopyrite.

L'effet de déprime du cyanure dépend de sa concentration ainsi que de la concentration du collecteur et de la longueur de la chaîne hydrocarbonée. Plus la chaîne est longue, plus la stabilité du xanthate métallique dans les solutions de cyanure est grande et plus la concentration de cyanure nécessaire pour déprimer le minéral est élevée. Les concentrations relativement faibles de xanthates à chaînes hydrocarbonées courtes sont donc utilisées pour la flottation sélective dans les cas où des cyanures sont utilisés comme dépresseurs.

Les cyanures sont, bien entendu, extrêmement toxiques et doivent être manipulés avec beaucoup de précautions. Ils présentent également l'inconvénient d'être coûteux et de déprimer et dissoudre l'or et l'argent, réduisant ainsi l'extraction de ces métaux dans la mousse produite. Malgré ces inconvénients, ils sont largement utilisés en raison de leur degré de sélectivité élevé. Ils présentent également l'avantage de laisser la surface du minerai relativement intacte, de sorte que l'activation ultérieure est relativement simple, bien que des ions cyanures résiduels en solution puissent interférer avec l'activant.

La présence d'ions Cu^{2+} provenant des sels solubles de Cu, activerait le Zn à un moment non-désiré (dans le circuit de flottation du cuivre, car le Zn y est pénalisé).

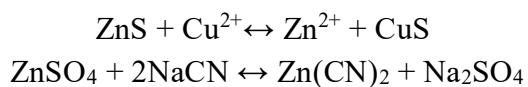
L'ajout de CN^- empêcherait l'adsorption des Cu^{2+} sur la surface en formant un complexe cyanuré soluble.

a. Le Sulfate de zinc (ZnSO_4)

De nombreuses usines fonctionnent parfaitement avec le cyanure seul, dans d'autres, un réactif supplémentaire, généralement du sulfate de zinc, est ajouté pour assurer une dépression satisfaisante de la sphalérite.

En cas de présence d'ions de cuivre, l'introduction d'ions de zinc peut empêcher le cuivre de se déposer sur la surface de la sphalérite.

Cependant, d'autres réactions plus complexes se produisent pour favoriser la dépression et on considère que le cyanure réagit avec le sulfate de zinc pour former du cyanure de zinc, qui est relativement insoluble, et précipite sur la surface de la sphalérite, la rendant hydrophile et empêchant l'adsorption du collecteur :



Dans une pulpe alcaline, l'hydroxyde de zinc qui est formé, adsorbe les ions de cuivre et est précipité sur la surface de la sphalérite en empêchant l'adsorption du collecteur.

L'utilisation du sulfate de zinc réduit donc la consommation de cyanure et on connaît des cas où la dépression de la sphalérite a été obtenue par la seule utilisation du sulfate de zinc. Bien que les cyanures et le sulfate de zinc soient largement utilisés, ils présentent de nombreux inconvénients. Par exemple, de nombreux concentrateurs répugnent à utiliser des cyanures en raison de problèmes environnementaux. Le sulfate de zinc n'est pas efficace qu'à des valeurs

de pH élevées, auxquelles l'hydroxyde de zinc précipite dans la solution. Il est donc nécessaire de trouver d'autres déprimants sélectifs.

b. Le Dioxyde de souffre (SO_2)

Le dioxyde de soufre est devenu comme un réactif de conditionnement très polyvalent et presque indispensable pour les minérais polysulfurés. Bien qu'il soit largement utilisé comme dépresseur de galène dans les séparations du cuivre-plomb, il désactive également les sulfures de zinc et améliore le différentiel de flottation entre le zinc et les autres sulfures de métaux communs. Dans les circuits de nettoyage du cuivre et de séparation du cuivre et du plomb, on obtient un rejet très efficace du zinc en acidifiant les pulpes par injection de SO_2 . Cependant, le SO_2 ne peut pas être utilisé pour traiter les minérais qui contiennent des minéraux secondaires de cuivre, de covellite ou de chalcocite, car ils deviennent solubles en présence de dioxyde de soufre et les ions de cuivre dissous activent les sulfures de zinc (Konigsman, 1985).

Le dioxyde de soufre ne déprime pas sensiblement la chalcopyrite et les autres minéraux cuprifères. En fait, l'adsorption du xanthate sur la chalcopyrite est améliorée en présence de SO_2 et l'ajout de SO_2 avant le xanthate entraîne une dépression efficace de la sphalerite tout en augmentant la flottabilité de la chalcopyrite. L'utilisation du SO_2 a l'avantage sur le cyanure dans la dépression de la sphalerite dans le sens où il y a peu de dépression du cuivre et aucune dissolution des métaux précieux. Cependant, il est indiqué que l'utilisation du SO_2 exige une adaptation des autres ajouts de réactifs, et dans certains cas un changement de type de collecteur est nécessaire.

Il est utilisé pour déprimer la galène pour la séparation du Cu-Pb et pour désactiver le ZnS, permettant la flottation différentielle entre la blende et autres sulfures. Il est employé dans le nettoyage des concentrés de cuivre pour déprimer le ZnS (sans dissoudre Au, Ag). Il présente un inconvénient car il solubilise la covellite (CuS) et la chalcosine (Cu_2S) en activant alors le ZnS.

II.2.4.2. Les colloïdes organiques

Les colloïdes organiques sont des molécules polymériques de masses moléculaires souvent très élevées (plusieurs millions de grammes). On obtient un polymère à partir d'un monomère dont les courtes chaînes s'associent et se soudent ensemble, soit par l'action d'une catalyse soit par l'action de la température notamment. Leur dimension est de classe colloïdale.

Ces colloïdes sont utilisés depuis assez longtemps, mais leur mécanisme d'action n'est pas encore connu avec certitude. Trois mécanismes ont été proposés pour les amidons et les tannins (fig. 10).

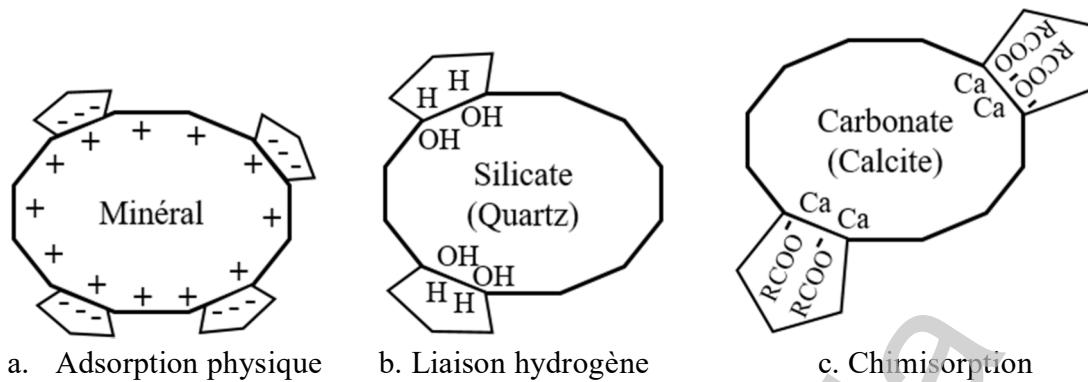


Figure 10. Mécanisme de dépression par les colloïdes organiques

Le premier est un mécanisme d'adsorption physique du colloïde déprimant, qui possède des charges électriques négatives de signe contraire de celui du minéral. Un revêtement de surface s'ensuit, ce qui neutralise la charge et la tension zéta. L'action du collecteur s'en trouve entravée. Le deuxième mécanisme est celui de la liaison hydrogène entre un groupe acide de la surface des silicates tels que le groupe silanol et les atomes d'hydrogène situés sur le pourtour des colloïdes. Quant au dernier mécanisme, celui de la chimisorption, il se produit lorsque le minéral, un carbonate par exemple, contient des atomes de calcium. Il y aurait alors formation des composés complexes à la surface : le tannate de calcium avec le tannin et le carboxylate de calcium avec l'amidon de maïs. Ces composés seraient probablement plus stables que les composés équivalents avec les collecteurs.

II.2.4.3. Les particules ultrafines

Les particules ultrafines, ou schlamms, sont des particules de dimension inférieure à 20 µm. Comme le montre le tableau 6, les particules colloïdales sont encore plus petites, leurs dimensions étant de moins de 1 µm (Bouchard, 2001).

Le terme schlamms s'applique à toutes les dimensions situées sous la limite plus ou moins arbitraire de 20 µm et comprend donc les colloïdes.

Tableau 06. Classes de particules selon leurs dimensions.

Dénomination	Dimension (µm)
Colloïdes	<1
Schlammss	1 - 20
Fines	10 - 100
Grosses	>1

Les schlamms constituent souvent une menace à l'efficacité de la flottation du fait qu'ils peuvent déprimer le minéral utile qu'on désire flotter.

Il est important de signaler les difficultés de la flottation causées par ces schlamms qui consistent en les points suivants :

- d'abord, un schlamm de minéral utile est plus difficile à flotter qu'une particule de plus grande dimension. Il est caractérisé par un petit volume, de sorte qu'il a peu de chance d'entrer en collision avec une bulle d'air.

- les schlams ont aussi une petite masse, donc une faible quantité de mouvement, de sorte que l'énergie associée à une collision donnée avec une bulle d'air est insuffisante bien souvent pour réussir une adhésion.

- les coûts d'une flottation dans une pulpe comportant des schlams de minéral utile sont plus élevés que dans la situation inverse. Les schlams, ayant une aire spécifique plus grande, adsorbent proportionnellement plus de collecteur. Ainsi, pour flotter une même masse de minéral utile, les coûts sont plus élevés. Le même raisonnement s'applique pour la consommation d'activant et de déprimant, les schlams pourraient, tout en étant revêtus de collecteur, ne pas flotter du tout.

- l'aération d'une cellule de flottation cause l'entrainement, dans le bas de la mousse, des particules les plus fines, les schlams. Si la texture de la mousse ne permet pas un nettoyage sélectif de ces schlams, le concentré risque d'être contaminé.

- l'aire spécifique élevée des schlams cause leur dissolution plus rapide, ce qui accroît la force ionique de la pulpe. N'oublions pas qu'à une forme ionique élevée correspond une double couche électronique ultramince, une tension zéta négligeable, donc une possible flocculation ou de coagulation naturelle accrue. Lorsque cela se produit des particules de gangue risquent d'être prises au piège à l'intérieur des agglomérats, pour être ensuite entraînées en le salissant du même coup.

Parmi les effets secondaires : l'accroissement de la viscosité de la pulpe, ce qui a pour conséquences une moins bonne dispersion des bulles d'air et des coûts d'énergie plus élevés et une plus grande rigidité de la mousse, ce qui se traduit par des besoins accrus d'eau sous pression pour détruire la mousse à la sortie des cellules, donc par des dilutions exagérées de la pulpe du concentré. Enfin, quand les concentrés sont acheminés aux épaississeurs pour augmenter la densité de la pulpe la chance de perdre dans la surverse des schlams de minéral utile est très grande si ces appareils sont légèrement sous-dimensionnés.

L'effet déprimant des schlams est amené par mécanisme appelé sime-coating, c'est mécanisme au cours duquel des particules ultrafines sont adsorbées par des particules plus grosses, d'où un changement important des propriétés de ces dernières. Généralement, les schlams sont adsorbés physiquement, par suite de l'attraction électrostatique. Ainsi, ils ont une tension zéta de signe contraire de celui des particules de grosseur réglementaire. L'effet direct est que toute action de réactif, principalement le collecteur mais aussi les activants et les déprimants, s'en trouve entravée au plus haut point.

II.2.5. Les moussants

Il est possible de considérer la flottation comme un procédé de séparation faisant intervenir trois étapes principales (Booth et Frey-berger, 1961) :

- la modification des surfaces minérales.
- le contact entre les bulles et les particules minérales rendues hydrophobes.
- la séparation de la phase bulle-particule de la phase liquide-particule.

Les moussants interviennent dans la deuxième et la troisième étape. Ce sont des corps dont l'utilisation correspond à la création d'une mousse et qui, de ce fait, permettent la séparation des particules hydrophobes et hydrophiles. Bressler et Talnud ont montré expérimentalement que la durée de vie des bulles dans l'eau propre est de l'ordre de 1/100 de seconde. Cette constatation rend indispensable l'utilisation de moussants dont le rôle est d'assurer une stabilité à la mousse.

Les moussants sont des agents tensio-actifs et hétéropolaires de nature organique qui sont adsorbés sur l'interface air-eau. Les molécules de moussant comportent une tête polaire orientée vers l'eau et une autre non polaire vers la phase gazeuse (fig.11). Les deux principales fonctions de moussant sont d'assurer une dispersion des bulles fines dans la pulpe et de maintenir une stabilité adéquate de la mousse qui flotte à la surface de la pulpe. En effet, la mousse doit être suffisamment stable dans le but d'éviter le réglage des particules hydrophobes dans la pulpe. Par contre une mousse trop ferme aura pour conséquences nuire au traitement subséquent du concentré obtenu par flottation.

Les moussants sont des produits hétéropolaires : leur groupe polaire se combine avec les dipôles de l'eau avec lesquels le groupe non-polaire ne réagit pas, restant donc dans la phase gazeuse en diminuant ainsi la tension superficielle ; ce qui stabilise la bulle d'air. Cette molécule est tensioactive et permet, à de faibles concentrations en solution, d'abaisser la tension interfaciale liquide-gaz à une valeur minimale.

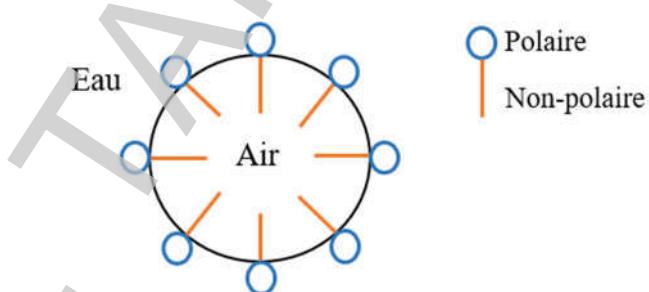


Figure 11. Adsorption du moussant sur la surface d'une bulle d'air.

L'action du moussant est dû à la capacité de l'agent du moussant à s'adsorber sur l'interface air-eau en raison de son activité de surface et à réduire la tension superficielle en stabilisant ainsi la bulle d'air.

Les agents du moussant doivent être dans une certaine mesure solubles dans l'eau, sinon ils se répartiraient de manière très inégale dans une solution aqueuse et leurs propriétés tensioactives ne seraient pas pleinement efficaces. Les agents moussants les plus efficaces comprennent dans leur composition l'un des groupes suivants :

L'hydroxyle (-OH), le carboxyle , le carbonyle (=C=O), le groupe aminé (-NH₂) et le groupe sulfide (-OSO₂OH-SO₂OH).

Les acides, les amines et les alcools sont les plus solubles des agents moussants. Les alcools (OH) sont les plus utilisés, car ils n'ont pratiquement pas de propriétés de collecteur et à cet effet, sont préférables à d'autres agents de moussants, tels que les carboxyles, qui sont également de forts collecteurs. La présence de propriétés de collecteur et de moussant dans le même réactif peut rendre difficile la flottation sélective.

Les moussants à groupe amino et certaines moussants à groupe sulfo ont également de faibles propriétés de collecteur.

L'huile de pin, qui contient des alcools aromatiques, le composant de moussant le plus actif étant le terpinéol, C₁₀H₁₇OH, a été largement utilisé comme agent moussant.

Le crésol (acide crésylique), CH₃C₆H₄OH, a également été largement utilisé. Une large gamme d'agents moussants synthétiques, basés principalement sur des alcools à haut poids moléculaire, sont maintenant utilisés dans de nombreuses usines. Ils présentent l'avantage important, par rapport aux produits industriels tels que l'huile de pin et le crésol, d'être beaucoup plus stables dans leur composition, ce qui facilite le contrôle du processus de flottation et améliore leurs performances. Le méthyl isobutyl carbinol (MIBC) est un agent de moussant synthétique largement utilisé. Une autre gamme de moussants synthétiques est basée sur des éthers de polyglycol sont très efficaces. Ils sont commercialisés sous différents noms, tels que Cytec Orepred 549 et Cytec Aerofroth 65. Les agents moussants à base de polyglycols sont également utilisés et il n'est pas rare de mélanger les trois groupes chimiques alcools, éthers de polyglycol et polyglycols pour obtenir un agent moussant spécifique à un circuit de flottation particulier (Riggs, 1986).

Les groupes alcools produisent une mousse sélective, souvent fragile, qui permet un bon contrôle et un bon transfert des matériaux dans les laveurs et les pompes. Le groupe éther de glycol est plus fort, avec plus de persistance que les groupes alcool, tandis que les polyglycols sont les mousses tensioactives les plus fortes utilisées. Ils sont très efficaces pour maximiser le support de charge avec les broyages grossiers et les alimentations de haute qualité, dans toutes les plages de pH.

Bien que les agents moussants soient généralement des réactifs tensioactifs, il a été démontré que les réactifs tensioactifs, tels que l'alcool diacétone et l'acétal éthylique, se comportent comme des agents moussants dans les systèmes solide-liquide-air, mais pas dans les systèmes biphasés liquide-air (Lekki et Laskowski, 1975). Les molécules de ces réactifs possèdent deux groupes polaires et sont facilement solubles dans l'eau. Elles s'adsorbent sur les surfaces solides mais ne modifient pas sensiblement leur hydrophobie.

Lorsque la surface minérale, sur laquelle est adsorbée l'écume inactive en surface, est approchée par une bulle d'air, les molécules se réorientent et produisent une écume triphasée suffisamment stable.

II.2.5.2. Types des moussants

Le tableau 7 présente les principaux moussants employés dans l'industrie ainsi que leur solubilité (Bouchard, 2001).

Tableau 07. Principaux moussants utilisés dans l'industrie.

Type	Exemple	Formule	Solubilité (%)
Alcool aliphatique	MIBC (Méthyl-isobutylcarbinol)	$ \begin{array}{ccccccc} & & \text{CH}_3 & & & & \\ & & & & & & \\ \text{H}_3\text{C} & - & \text{CH} & - & \text{CH}_2 & - & \text{CH} - \text{OH} \\ & & & & & & \\ & & & & & & \text{CH}_3 \end{array} $	0.05-2.5 MIBC
Terpènes (huile de pin)	α -Terpinéol	$\text{C}_{10}\text{H}_{16}$	0.2-0.25
Acide crésyliques	Crésol	$\text{C}_7\text{H}_8\text{O}$	0.15
Polyéthers hydroxylés	éther de propylène glycol (polypropylène glycol)	$\text{CH}_3-\text{CHOH}-\text{CH}_2\text{OH}$	Complète
Polyéthers (paraffines alcoxy- substituées)	Triethoxybutane (TEB) (1, 1, 3-triéthoxybutane)	$\text{C}_{10}\text{H}_{22}\text{O}_3$	0.8
Collecteurs oxhydryles	Acides gras	Collecteurs moussants	

Le pouvoir moussant d'un alcool aliphatique est généralement supérieur à celui d'un alcool aromatique. Ce caractère tient vraisemblablement au fait que les doubles liaisons du noyau benzénique sont rapidement saturées.

La liaison entre le pouvoir moussant et le nombre croissant de groupes polaires fait objet de nombreuses discussions : en général, on admet qu'un nombre croissant de groupes polaires pour un même radical hydrocarboné réduit le pouvoir moussant de l'agent tensio-actif.

II.2.6. Les régulateurs du milieu

Les régulateurs du milieu ont pour but de créer les conditions optimales pour une bonne action des autres réactifs. Ces conditions peuvent être atteintes par la voie de chargement du pH du milieu, l'élimination des ions indésirables dans la pulpe, le réglage des valeurs du potentiel redox de la pulpe et le processus de dispersion et de coagulation des schlamms. Dans la qualité des réactifs régulateurs on utilise les différentes liaisons d'origine organique ou non organique pouvant avoir d'autres rôles comme activants ou déprimants de la flottation du milieu.

Les régulateurs du milieu sont des réactifs influents sur le processus d'interaction de collecteurs, des déprimants et des activant avec la surface minérale. Leur rôle principal est de régler la composition ionique de la pulpe, le processus de dispersion et la coagulation des fines.

II.2.6.1. Les régulateurs de pH de la pulpe

Le réglage du pH de la pulpe peut porter une influence importante sur l'état de la surface minérale ainsi que celui des collecteurs dans la phase liquide de la pulpe, provoquer la précipitation et la dissolution des différents composants dans la pulpe, augmenter la concurrence entre différents ions de la phase liquide de la pulpe et les collecteur pour s'interactionner avec leur surface minérale. C'est pour cela que le réglage de la concentration des ions d'hydrogénés ou l'hydroxydes dans la pulpe est parmi les moyens les plus importants pour augmenter le degré de la sélectivité de séparation par flottation. On utilise la chaux (CaOH_2), la soude le NaOH et le sulfite de sodium (Na_2SO_3) pour avoir un milieu basique (alcalin) et l'acide sulfurique (H_2SO_4) pour créer un milieu acide, ou pour neutraliser la basicité du milieu.

II.2.6.2 Détermination du pH et du potentiel point charge nulle

Pour une espèce chimique considérée, la détermination du pH d'équilibre dans l'eau s'effectue en mettant en jeu les différentes réactions de dissociation et d'hydrolyse qui sont directement ou indirectement liées à l'espèce considérée. Elle s'effectue en plusieurs séries d'étapes de calculs qui sont dépendants les uns des autres. Elle consiste à déterminer successivement :

- L'énergie libre ($\Delta F^\circ_{\text{réaction}}$) de chaque réaction de dissociation et d'hydrolyse considérée.

L'énergie libre (Kcal) d'une réaction chimique est déterminée par la formule suivante :

$$\Delta F^\circ_{\text{reaction}} = \sum \Delta F^\circ_{\text{fin}} - \sum \Delta F^\circ_{\text{fin}}$$

Dans le cas où la valeur de l'énergie libre est donnée, la constante thermodynamique peut être déterminée par la formule suivante :

$$\Delta F^\circ_{\text{reaction}} = -RT \log (k)$$

Où R : Constante des gaz parfaits ($R=8,314 \text{ J.mol}^{-1}.\text{K}^{-1}$) ;

T : Température en kelvin ;

D'où on obtient :

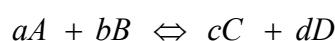
$$\Delta F^\circ_{\text{reaction}} = - 1,364 \log (k)$$

La constante d'équilibre k de chaque réaction est :

$$K = 10^{\Delta F^\circ_{\text{reaction}} / - 1,364}$$

La concentration de chaque ion issu des réactions de dissociation et d'hydrolyse est en fonction des constantes d'équilibres et de la concentration de l'ion $[\text{H}^+]$.

Soit la réaction chimique suivante :



On définit K la constante d'équilibre thermodynamique de la réaction telle que :

$$K = \frac{[C]^c [D]^d}{[A]^a [B]^b}$$

Où

[A], [B] : concentrations des composants initiaux.

[C], [D] : concentrations des produits de la réaction.

a, b, c et d sont les coefficients stœchiométriques de A, B, C et D.

Pour un solide S, sa concentration est [S]=1.

Les concentrations [C] sont représentées graphiquement en fonction du pH en utilisant la fonction suivante :

$$\ln(c) = f(pH)$$

- Le pH d'équilibre est déterminé par la méthode du maximum des minimums : cela consiste à tracer les droites $\ln(c)=f(pH)$; ensuite le pH d'équilibre est déterminé en prenant la valeur du pH du point d'intersection le plus haut entre deux droites.

II.3. Le potentiel redox de la pulpe

Le potentiel redox peut porter une influence importante sur l'état de la surface minérale sur la vitesse de réaction chimique d'oxydation et de réduction [Xanthate-dexanthate], sur la surface des minéraux sulfuriques et sur la correction de forme dans le volume de la pulpe. Le potentiel redox peut être réglé en ajoutant dans la qualité des oxydants, les permanganates ou l'eau oxygénée et dans la qualité des réduisants (sulfates et les tuosulfate) ou bien à l'aide d'un traitement électrochimique de la pulpe.

Le potentiel redox indique la quantité d'oxydants et réducteurs présents. Une mesure du potentiel redox est donc généralement effectuée à la fin d'un dosage.

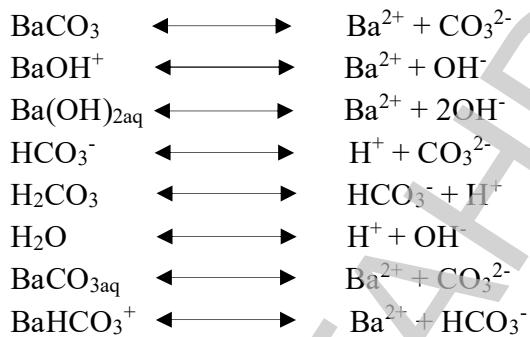
II.4. Exercices d'application

Exercice 01

Les ions déterminants le potentiel (IDP) dans le cas du carbonate de Baryum BaCO_3 sont présentés avec leurs valeurs d'énergie de formation dans le tableau suivant :

Ions/molécules	$\Delta F^0, \text{Kcal}$
$\text{BaCO}_3^{...}$	-268,4
$\text{Ba}^{...}$	-134,0
$\text{OH}^{...}$	-37,595
$\text{BaCO}_{3\text{aq}}^{...}$	-260,37
$\text{Ba(OH)}^{...}$	-171,59
$\text{H}_2\text{O}^{...}$	-56,69
$\text{CO}_3^{...}$	-177,31
$\text{HCO}_3^{...}$	-140,31
$\text{Ba(OH)}_{2\text{aq}}^{..}$	-206,37
$\text{BaHCO}_3^{...}$	-271
H_2CO_3	-149,0

En utilisant la méthode d'analyse thermodynamique, déterminer la valeur du pH d'équilibre de BaCO_3 selon les réactions suivantes :



Quel est l'importance de calculer la valeur de pH d'équilibre dans la flottation ?

Exercice 02

La production d'un circuit de flottation du minerai est 100000 t avec une masse volumique de $2,8\text{g/cm}^3$ et la concentration massique du solide dans la pulpe est 35 % et le temps de séjour est 10 min. Calculer le volume total du circuit de flottation ?

Solution des exercices d'application

1) Calcul de l'énergie standard libre des réactions $\Delta F^0_{\text{réact.}}$

$$\Delta F^0_{\text{réact.}} = \sum \Delta F^0_{\text{Fin.}} - \sum \Delta F^0_{\text{Init.}}$$

$$\Delta F^0_1 = (-134 - 177,31) - (-268,40) = -42,91 \text{ Kcal} ;$$

$$\Delta F^0_2 = (-134 - 37,595) - (-171,59) = -0,005 \text{ Kcal} ;$$

$$\Delta F^0_3 = (-134 - 2 \times 37,595) - (-206,37) = -2,82 \text{ Kcal} ;$$

$$\Delta F^0_4 = (0 - 177,31) - (-140,31) = -37 \text{ Kcal} ;$$

$$\Delta F^0_5 = (-140,31 + 0) - (-149) = 8,69 \text{ Kcal} ;$$

$$\Delta F^0_6 = (-37,595 + 0) - (-56,69) = 19,095 \text{ Kcal} ;$$

$$\Delta F^0_7 = (-134 - 177,31) - (-206,37) = -50,94 \text{ Kcal} ;$$

$$\Delta F^0_8 = (-134 - 140,31) - (-271) = -3,31 \text{ Kcal} .$$

1) Calcul des constantes d'équilibre de chaque réaction « K ».

$$\Delta F^0_{\text{réact.}} = -1,364 \cdot \lg K \Rightarrow K = 10^{-\Delta F^0_{\text{réact.}} / 1,364}$$

$$K_1 = 10^{42,91/1,364} = 2,877 \cdot 10^{+31}$$

$$K_2 = 10^{0,005/1,364} = 1,00847$$

$$K_3 = 10^{2,82/1,364} = 116,801$$

$$K_4 = 10^{37/1,364} = 1,336 \cdot 10^{27}$$

$$K_5 = 10^{-8,69/1,364} = 0,425 \cdot 10^{-6}$$

$$K_6 = 10^{-19,095/1,364} = 10^{-14}$$

$$K_7 = 10^{50,94/1,364} = 2,218 \cdot 10^{37}$$

$$K_8 = 10^{3,31/1,364} = 267,10$$

2) D'après les réactions chimiques établies et en utilisant l'équation de la constante d'équilibre, on obtient :

$$K_1 = [\text{Ba}^{2+}] [\text{CO}_3^{2-}]$$

$$K_2 = [\text{Ba}^{2+}] [\text{OH}^-] / [\text{BaOH}^+]$$

$$K_3 = [\text{Ba}^{2+}] [\text{OH}^-]^2 / [\text{Ba(OH)}_{2\text{aq}}]$$

$$K_4 = [\text{H}^+] [\text{CO}_3^{2-}] / [\text{HCO}_3^-]$$

$$K_5 = [\text{H}^+] [\text{HCO}_3^-] / [\text{H}_2\text{CO}_3]$$

$$K_6 = [\text{H}^+] [\text{OH}^-]$$

$$K_7 = [\text{Ba}^{2+}] [\text{CO}_3^{2-}] / [\text{BaCO}_{3\text{aq}}]$$

$$K_8 = [\text{Ba}^{2+}] [\text{HCO}_3^-] / [\text{BaHCO}_3^+]$$

3) Détermination des équations de concentration de chaque substance en fonction de K_i et $[\text{H}^+]$, $[\text{C}] = f(K_i, [\text{H}^+])$:

$$[\text{CO}_3^{2-}] = K_4 * K_5 / [\text{H}^+]^2 = 1,336 * 10^{27} * 0,425 * 10^{-6} / (10^{-2})^2 = 5,67 * 10^{24}$$

$$[\text{Ba}^{2+}] = K_1 * [\text{H}^+]^2 / K_4 * K_5 = 2,877 * 10^{+31} * (10^{-2})^2 / 1,336 * 10^{27} * 0,425 * 10^{-6} = 5,06 * 10^6$$

$$[\text{BaOH}^+] = K_1 * [\text{H}^+] * K_6 / K_4 * K_5 * K_2 = 2,877 * 10^{+31} * 10^{-2} * 10^{-14} / 1,336 * 10^{27} * 0,425 * 10^{-6} * 1,00847 = 5,02 * 10^{-6}$$

$$[\text{HCO}_3^-] = K_5 / [\text{H}^+] = 0,425 * 10^{-6} / 10^{-2} = 4,25 * 10^{-5}$$

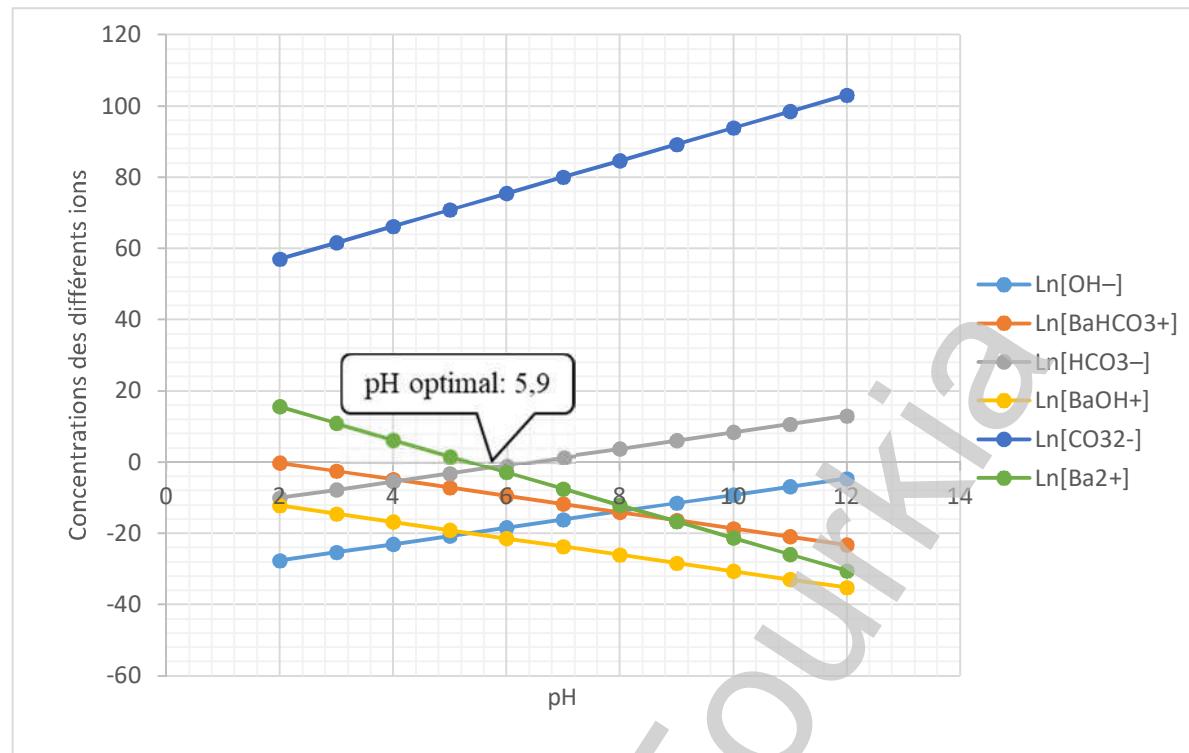
$$[\text{BaHCO}_3^+] = K_1 * [\text{H}^+] / K_4 * K_8 = 2,877 * 10^{+31} * 10^{-2} / 1,336 * 10^{27} * 267,10 = 0,8$$

$$[\text{OH}^-] = K_6 / [\text{H}^+] = 10^{-14} / 10^{-2} = 10^{-12}$$

4) Les valeurs logarithmiques des concentrations des différents ions à l'intervalle des valeurs du pH (2 – 12) sont données dans le tableau suivant :

pH	$\ln[\text{OH}^-]$	$\ln[\text{BaHCO}_3^+]$	$\ln[\text{HCO}_3^-]$	$\ln[\text{BaOH}^+]$	$\ln[\text{CO}_3^{2-}]$	$\ln[\text{Ba}^{2+}]$
2	-27,631	-0,223	-10,066	-12,202	56,997	15,5506
3	-25,328	-2,525	-7,763	-14,504	61,602	10,945
4	-23,0258	-4,828	-5,4608	-16,807	66,207	6,3403
5	-20,723	-7,1308	-3,158	-19,109	70,812	1,735
6	-18,4206	-9,433	-0,855	-21,412	75,417	-2,869
7	-16,118	-11,736	1,446	-23,715	80,023	-7,475
8	-13,815	-14,038	3,749	-26,017	84,628	-12,0803
9	-11,512	-16,341	6,052	-28,3201	89,233	-16,685
10	-9,2103	-18,643	8,354	-30,622	93,838	-21,2906
11	-6,907	-20,946	10,657	-32,925	98,443	-25,895
12	-4,605	-23,248	12,959	-35,227	103,048	-30,501

On peut dire que l'analyse thermodynamique nous a permis d'établir, la valeur du pH d'équilibre (5,9), répondant au potentiel à charge zéro de la surface du baryum et la condition d'hydrophobicité maximale ainsi que la flottabilité optimale du minéral.



Exercice 02

Le circuit de flottation à un produit donné :

Masse journalière = 100 000 t.

Masse volumique du minerai = 2,8 g/cm³.

Concentration massique du solide dans la pulpe = 35 % ;

Temps de séjour = 10 min.

Calcul : le débit solide : $100000/24 = 4167 \text{ t/h}$;

Le débit d'eau : $(4167/0,35) - 4167 = 7739 \text{ t/h}$;

Le débit pondéral de la pulpe : $4167 + 7739 = 11906 \text{ t/h}$;

Le débit volumique de la pulpe : $(4167/2,8*60) + 7739/1*60 = 154 \text{ m}^3/\text{min}$;

Le volume total du circuit de flottation est de $10*154 = 1540 \text{ m}^3$.

Chapitre III

Technologie de flottation

Dr. TAHRI / Ouirkia

III.1. Introduction

Le traitement des minerais est un ensemble complexe d'opérations, nécessitant un grand nombre d'étapes. Parmi celles-ci, les principales sont la préparation mécanique et la concentration du minerai. Dans le premier cas, on renvoie à la comminution de la roche (concassage et broyage) et au classement des particules obtenues (tamisage et classification). Le but étant d'obtenir, en traitement des minerais métalliques, une libération à peu près complète avec le moins possible de schlamms dans le produit.

Quant à la concentration des minerais, elle comprend les techniques et les appareils pour enrichir le minéral libéré, c'est-à-dire pour obtenir un ou des concentrés de teneur maximale avec le moins possible de pertes dans le rejet. Cependant, les techniques de concentration, soit les méthodes gravimétriques, magnétiques et électrostatiques sont appuyées avant tout sur des principes physiques. Elles sont donc, par définition, les plus simples à expliquer, à concevoir et à appliquer. Il n'en est pas ainsi des techniques faisant appel à la fois à des principes chimiques et physique. La principale de ces techniques est la flottation, qui est un procédé physicochimique.

La flottation est probablement la technique de concentration la plus complexe, non seulement à cause des phénomènes chimiques qui caractérisent le processus, mais aussi en raison de l'abondance et de la complexité même des notions théoriques de nature physique ou chimique qui servent à expliquer les différents phénomènes.

Les phénomènes généraux qui existent aux différentes interfaces, tels que l'adsorption, la double couche électronique, les tensions inter-faciales, l'adhésion et les réactifs de flottation s'appliquent à une échelle qu'on pourrait appeler microphénomènes.

En flottation, il se produit deux classes de phénomènes. Ce sont d'abord, les microphénomènes, qui concernent l'action des collecteurs, des activants, des déprimants, des modificateurs de pH et des moussants aux différentes interfaces. La science qui permet l'interprétation de ces phénomènes est la chimie des surfaces et les lieux physiques qui permettent leur matérialisation sont les circuits de broyage, les conditionneurs et les machines de flottation. Ainsi, l'hydrophobicité du minéral utile et celle des particules de gangue sont acquises dans les circuits de broyage ou dans les conditionneurs, tandis que l'action du moussant se fait principalement dans les machines de flottation. Ces dernières sont alimentées avec une pulpe préalablement conditionnée, c'est-à-dire que la surface des particules de la pulpe a été préparée de façon à permettre l'action des macrophénomènes.

C'est dans les machines de flottation que se produit la flottation proprement dite, c'est-à-dire l'élaboration des concentrés et du rejet. Les macrophénomènes, ou phénomènes hydrodynamiques, se produisent dans ces machines. Une machine de flottation est un appareil particulier comprenant notamment un récipient dont la grosseur, la forme et autres paramètres de conception et de fonctionnement permettent aux macrophénomènes de se produire de façon optimale.

III.2. Préparation de la pulpe avant flottation

À l'entrée d'un circuit de flottation, une pulpe minérale subie des opérations de préparation telles que :

- par broyage, une libération convenable des particules à flotter, le degré de broyage étant toujours un compromis entre les exigences métallurgiques et économiques. La pulpe de flottation présente des concentrations massiques en solides de 15 à 40 % ; elles correspondent à celles que les classificateurs couplés avec les broyeurs fournissent habituellement. Dans certains cas, il est nécessaire de deschammer la pulpe avant de la flotter, pour éviter le recouvrement des surfaces minérales par les ultrafines. Ce phénomène est appelé adagulation (slime coating).
- utiliser les particules solides de granulométrie adéquate. En effet, pour que les bulles de diamètre compris généralement entre 0,1 et 1 mm puissent entraîner les solides, il faut que ceux-ci soient suffisamment fins, généralement de dimension inférieure à 300 µm, sauf dans des cas particuliers de particules de faible masse volumique telles que celles des charbons. Cependant, les très fines particules de dimension inférieure à 10-15 µm ont des difficultés à flotter à cause de leur faible énergie cinétique, insuffisante pour se placer à la surface des bulles, ou de leur court-circuitage par entraînement direct dans les rejets. De plus, elles libèrent facilement des ions, consomment beaucoup de réactifs, provoquent le phénomène d'adagulation, déjà cité et augmentent la viscosité de la pulpe. On remarque aussi que plus les solides sont divisés, plus la sélectivité de l'adsorption est faible et lorsque leur surface est amorphisée, l'adsorption devient très difficile.
- assurer un bon conditionnement de la pulpe avec les réactifs (déprimant, activant, collecteur, moussant...), agiter mécaniquement pendant plusieurs dizaines de minutes. Les théories classiques du génie des procédés sur les mélangeurs s'appliquent bien pour caractériser cette opération.

Un cas particulier mérite d'être signalé, le conditionnement en pulpe épaisse (60 à 70 % en masse) utilisé couramment dans la flottation des oxydes, des silicates et des minéraux de type sels. Ces minéraux utilisent généralement des collecteurs tels que les amines et les acides gras, dont l'adsorption sur leur surface dépend de la quantité résiduelle de ces surfactants dans les eaux de procédés recyclées. On observe d'abord la création de flocs mixtes, gênants pour la sélectivité, qui est suivie ensuite d'une phase de déflocculation où les solides non collectés quittent le film surfactant pour flotter sélectivement. Ce mécanisme complexe montre qu'il est nécessaire de conditionner ces minéraux pendant 15 à 30 min. Une quatrième condition est la qualité de l'eau et la température de la pulpe.

Pour les sulfures, la qualité de l'eau a relativement peu d'importance, car ces solides sont naturellement hydrophobes. Encore faut-il rappeler que les métaux lourds dissous sont susceptibles d'entraver la sélectivité de la flottation et de consommer des réactifs. Pour la flottation des oxydes, silicates et minéraux de type sels, les cations dissous tels que Ca^{2+} , Mg^{2+} et les cations de métaux lourds doivent parfois être éliminés avant le conditionnement. On fait alors appel aux techniques de traitement des eaux industrielles. La quantité d'eau nécessaire varie de 2 à 6 t par tonne de minerai au conditionnement. Toutefois, lors des opérations de

flottation et particulièrement pour assurer l'écoulement des concentrés métalliques, il est nécessaire d'ajouter 1 à 2 t d'eau supplémentaire. L'eau est évidemment recyclée à partir des épaisseurs et des bassins d'épandage.

Le taux de recyclage varie de 50 à 90 %, compte tenu des pertes par évaporation, de la rétention dans les pores des solides. Toutefois, le recyclage de l'eau, même s'il entraîne une économie de réactifs, peut s'avérer préjudiciable dans le cas d'une flottation sélective et nécessite un traitement préalable. La température de la pulpe et/ou de l'eau est généralement celle de l'ambiance. Un chauffage s'avère parfois efficace (45 à 60°C) lors du conditionnement de minéraux de type sels.

III. 3. Machine et circuits de flottation

Il existe deux principaux types de machines de flottation selon le mode de génération des bulles et de mise en suspension de la pulpe :

- les cellules à agitation mécanique, qui est assurée par un ensemble rotor-stator, sont constituées d'une cuve parallélépipédique ou cylindrique. L'air est introduit dans la cellule par l'axe creux du rotor ou par une tubulure extérieure à l'axe, ou par une tuyauterie située sous le rotor. La pulpe est généralement introduite latéralement dans la cellule, parfois directement au niveau de l'agitateur. Les mousses sortent par débordement et le produit non flotté par passage direct dans la cellule suivante.

- les cellules pneumatiques ne comportant généralement pas d'agitation mécanique, l'air est introduit par un diffuseur ou générateur de bulles au fond de la cellule. Les particules cheminent de haut en bas, à contre-courant du flux ascensionnel des bulles.

III.3.1. Machines à agitation mécanique

Ce sont des réacteurs mélangeurs dont le volume supérieur est isolé du volume inférieur par un système de plaques ou grilles, afin de créer une zone de faible turbulence et d'éviter la création d'un mouvement d'ensemble en perturbant le débordement régulier des écumes. L'écume ne doit pas être soumise à la turbulence qui règne dans la cellule, afin que les particules collectées ne se détachent pas des bulles et qu'un drainage gravitaire du liquide contenu dans les mousses ramène la pulpe des particules non collectées mais entraînées mécaniquement. L'extraction peut être réalisée de deux façons :

- par débordement, qui peut être rapide lorsque le volume d'écume est faible et que l'on veut rapidement évacuer les particules flottées, ou lentement lorsque l'on cherche à obtenir une teneur élevée du concentré en favorisant l'évacuation des particules stériles par drainage. Dans le premier cas, on peut utiliser des déflecteurs pour accélérer l'évacuation de l'écume et dans le second, on peut agir sur la quantité ou la qualité de moussant et par suite, sur la hauteur des mousses. Dans les deux cas, on régule le niveau de la pulpe dans la cellule.

- mécaniquement, par des pales tournantes afin d'évacuer des mousses riches, voir des mousses sèches, contenant très peu de liquide, qui tendent à stationner et à faire barrage aux écumes plus fluides. L'évacuation des écumes peut être donc un facteur limitatif de la capacité des cellules, notamment dans le cas des minéraux industriels où la phase flottée constitue une

fraction importante de la masse traitée ou dans le cas du retraitement de concentrés de dégrossissage.

Le type de cette machine a pour principaux avantages de :

- maintenir en suspension toutes les particules quels que soient leur diamètre, leur masse volumique, la concentration en solide de la pulpe, pour éviter une sédimentation dans la cuve et assurer le transfert des particules vers les mousses ou vers la sortie.
- disperser de façon aussi homogène que possible les bulles d'air dans la masse de la pulpe, afin de faciliter les contacts avec les particules en suspension.
- se rapprocher autant que possible de l'action d'un mélangeur parfait.
- pouvoir redémarrer après arrêt, malgré la sédimentation de la pulpe.

III.3.1.1. Description des principaux types de machines

a. La cellule Wemco

C'est le plus grand fournisseur mondial de cellules de flottation. Cette position est due à différentes causes : il offre une large gamme de cellules allant de 28 m³ à 100 m³ et plus de volume unitaire, munies de mécanismes très simples. Par exemple le mécanisme de la cellule « Wemco 1+1 » consiste en un ensemble rotor-stator qui fournit un mélange et une aération intenses ; l'air est aspiré dans la cellule et ensuite dispersé dans la pulpe, assurant ainsi le contact entre les bulles et les particules à flotter (fig. 12). C'est actuellement la seule cellule qui utilise encore l'auto-aération, ce qui réduit les frais d'investissement et d'exploitation. Dans les cellules de grand volume, un tube d'aspiration situé sur un double fond dirige le mouvement de la pulpe et évite l'ensablement de la cuve.

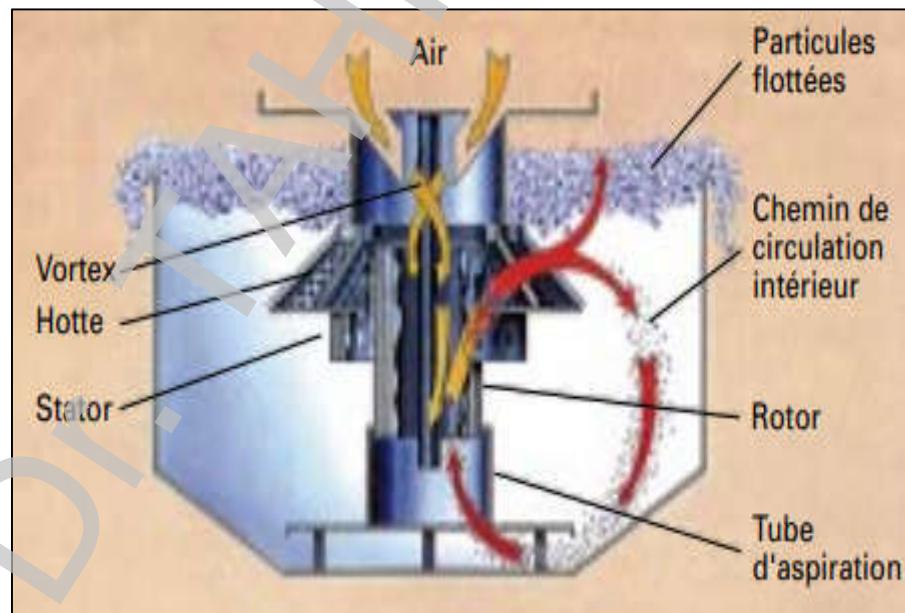


Figure 12. Cellule de flottation « Wemco 1+1 ».

Le tableau 8 donne les caractéristiques hydrodynamiques de quelques grandes cellules.

Tableau 08. Caractéristiques de quelques cellules de flottation Wemco (Blazy, 2012).

Volume de la cellule (m^3)	14,15	28,30	42,45	84,90
Surface de flottation (m^2)	10,03	13,01	17,19	23,78
Volume de mélange air/pulpe (m^3)	0,411	0,868	1,447	2,986
Vitesse du rotor (tr/min)	192	185	164	140
Débit d'air (m^3/min)	6,8	10,5	15,8	24,7
Débit liquide (m^3/min)	27,5	45,7	52,9	95,4
Puissance adsorbée (kW)	19,7	35,5	60,9	117,8
Vitesse de sortie d'air (m/min)	0,736	0,923	1,014	1,182
Débit spécifique (min^{-1}) *	1,940	1,620	1,247	1,123
Temps de mélange air/pulpe (s)	0,721	0,924	1,262	1,493
Nombre de puissance du mécanisme (Np)	0,0195	0,0193	0,0220	0,0244
Nombre de capacité d'air (NQ)	0,123	0,128	0,138	0,135
Nombre de Froude (Fr)	27,2	29,1	26,7	23,9

* Débit de pulpe par rapport au volume de la cellule

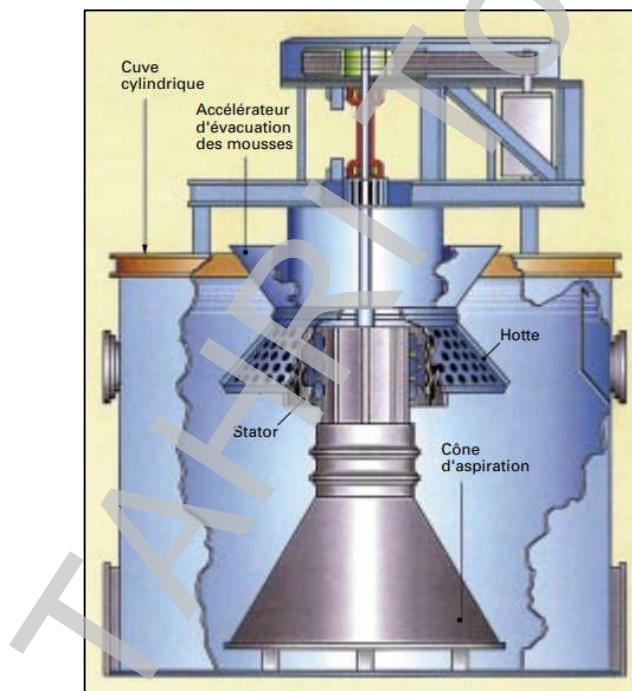


Figure 13. Cellule de flottation « Wemco SmartCell »

L'innovation récente des « SmartCell » consiste à augmenter l'efficacité du mélange et la distribution d'air, en remplaçant la cuve parallélépipédique par une cuve cylindrique (fig. 13). Si le mécanisme classique « Wemco 1 + 1 » reste inchangé, la configuration interne est modifiée par un système conique d'aspiration, dont la forme empêche les courts circuitages de pulpe, et par l'adjonction en partie haute d'un accumulateur de mousse, dont le rôle consiste à accélérer le transport des solides vers la surface, en réduisant ainsi le temps de séjour et la quantité d'air nécessaire. Un système expert permet d'ajuster en temps réel et instantanément l'aération, la vitesse du rotor, le niveau de la pulpe et la hauteur de la mousse (mesurés par un

système à ultrasons), le débit de réactif et le débit d'eau de lavage des mousses (effectué par pulvérisation).

b. Les cellules Outokumpu Mintec

Le principal objectif du constructeur Outokumpu Mintec est de permettre à une cellule de flottation de traiter des particules de distribution granulométrique très large. De façon générale, pour les particules grossières et pour des suspensions visqueuses, le régime laminaire offre une probabilité élevée pour que les particules entrent en contact avec les bulles d'air.

Par contre, le régime turbulent, créé par des forces intenses de cisaillement à l'intérieur du système d'agitation, confère aux particules fines l'énergie nécessaire pour vaincre le film liquide au voisinage des bulles. Dans la turbine Outokumpu, l'air et la pulpe ne sont pas mélangés dans la turbine elle-même, ce qui favorise l'autoaération et permet d'utiliser toute la hauteur du rotor pour la dispersion de l'air. Le mécanisme Multi-Mix, créant des forces de cisaillement, convient bien à des pulpes riches en grains moyens et fins, alors que le mécanisme Free-Flow assure un régime semi-laminaire valable pour les particules grossières (fig.14).

Ces mécanismes équipent les cellules OK ; un dispositif externe permet d'assurer un débit d'air bien régulé. Des chicanes intérieures facilitent la collecte des écumes et dans certains cas, elles sont pourvues d'un accumulateur de mousses. Le fond des bacs parallélépipédiques est en forme de U.

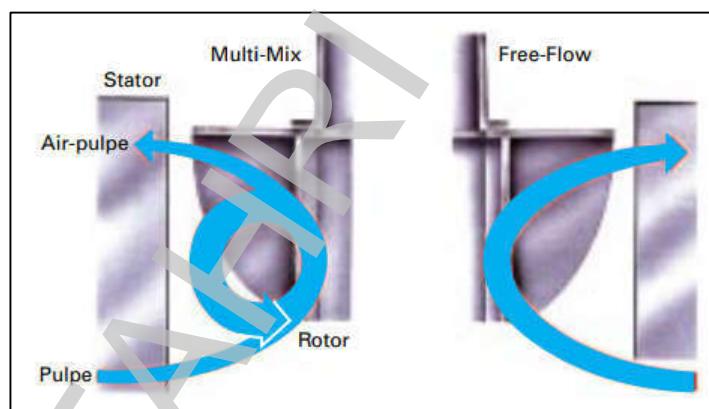


Figure 14. Mécanisme de mélange « Multi-Mix » pour la flottation des particules fines et moyennes et « Free-Flow » pour la flottation des particules grossières (Cellules Outokumpu).

Le tableau 9 donne les caractéristiques des cellules Outokumpu Mintec.

Tableau 09. Caractéristiques des cellules Outokumpu Mintec (Blazy, 2012).

Volume (m ³)	Rotor		Puissance (kW)		Pression d'air (kPa)
	Diamètre (mm)	Vitesse (tr/min)	installée	consommée	
50	1 050	132	110-132	75-125	33
38	900	155	55-110	35-97	32
16	750	165	30-55	15-48	24
8	650	185	15-37	8-28	20

Les cellules OK-TC ont une forme cylindrique (fig. 15), afin d'obtenir un mélange parfait et de minimiser le court-circuitage de la pulpe. Un cône interne et des chicanes favorisent le transport des bulles chargées et le contrôle des mousses. Une bonne régulation de l'air et du niveau de pulpe suffit pour assurer une flottation stable. Le tableau 10 donne les caractéristiques des cellules OK-TC.

Tableau 10. Caractéristiques des cellules OK-TC (Blazy, 2012).

Volume (m ³)	Alimentation en air (m ³ /min)	Pression d'air (kPa)	Puissance (kW)	
			installée	consommé
100	10-30	33	110-132	70-110
50	7-22	30	75-90	60-75
40	5-16	29	55-75	45-60
30	4-13	26	45-55	35-45
20	3-9	23	37-45	20-35
10	2-5	20	22-30	15-25
5	1-3	17	11-15	7-10

Outokumpu aussi a mis au point la technique de la flottation « éclair » ou « flash », qui consiste à flotter les particules grossières issues de la sousverse d'un cyclone couplé avec un broyeur. Les non-flottées retournent au broyeur et les fines du cyclone vont directement au circuit de flottation classique. Cette disposition permet des économies sur les opérations de broyage et de flottation. Les cellules SK utilisées en flottation flash sont cylindriques, pourvues d'un mécanisme de type « Free-Flow » et équipées d'un accumulateur de mousses (fig. 16).

Enfin, la cellule HG est plus profonde que les cellules classiques et elle est équipée de dispositifs d'aspersion et d'accumulation des mousses (fig.17). Elle est connue pour son aptitude aux opérations de relavage.

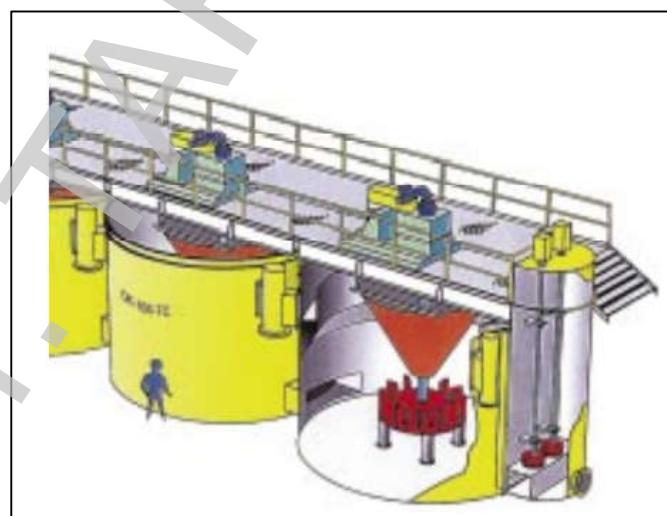


Figure 15. Cellules Outokumpu Mintec type OK-TC.

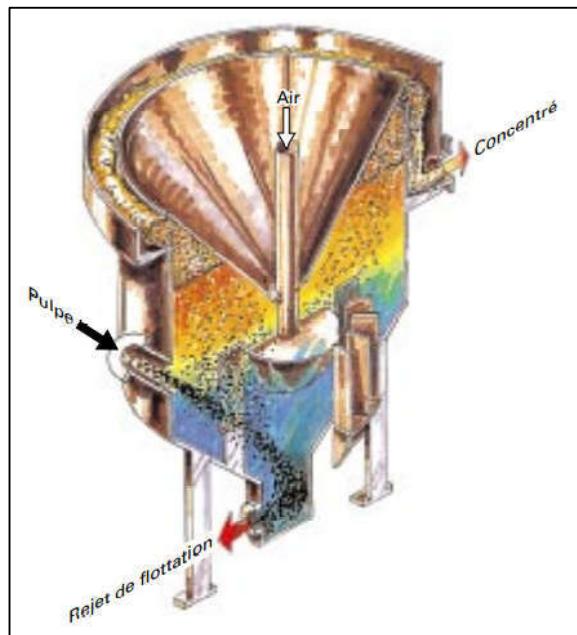


Figure 16. Cellule de flottation Outokumpu Mintec type SK.

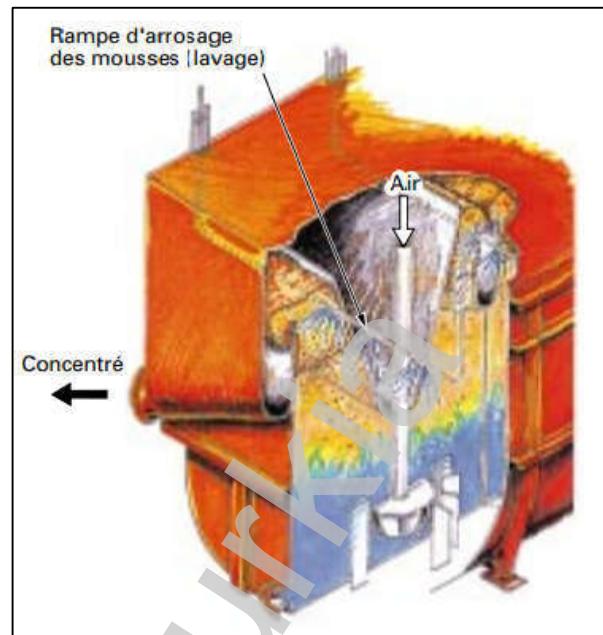


Figure 17. Cellule de flottation Outokumpu Mintec type HG.

c. Les cellules Denver-Sala

Denver-Sala commercialise deux principaux types de machines à air pressurisé, dont la caractéristique principale est l'arrivée directe de la pulpe au niveau de la turbine.

La cellule Sub-A est surtout répandue actuellement dans les installations de flottation des fines de charbon (fig. 18). La pulpe est transférée d'une cellule à l'autre à la fois par débordement pour les particules fines non flottées et par un orifice au fond de la cuve pour les particules grossières non flottées. Le court-circuitage de la pulpe et l'ensablement de la cellule sont rendus impossibles par cette conception. L'air est admis par un chemisage externe de l'arbre de la turbine, qui est placée au centre d'une couronne de déflecteurs à lames jouant le rôle de diffuseurs. Le rotor et le diffuseur sont en polyuréthane moulé dont la rigidité est assurée par des armatures en acier ou en fonte. La cuve est conçue pour recevoir des revêtements anti-abrasifs.

La cellule DR fonctionne avec de l'air comprimé introduit par un chemisage placé autour de l'axe du rotor (fig.19). De plus, un cône central évasé vers le haut assure la recirculation de la pulpe au niveau du rotor, créant ainsi un courant vertical. Enfin, il faut noter que le rotor est entouré par un diffuseur, dont la partie basse est prolongée au-dessous de l'extrémité inférieure de la turbine. La conception des cellules DR permet d'atteindre à présent des volumes de 42,5 m³. Les volumes courants sont 14,15 m³ pour le type 500 DR ; 2,83 m³ pour le type 100 DR et 1,42 m³ pour le type 24 DR.

d. Les cellules Dorr Oliver

Les cellules Dorr Oliver concernent tous les volumes jusqu'à 44 m³. Elles présentent comme principal avantage une faible consommation énergétique (tableau 11). Le stator est de type suspendu avec des supports qui le dégagent du fond de la cellule. Le rotor, qui possède des canaux de pompage de la pulpe et de l'air situés sur la partie haute de chacun de ses segments,

crée un flux de type radial différent des débits turbulents existants dans un mélangeur à simple rotor. De la sorte, on prolonge la vie des pièces d'usure. L'air, libéré dans les canaux de pompage et le profil du rotor dont la surface de pales est importante, assurent une bonne dispersion et une interface pulpe-air élevée. Il en résulte une faible consommation de réactifs.

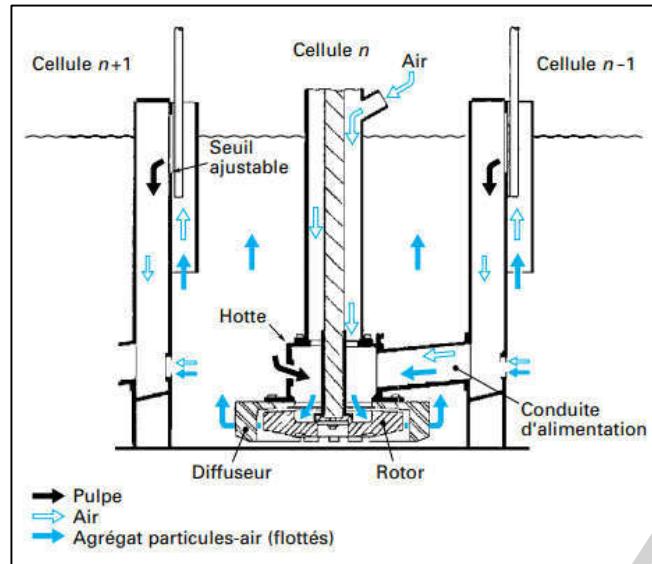


Figure 18. Cellule de flottation subaérée
Denver Sala Sub-A

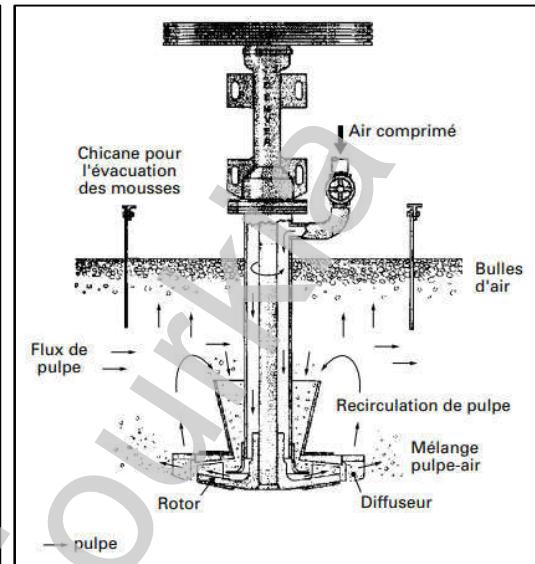


Figure 19. Cellule de flottation
Denver Sala type DR ouvert

Tableau 11. Caractéristiques des cellules Dorr Oliver (Blazy, 2012).

Volume (m ³)	Vitesse du rotor (tr/min)	Vitesse périphérique (m/min)	Puissance installée (kW)
44	180	474	45
38	200	474	37
28	180	427	30
17	180	450	22
14	165	339	11
8,5	255	394	7,5
4,2	270	366	7,5
2,8	255	303	5,5
1,4	395	323	4,0
0,7	545	308	2,2
0,3	640	271	1,1
0,1	875	247	0,55
0,03	505	143	0,55

La cuve est en forme de U, des cloisons séparent les cellules et sont dotées d'une ouverture située dans la zone basse du rotor. On réduit ainsi les risques de court-circuitage.

III.3.2. Les colonnes de flottation

Les colonnes de flottation représentent un type particulier des cellules pneumatiques, dont l'utilisation a commencé à la fin des années 1960 à la suite des travaux de Boutin et al. Elles comprennent toujours les parties suivantes (fig. 20) : une partie cylindrique verticale, un système de génération des bulles, un système d'alimentation en pulpe et un système de récupération des mousses. L'appareil ainsi défini travaille à contre-courant : la pulpe, au préalable conditionnée, est introduite aux deux tiers environ de la hauteur de l'appareil. Au bas de la colonne est injecté l'air par le générateur des bulles, qui cheminent à contre-courant de la pulpe. Une aspersion d'eau assure le lavage des mousses recueillies à la partie supérieure. On définit ainsi une zone de collecte et une zone de lavage. Avec un tel dispositif, on peut compter, en général, sur une amélioration de la récupération des fines particules et de la teneur des concentrés, en évitant le salissage résultant d'un entraînement mécanique. Les paramètres influant sur le fonctionnement des colonnes de flottation sont de natures géométriques et hydrodynamiques.

III.3.2.1. Caractéristiques géométriques

Le diamètre de la colonne D_c , pour un débit d'alimentation donné, est déterminant pour la capacité de l'appareil et le rendement, mais il modifie le régime hydrodynamique, ce qui complique ainsi les extrapolations en passant de l'échelle pilote à l'échelle industrielle. En effet, dans les colonnes de grand diamètre interviennent des courants de convection, responsables de la distribution irrégulière des bulles et des vitesses du liquide et par conséquent, du flux de matière puisqu'il n'existe pas de rotor pour créer l'homogénéité du système complexe bulle-matière-eau. La hauteur de la colonne H_c permet d'atténuer ce défaut. Un rapport H_c / D_c élevé permet une meilleure distribution du gaz et du liquide dont les irrégularités signalées précédemment sont préjudiciables à la flottation des fines particules (McKay, 1988). C'est la raison pour laquelle on utilise dans l'industrie des hauteurs de 13 à 15 m. Malheureusement, une augmentation trop importante du rapport H_c / D_c est incompatible avec la capacité de transport des solides par les bulles ; certains agrégats bulles-minéraux ne remontent plus et passent dans les stériles (rejet). La capacité de transport des solides par les bulles ($\text{g} \cdot \text{min}^{-1}/\text{cm}^2$ de surface de la bulle) a fait l'objet de déterminations expérimentales. Del Villar et al. montrent que la réduction de concentration en solides dans la pulpe permet de corriger très partiellement cet inconvénient mais il en résulte une diminution de la capacité théorique. Les positions respectives de l'entrée de la pulpe et de l'air influent sur le fonctionnement de la colonne. Il est nécessaire de ménager une zone de collecte et une zone de lavage suffisantes. La hauteur d'écume dans cette dernière zone est d'environ 1,5 m. À la base de cette zone se situe l'alimentation en pulpe. L'emplacement à la base de la zone de collecte prévoit une hauteur de 0,5 m au-dessus du fond de la colonne, pour réduire le court-circuitage des bulles en direction de l'évacuation des rejets.

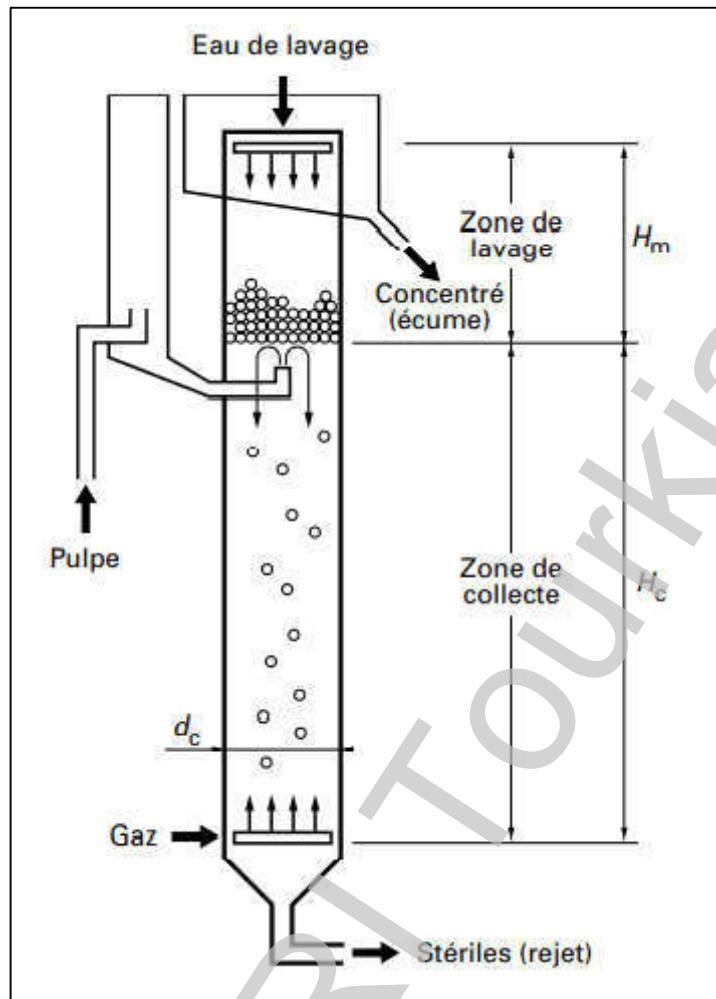


Figure 20. Schéma d'une colonne de flottation

III.3.2.2. Caractéristiques hydrodynamiques

La colonne utilise une circulation à contre-courant des particules et des bulles, qui conditionne non seulement la fixation des particules sur les bulles, mais encore la vitesse de flottation et la consommation énergétique. Ce régime est avant tout tributaire des débits d'air, du taux de rétention de l'air dans la colonne (rapport volume d'air/volume d'air et de pulpe, ou air hold up), de la distribution des bulles et de leur diamètre et évidemment des débits de pulpe d'alimentation et d'eau de lavage. De nombreux travaux ont été réalisés sur les générateurs des bulles. Il semble que les générateurs pneumatiques utilisant du caoutchouc perforé, des métaux, de la céramique ou du polyuréthane, soient en voie d'abandon pour des raisons diverses (bouchage, bulles plus grosses, usure). On préfère des générateurs hydrauliques où l'introduction d'air est provoquée par l'écoulement d'un liquide ou d'air sous pression. Ces générateurs peuvent être placés à l'extérieur de la colonne comme le générateur Minovex où l'air, injecté dans une enceinte périphérique sous une pression de 300 à 320 kPa, confère une vitesse d'injection de 200 à 400 m/s. Ils peuvent aussi être du type à jet turbulent, sous une pression de 400 à 550 kPa, placé dans un mélangeur statique séparé de la colonne (générateur USBM-Control International (fig. 21) et générateur-mélangeur Microcel.

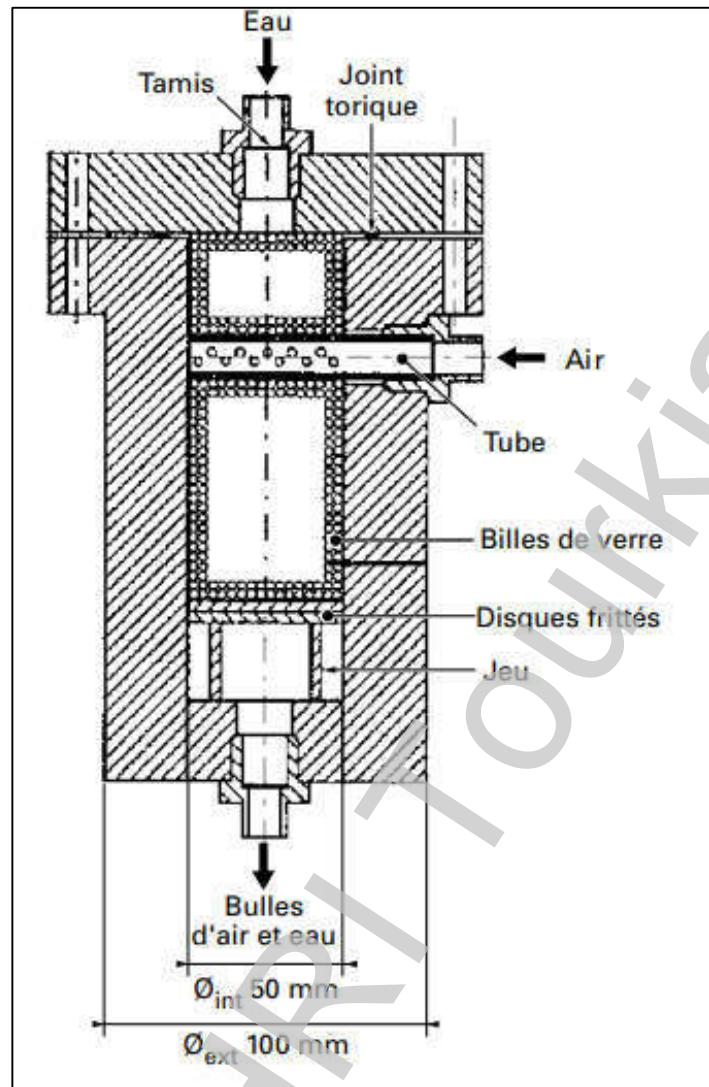


Figure 21. Générateur externe de bulles (USBM-Control International).

III.4. Circuits de flottation

Le critère de sélection prioritaire pour le choix d'un type de circuit de flottation est avant tout un critère économique, qui prend en compte prioritairement le coût d'investissement et le coût de la maintenance. Le coût d'investissement I étant fonction croissante du volume V de la cellule ($I \propto kV^0,66$). On préfère pour un volume global donné, quelques grandes cellules à de nombreuses petites cellules dont, en outre, les coûts d'installation et les frais proportionnels sont moindres. Ainsi, pour un concentrateur de 30 000 t/j, on passe par exemple de quelques centaines de cellules à moins de 40, quand on choisit des cellules de 30 m³ au lieu de cellules de 2,5 m³.

Les cellules de 30 m³ peuvent être assemblées en bancs de 4 à 10 cellules, voire de 16 à 20. Le nombre de cellules par banc est un compromis entre la distribution du temps de séjour et les exigences économiques pour chaque cas étudié. Aussi, ne sont donnés ci-après que des schémas de principe.

III.4.1. Circuits simples

III.4.1.1. Cas d'un seul produit flotté

Pour la flottation d'un seul minéral, la figure 18 donne le schéma de principe, qui comprend généralement :

- le circuit principal, composé d'un banc de dégrossissage I (roughing) et d'un banc d'épuisage II (scavenging) ;
- le circuit de relavage, qui retraite le concentré de dégrossissage dont la teneur n'est pas à la valeur requise. Ce relavage (cleaning) peut être réalisé en une ou plusieurs étapes (deux dans l'exemple de la figure 22). Les rejets du circuit de relavage sont recyclés vers le circuit principal. Le nombre de cellules de relavage est généralement faible, car le but de cette étape est de produire un concentré riche. La tendance générale est d'effectuer le relavage avec des cellules de grandes dimensions. Dans le cas de minéraux industriels non ferreux, pour lesquels on recherche la pureté (barytine, fluorine), on regroupe dégrossissage et épaissement et on augmente le nombre d'étages de relavage (Blazy, 2012).

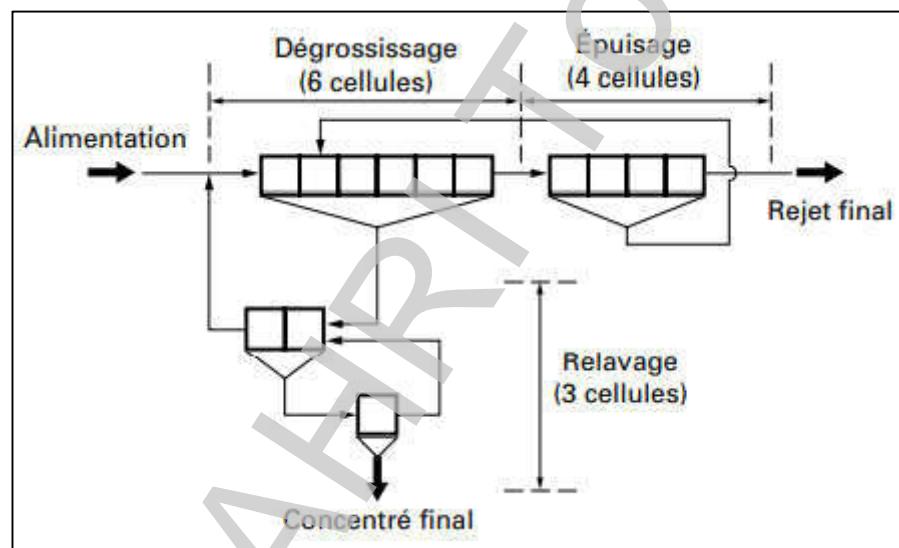


Figure 22. Exemple de circuit de flottation pour un seul produit.

III.4.1.2 Cas de plusieurs produits flottés

La figure 23 présente le schéma de flottation pour un minerai de plomb, zinc et cuivre. Après dépression du Zn dans le broyeur, on flotte un concentré global de Pb/Cu, qui est retraité par dépression du Pb et flottation du Cu. Les non-flottés du circuit Pb/Cu subissent un conditionnement pour activer Zn, que l'on flotte ensuite comme s'il s'agissait d'un minerai à un seul produit.

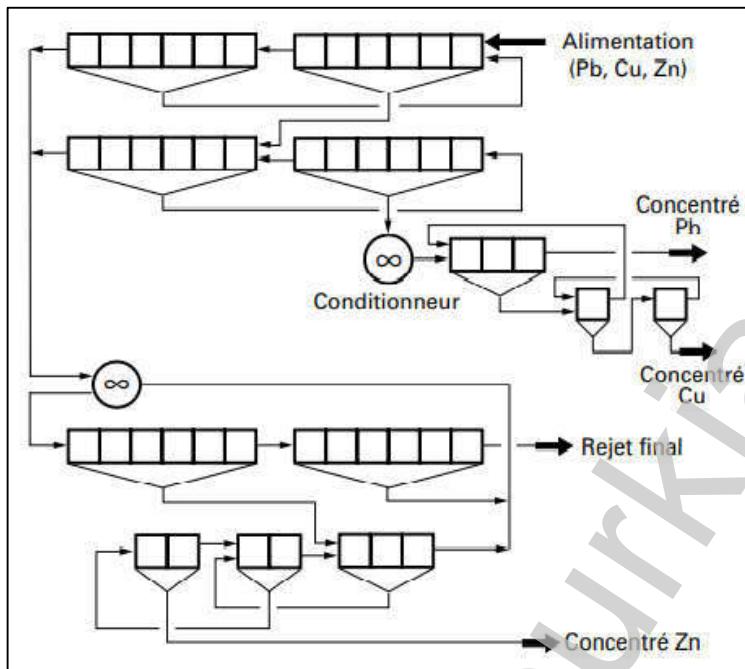


Figure 23. Exemple de circuit de flottation pour trois produits.

III.4.2. Circuits complexes

Il est souvent nécessaire d'inclure dans le circuit de flottation des opérations visant soit à compléter la libération des minéraux à récupérer, soit à éliminer de fines particules gênantes, soit enfin à récupérer de l'eau et à réguler la dilution. Le rebroyage est effectué sur des concentrés ou des rejets. Dans le premier cas, il s'agit d'obtenir des concentrés plus riches, dans le deuxième, d'augmenter la récupération du métal. Le rebroyage est réalisé en circuit fermé avec une classification par hydrocyclone, sur des concentrés de dégrossissage et/ou d'épuisement. La surverse du cyclone est ensuite reflottée dans un circuit de relavage pour donner un concentré définitif. Ce type de schéma devient vite compliqué lorsqu'il s'agit de récupérer plusieurs produits, mais le rebroyage d'une faible partie du minerai, constituée d'un préconcentré, permet des gains substantiels sur les consommations énergétiques comparées à celles entraînées par un broyage poussé de toute la matière avant flottation. Le deschlammage, qui consiste à éliminer les fines particules gênantes, est réalisé dans la plupart des exploitations par hydrocyclones avant l'entrée du circuit de flottation. Il évite le phénomène d'adagulation et une consommation élevée de réactifs. L'épaississement réalisé dans des décanteurs-épaississeurs peut jouer le rôle de tampon et de régulation, en permettant de stocker une quantité importante de pulpe entre deux étapes de traitement. Il peut aussi avoir pour but de changer l'eau dans des procédés complexes, où l'on utilise des réactifs incompatibles entre eux (Blazy, 2012).

III.5. Exercices d'application

Exercice 01

Je dois utiliser l'aero 3477 comme collecteur avec une masse volumique de 1,12 g/ml pour flotter 990 g de minerai. Le dosage est de 12 g/t et la concentration de la solution de collecteur est de 8 % p/p.

1. Combien de soluté et de solvant cela prend-t-il ?
2. Déterminer le volume (ml) de la solution nécessaire.

Exercice 02

Quelle masse de sulfure peut-on flotter avec le collecteur aerofloat 208, si on utilise 1,1 ml d'une solution à 8% p/p et si la masse volumique de la solution est de 1 g/ml ? Le dosage utilisé est de 25g/t.

Exercice 03

J'ai 18 litre de pulpe à 33% solide en poids dans un conditionneur pour la flottation. Je désire compléter ce volume à 60 litre de pulpe, mais cette fois à 30% de solide en poids. Si le minerai a une masse volumique de 2,8 kg/l, trouver :

- La quantité d'eau à ajouter.
- Le nombre de kg de solide à ajouter.

Quel volume de la solution du collecteur à 12% (P/P) peut-on utiliser pour traiter cette pulpe si le dosage recommandé est de 100g/t (masse volumique de la solution : 1g/ml) ?

Exercice 04

Quel est le débit de collecteur (l/min) aerofloat 208 (40 g/t) nécessaire pour flotter 3,25 m³/h de pulpe à 26 % solide en poids ? La masse volumique du solide est de 3,2 kg/l et la concentration de la solution du collecteur est de 6 % p/p. La masse volumique de la solution est de 1,0 g/ml.

Solutions des exercices d'application

Exercice 01

$$\rho_c = 1,12 \text{ g/ml}$$

$$m_m = 990 \text{ g}$$

Le dosage : 12g/t

La concentration []_c = 8% P/P = 0,08

$$\begin{array}{l} \text{On a : } 12 \text{ g (collecteur)} \longrightarrow 10^6 \text{ g (mineraï)} \\ m_c \quad \quad \quad \longrightarrow 990 \text{ g} \end{array}$$

$$m_c = 120 \times 990 / 10^6 = 0,0118 \text{ g}$$

$$\text{Et on a : } \rho_c = \frac{m_c}{V_c} \Rightarrow V_c = \frac{m_c}{\rho_c} = 0,0118 / 1,12 = 0,0106$$

$$\text{Et on a : } m_{sl} = m_c + m_L \text{ et } []_c = \frac{m_c}{m_{sl}}$$

$$\text{Alors } []_c = \frac{m_c}{m_c + m_L} \text{ et } \rho_L = \frac{m_L}{V_L}$$

$$\Rightarrow V_L = \frac{m_c - []_c \times m_c}{[]_c} = \frac{0,0118 - 0,08 \times 0,0118}{0,08} = 0,14 \text{ ml}$$

$$\text{Donc : } V_{sl} = V_L + V_c = 0,14 + 0,0106 = 0,15 \text{ ml}$$

Exercice 02

$$\rho_{sl} = 1 \text{ g/ml}$$

$$V_{sl} = 1,1 \text{ ml}$$

Le dosage : 25g/t

La concentration []_c = 8% P/P = 0,08

$$\text{On a : } \rho_{sl} = \frac{m_{sl}}{V_{sl}} \Rightarrow m_{sl} = V_{sl} \times \rho_{sl} = 1,1 \times 1 = 1,1 \text{ g/ml}$$

$$\text{Et on a : } []_c = \frac{m_c}{m_{sl}} \Rightarrow m_c = []_c \times m_{sl}$$

$$\text{Alors la masse de collecteur : } m_c = []_c \times m_{sl} = 0,08 \times 1,1 = 0,088 \text{ g}$$

Et on a :

$$\begin{array}{l} 25 \text{ g (collecteur)} \longrightarrow 10^6 \text{ g (mineraï)} \\ 0,088 \text{ g} \quad \quad \quad \longrightarrow m_m : m_s \end{array}$$

La quantité du mineraï m_m :

$$m_m = \frac{0,088 \times 10^6}{25} = 3520 \text{ g}$$

Exercice 03a/ $V_{P1}=18L$

$$\frac{\% \text{ solide}}{100\%} = \frac{m_{S1}}{m_{P1}} = 0,33$$

$$\frac{\% \text{ liquide}}{100\%} = \frac{m_{L1}}{m_{P1}} = 0,67$$

On a: $m_p = m_s + m_L$ et $V_p = V_s + V_L$ et $V = \frac{m}{\rho}$ alors $\Rightarrow \frac{m_p}{\rho_p} = \frac{m_s}{\rho_s} + \frac{m_L}{\rho_L}$

$$\begin{aligned} \text{On divise sur } m_p \Rightarrow \frac{\frac{m_p}{m_p}}{\rho_p} &= \frac{\frac{m_s}{m_p}}{\rho_s} + \frac{\frac{m_L}{m_p}}{\rho_L} \Rightarrow \frac{1}{\rho_p} = \frac{\frac{\% \text{ solide}}{100\%}}{\rho_s} + \frac{\frac{\% \text{ liquide}}{100\%}}{\rho_L} \\ \Rightarrow \frac{1}{\rho_{P1}} &= \frac{0,33}{2,8} + \frac{0,67}{1} = 0,787 \Rightarrow \rho_{P1} = \frac{1}{0,787} = 1,27 \text{ kg/l} \end{aligned}$$

Alors :

$$m_{P1} = \rho_{P1} \times V_{P1} = 1,27 \times 18 = 22,86 \text{ kg}$$

$$\frac{m_{S1}}{m_{P1}} = 0,33 \Rightarrow 0,33 \times 22,86 = 7,543 \text{ kg}$$

$$\frac{m_{L1}}{m_{P1}} = 0,67 \Rightarrow 0,67 \times 22,86 = 15,316 \text{ kg}$$

b/ $V_{P1}=60L$

$$\frac{\% \text{ solide}}{100\%} = \frac{m_{S2}}{m_{P2}} = 0,30$$

$$\frac{\% \text{ liquide}}{100\%} = \frac{m_{L2}}{m_{P2}} = 0,70$$

$$\begin{aligned} \text{On a: } \frac{1}{\rho_{P2}} &= \frac{\frac{\% \text{ solide}}{100\%}}{\rho_{S2}} + \frac{\frac{\% \text{ liquide}}{100\%}}{\rho_{L2}} \\ \Rightarrow \frac{1}{\rho_{P1}} &= \frac{0,30}{2,8} + \frac{0,70}{1} = 0,807 \Rightarrow \rho_{P1} = \frac{1}{0,807} = 1,239 \text{ kg/l} \end{aligned}$$

Alors :

$$M_{P2} = \rho_{P2} \times V_{P2} = 1,239 \times 60 = 74,34 \text{ kg}$$

$$\frac{m_{S2}}{m_{P2}} = 0,30 \Rightarrow 0,30 \times 74,34 = 22,302 \text{ kg}$$

$$\frac{m_{L2}}{m_{P2}} = 0,70 \Rightarrow 0,70 \times 74,34 = 52,038 \text{ kg}$$

La quantité d'eau à ajouter est :

$$m_L = m_{L2} - m_{L1} = 52,038 - 15,316 = 36,722 \text{ kg}$$

La quantité de solide à ajouter est :

$$m_s = m_{S2} - m_{S1} = 22,302 - 7,543 = 14,759 \text{ kg}$$

2/ Le volume de la solution du collecteur :

$$\text{On a: } \begin{array}{ccc} 100\text{g (collecteur)} & \longrightarrow & 10^6\text{ g (mineraï)} \\ m_c & \longrightarrow & 14,759 \times 10^3\text{g} \end{array}$$

$$m_c = \frac{100 \times 14,759 \times 10^3}{10^6} = 1,475\text{g}$$

$$\text{Et on a: } [\]_c = \frac{m_c}{m_{sl}} \Rightarrow m_{sl} = \frac{m_c}{[\]_{sl}} = \frac{1,475}{0,12} = 12,291\text{g}$$

$$\text{Donc: } V_{sl} = \frac{m_{sl}}{\rho_{sl}} = \frac{12,291}{1} = 12,291\text{ml}$$

Exercice 04

$$V_p = 3,25\text{m}^3/\text{h} = 3,25 \times 10^3\text{l/h}$$

$$\rho_m = 3,2\text{kg/l}$$

$$\rho_m = 1\text{kg/l}$$

$$\text{On a: } \frac{1}{\rho_p} = \frac{\frac{\% \text{ solide}}{100\%}}{\rho_s} + \frac{\frac{\% \text{ liquide}}{100\%}}{\rho_L} = \frac{0,26}{3,2} + \frac{0,74}{1} = 0,821 \Rightarrow \rho_p = \frac{1}{0,821} = 1,218\text{kg/l}$$

$$m_p = \rho_p \times V_p = 1,218 \times 3,25 \times 10^3 = 3,958 \times 10^3\text{kg}$$

$$\frac{m_s}{m_p} = 0,26 \Rightarrow m_m = m_s = 0,26 \times 3,958 \times 10^3 = 1,029 \times 10^3\text{kg}$$

On détermine la masse de collecteur : m_c

$$\text{On a: } \begin{array}{ccc} 40\text{g (collecteur)} & \longrightarrow & 10^6\text{ g (mineraï)} \\ m_c & \longrightarrow & 1,029 \times 10^6\text{g} \end{array}$$

$$m_c = \frac{40 \times 1,029 \times 10^6}{10^6} = 41,163\text{g}$$

$$[\]_c = \frac{m_c}{m_{sl}} = 0,06 \Rightarrow m_{sl} = \frac{m_c}{0,06} = \frac{41,163}{0,06} = 686,05\text{g/h}$$

$$\rho_{sl} = \frac{m_{sl}}{V_{sl}} \Rightarrow V_{sl} = \frac{686,05}{1} = 686,05\text{ml/h}$$

$$\Rightarrow V_{sl} = \frac{686,05}{60} = 11,434\text{ml/min}$$

$$\text{Et on a: } m_{sl} = m_c + m_L \Rightarrow m_L = m_{sl} - m_c = 686,05 - 41,163 = 644,887\text{ g/h}$$

$$\text{Alors } V_L = \frac{644,887}{1} = 644,887\text{ ml/h}$$

$$\Rightarrow V_L = \frac{644,887}{60} = 10,748\text{ml/min}$$

$$\text{Alors: } V_c = V_s - V_L = 11,434 - 10,748 = 0,686\text{ ml/min}$$

$$\Rightarrow V_c = 6,86 \times 10^{-5}\text{ l/min.}$$

REFERENCES

- Avotins, P.V., Wang, S.S., and Nagaraj, D.R. (1994). Recent advances in sulfide collector development, in Reagents for Better Metallurgy, ed. P.S. Mulukutla, SME, Inc., Littleton.
- Bezzi N. et Barka Bouaifel F. (2022). Cours et exercice corrigés. ISBN :9782340074330.
- Blazy P. (2012). Flottation, Aspects pratiques. Opérations unitaires : tri et traitement des liquides et des solides j3360 ; 7200092269 - cerist // 193.194.76.5
- Blazy P. (1970). La valorisation des minéraux. Paris: Presses Universitaires de France; 1970; p. 416.
- Booth R. B. et Freyberger W. L. (1961). Froths and frothing agents, froth flotation, 50th Anniversary volume, p. 258
- Bouchard S. (2001). Traitement du minerai : Flottation. Méthodes physiques. Sainte-Foy (Canada) : Le Griffon d'argile, cop.
- Boutin P. et Tremblay R. (1967). Froth Flotation Method with Counter Current Apparatus. Canadian Patent, 3 339 750.
- Boutin P. et Wheeler A.D. (1966). Column Flotation. World Mining, p. 47-50.
- Buckley, A.N. and Woods, R. (1997). Chemisorption the thermodynamically favoured process in the interaction of thiol collectors with sulphide, International Journal of Mineral Processing, 51, 15-26.
- Baldauf, H., et al. (1985). Alkane dicarboxylic acids and aminoaphthol sulphonic acids a new reagent regime for cassiterite flotation, Int. J. Min. Proc., 15(Aug.), 117.
- Bradshaw, D.J., Oostendorp, B., and Harris, P.J. (2005). Development of methodologies to improve the assessment of reagent behaviour in flotation with particular reference to collectors and depressants, Minerals Engineering, 18(2), 239-246.
- Collins, D.N., et al. (1984). Use of alkyl iminobis-methylene phosphonic acids as collectors for oxide and salt-type minerals, in Reagents in the Minerals Industry, ed. M.J. Jones and R. Oblatt, IMM, London, 1.
- Del Villar R., Gomez C., Finch J.A. et Espinosa R. (1990). Études de faisabilité et Conception préliminaire des Colonnes de Flottation. Société de l'Industrie Minérale, Mines et Carrières, Les Techniques, 2/3, p. 92-96.
- Finch, E. and Riggs, W.F. (1986). Fatty acids - a selection guide, in Chemical Reagents in the Minerals Industry, ed. D. Malhotra and W.F. Riggs, SME Inc., Littleton, 95.
- Fuerstenau, M.C. and Somasundaran, S. (2003). Flotation, in Principles of Mineral Processing, ed. M.C. Fuerstenau and K.N. Han, Soc for Mining, Metallurgy and Exploration Inc., SME, Colorado, USA.
- Gill, C. B. Materials Beneficiation. New York: Springer-Verlag; 1991; p. 245
- Gaudin, A.M. (1957). Flotation, McGraw-Hill, New York.

- Holme, R.N. (1986). Sulphonate-type flotation reagents. Chemical Reagents in the Minerals Industry, ed. D. Malhotra and W.F. Riggs, SME Inc., Littleton, 99.
- Konigsman, K.V. (1985). Flotation techniques for complex ores, in Complex Sulphides, ed. A.D. Zunkel et al., TMS-AIME, Pennsylvania, 5.
- Lekki, J. and Laskowski, J. (1975). A new concept of frothing in flotation systems and general classification of flotation frothers, Proc. 11th Int. Min. Proc. Cong., Cagliari, 427.
- Mckay J.D., Foot D.G. et Shirts M.B.(1988). Column Flotation and bubble generation studies at the Bureau of Mines. Column Flotation, K.V.S. Sastry Editor, Littleton, Colorado SME, p. 173-176.
- Malghan, S.G. (1986). Role of sodium sulphide in the flotation of oxidised copper, lead, and zinc ores, Minerals and Metallurgical Processing, 3(Aug.) 158.
- Nagaraj, D.R. (1994). A critical assessment of flotation agents, in Reagents for Better Metallurgy, ed. P.S. Mulukutla, SME, Inc., Littleton.
- Ralston, J., Fornasiero, D., and Mishchuk (2001). The hydrophobic force in flotation- a critique, Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects, 192, 39-51.
- Riggs, W.F. (1986). Frothers - an operator's guide, in Chemical Reagents in the Minerals Industry ed. D. Malhotra and W.F. Riggs, SME Inc., Littleton, 113.
- Shaw, D.R. (1981). Dodecyl mercaptan: A superior collector for sulphide ores, Mining Engng, 33(Jun.), 686.
- Woods, R. (1994). Chemisorption of thiols and its role in flotation, Proceedings of IV Meeting of the Southern Hemisphere on Mineral Technology; and III Latin American Congress on Froth Flotation. Concepcion, Chile, 1-14.
- Wrobel, S.A. (1970). Economic flotation of minerals, Min. Mag., 122(Apr.), 281.
- Zhang, W. and Poling, G.W. (1991). Sulphidizationpromoting effects of ammonium sulphate on sulphidized xanthate flotation of malachite, Proc. XVII Int. Min. Proc. Cong., Dresden, Vol. IV, 187.