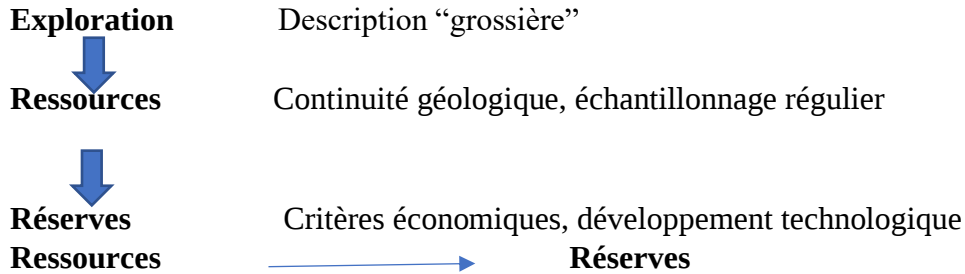


COURS DE CONCENTRATION ET OPÉRATIONS ANNEXES

(PROJET D'ANNÉE)

1. Introduction

Concentration minérale - Evolution des (re)connaissance



Nécessite une étude de **faisabilité technique** afin de démontrer la possibilité d'une exploitation économiquement profitable.

Les réserves changent avec les modifications de coûts d'exploitation, **méthodes nouvelles de traitement et de métallurgie extractive**, et de coût d'énergie.

Afin d'aborder la problématique des bilans et de la performance dans les unités de valorisation, il sera nécessaire de commencer par expliquer la place qu'occupe la minéralurgie dans la chaîne de valorisation des minerais et de résumer les principales étapes de ce genre de procédé.

I. La place qu'occupe un procédé de minéralurgie

La minéralurgie traite le minerai extrait de la mine et appelé communément dans le jargon minier 'tout venant' (fig. n°1).

Le tout-venant doit respecter un cahier de charge en respect du procédé de valorisation choisi. Il doit avoir :

- Un débit d'alimentation régulier
- Une composition minéralogique constante :
 - Teneurs en minéraux utiles
 - Teneurs en minéraux pénalisant
 - Teneurs en minéraux bonifiant
- Une texture régulière (en rapport avec la maille de libération)
- Une teneur en eau régulière (influence les appoints d'eau)

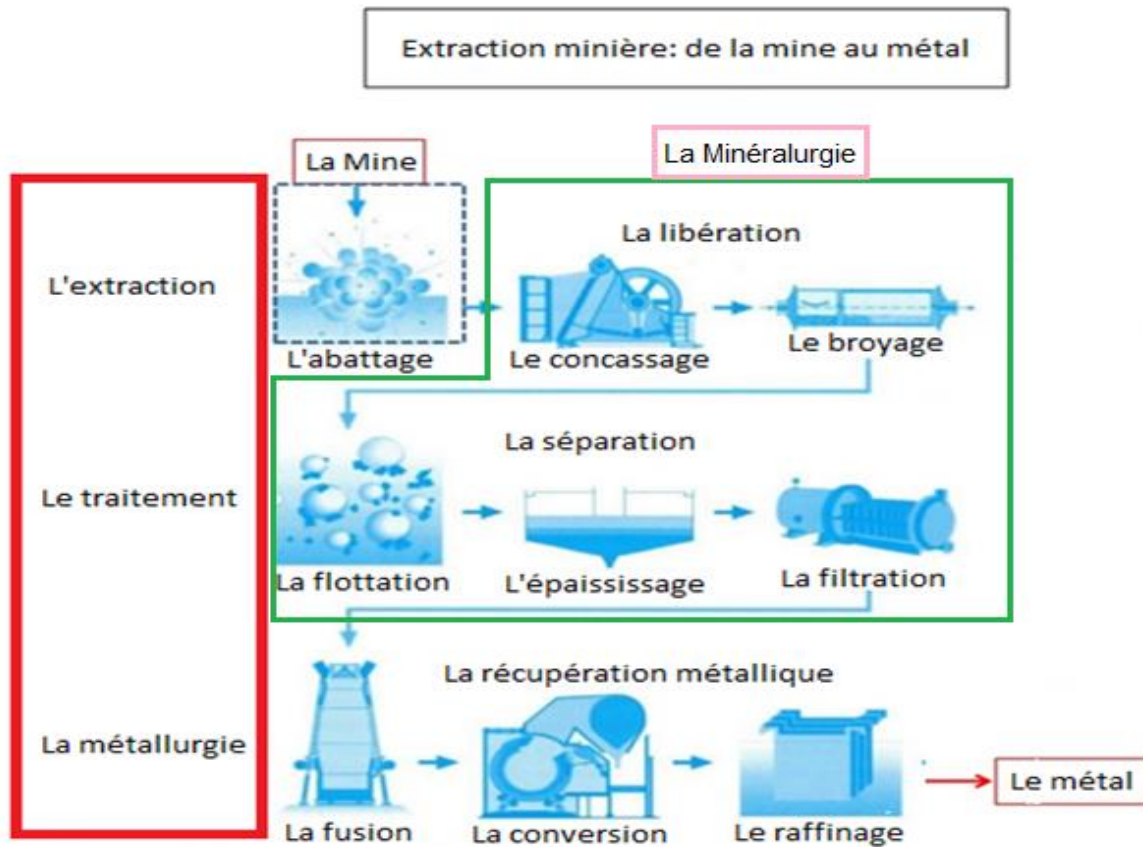


Figure from Spitz and Trudinger, 2009

Figure 1: position de la minéralurgie dans le processus de valorisation

Après la minéralurgie, le concentré obtenu peut faire l'objet d'autres procédés de valorisation hydro métallurgique et métallurgique.

II. Etapes de traitement en minéralurgie

Un procédé minéralurgique comporte grossièrement trois étapes successives (il est en réalité plus complexe) (fig. n°2) :

- La préparation mécanique (fragmentation), composée d'un concassage éventuellement suivi d'un broyage ; ces opérations peuvent s'effectuer en plusieurs étapes, avec des équipements pour le contrôle de la fragmentation. Cette opération vise à atteindre un degré de libération économique.
- La pré concentration : elle se fait selon plusieurs objectifs :
 - Produire un concentré final et un tout venant qui alimentera l'usine
 - Produire un stérile final et un tout venant pour alimenter l'usine
 - Produire un stérile et un concentré final en plus d'un tout venant qui alimente l'usine.La pré concentration se base sur des principes physiques pour réaliser la séparation nécessaire tels que :

- La fragmentation
- La gravimétrie
- Le magnétisme
- La couleur...
- La séparation proprement dite des phases minérales intéressantes et de la gangue (ou stérile) ; on peut utiliser des méthodes purement physico-chimiques (flottation).

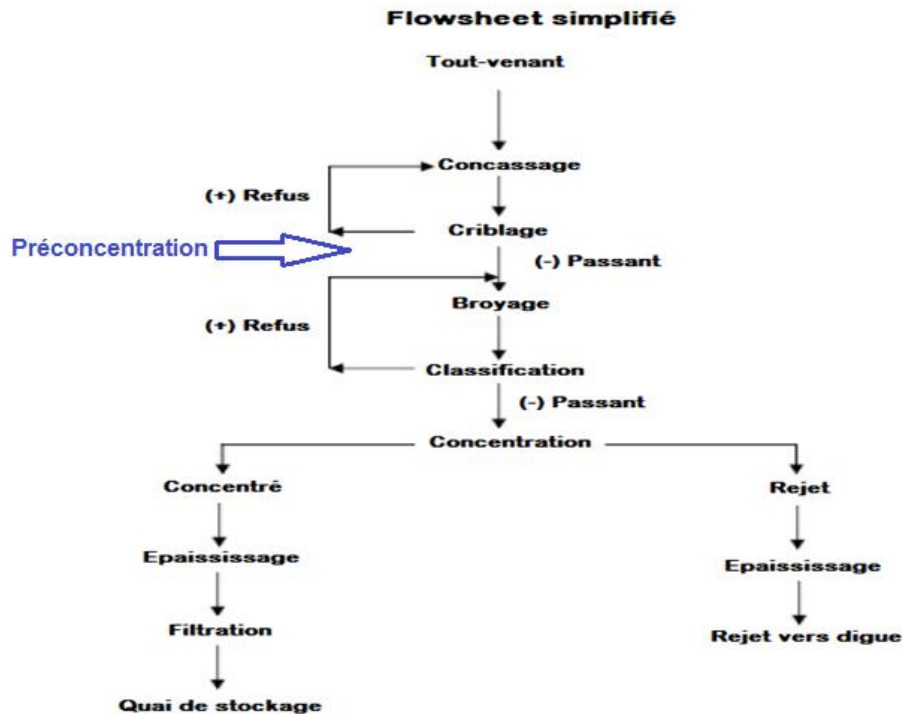


Figure 2: Schéma général du traitement d'un minerai

1. La fragmentation :

Deux principales méthodes de fragmentation :

Par compression

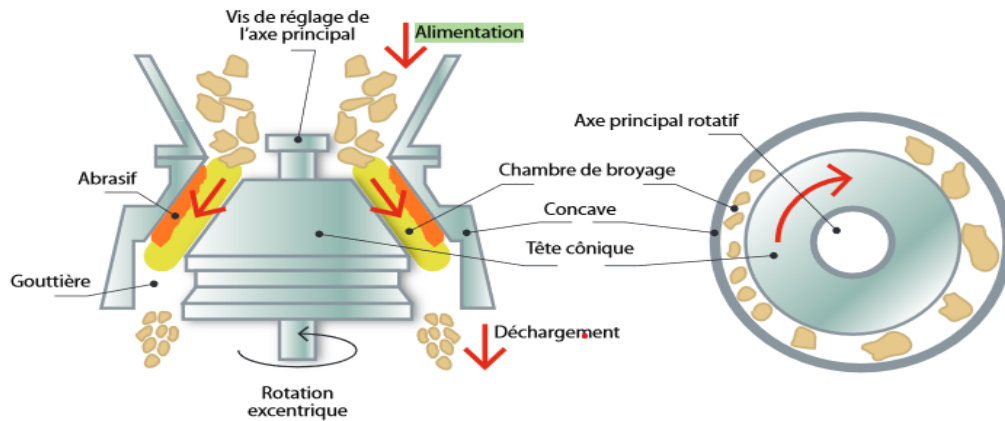
- Les matériaux sont pris entre 2 surfaces qui se rapprochent.
- Vitesse d'application de l'effort < 1 m/s
- Appareils : concasseurs à mâchoires, concasseurs giratoires primaires, concasseurs à cône

Par percussion

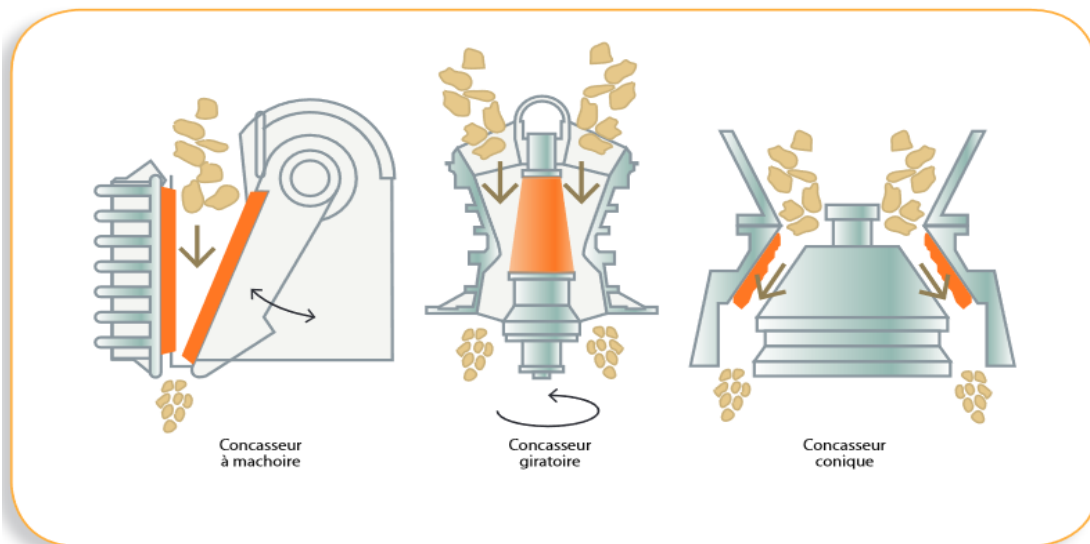
- Les matériaux sont soumis à des chocs engendrés par des pièces tournantes (rotor équipé de percuteurs) et projetés contre des surfaces d'impact, ou pilonnés par des corps broyants (barres ou boulets).
- Vitesse d'application = 30 à 60 m/s
- Appareils : Broyeurs à percussion à axe horizontal ou vertical.

– **Le concassage :**

Il se fait la plupart du temps en trois étapes : concassage primaire (concasseur à mâchoires), concassage secondaire (concasseur giratoire), concassage tertiaire (concasseur giratoire ou à cône) (fig. n°3).



Concasseur cône, schéma de principe.
Source : S. Gaydardzhiev, Mineral Processing I, Support de cours ULG, 2015.



Concasseurs primaires et secondaires : schémas de principe. Source : Met-Solve Laboratories.

1. Quai de déchargement.
2. Alimentateur Apon
3. Alimentateur grizzly
4. Convoyeur
5. Concasseur à mâchoire (primaire)
6. Electroaimant
7. Concasseur giratoire (secondaire)
8. Crible
9. Concasseur giratoire (tertiaire)
10. Crible

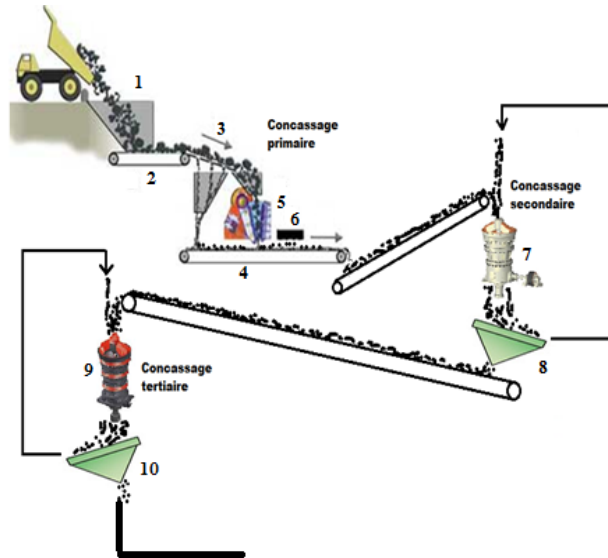


Figure 3: unité de concassage

Tableau 1 : Caractéristiques des appareils de fragmentation grossière

Appareils	Dimension maximale admise (mm)	Rapports de Réduction normaux	Capacité maximale (t/h)	Energie consommée par tonne traitée (kWh)
Concasseurs à mâchoires	2500	4/1 à 6/1	4000	0,4 à 2
Concasseurs giratoires primaires	1600	4/1 à 5/1	7000	0,25 à 0,75
Concasseurs giratoires secondaires	750	5/1 à 8/1	3000	0,5 à 1
Concasseurs à cône tête standard	450	5/1 à 8/1	3000	0,75 à 1,5
Concasseurs à cône tête courte	175	4/1 à 7/1	1500	1,5 à 2
Concasseurs à cylindre cannelés	0,05 à 0,6	3/1 à 4/1	2000	0,3 à 0,75
Concasseurs à percussion (percuteurs rigides)	2000	8/1 à 15/1	1 200	0,2 à 0,6
Concasseurs à marteaux articulés	0,1 à 0,8	10/1 à 30/1	1 200	0,2 à 0,6
Emetteurs à fléaux et à chaînes	250	10 /1 à 15/1	50	0,3 à 0,8
Trommels concasseurs	0,1 à 0,5	25	400	0,1 à 0,3
Coupeuses et trancheuses	300	10/1 à 15/1	60	0,5 à 20
Déchiqueteuses	1 200	2/1 à 10/1	200	0,1 à 50

Rapport de réduction

Protocole :

- Prendre un échantillon de l'alimentation et de la sortie
 - Tamiser les échantillons
 - Déterminer la coupure en mm correspondant à 80% de passants (points « F80 » pour l'alimentation et « P80 » pour la sortie)
 - Diviser la valeur F80 par la valeur P80
 - Le résultat est le rapport de réduction
- Par exemple :

Alimentation, F 80 = 12.8 mm

Sortie, P 80 = 2.6 mm

RR = 12.8 mm / 2.6 mm

RR = 4,9

Les concasseurs sont montés soit en circuit ouvert soit en boucle fermée avec des cribles qui permettent de contrôler la granulométrie produite.

A la sortie du concassage, les matériaux sont stockés dans des silos pour l'alimentation soit des unités de pré concentration ou l'unité de broyage.

– Le broyage :

Le broyage permet de procéder à une fragmentation beaucoup plus fine pour atteindre la maille de libération économique cible.

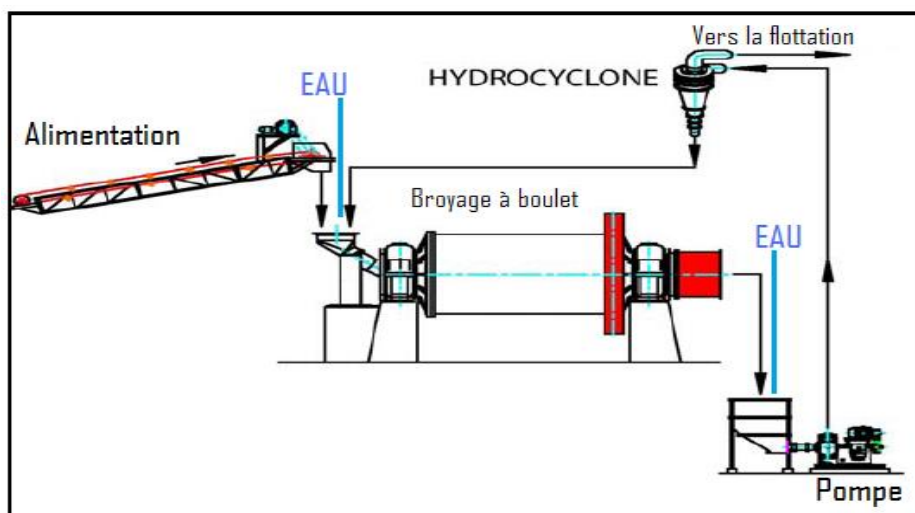


Figure 4: unité de broyage

Le montage peut se faire en circuit ouvert ou en circuit fermé avec un équipement prévu pour le contrôle de la granulométrie (fig. n°4).

On distingue entre trois modes de broyage :

- **Broyage autogène** : la charge broyante est composée de blocs de minerai. Sachant que les minéraux ne se comportent pas de la même manière à la fragmentation, on constatera que

les minéraux tendres vont se concentrer dans les fractions fines.

- **Broyage à barres** : la charge broyante est composée de barres métalliques. La fragmentation est plus importante (rapport de réduction important) et plus régulières. Le régime d'entraînement utilisé dans ce cas est le régime en cascade.
- **Broyage à boulets** : la charge broyante est composée de boulets sphériques métalliques. La fragmentation obtenue est bien plus importante (rapport de réduction plus important). Ce type de broyeur utilise deux régimes : en cascade et en cataracte.

Le broyage peut se faire en plusieurs étapes quand la maille de libération cible est très fine.

2. La Flottation :

La flottation utilise les propriétés de surface pour concentrer un minéral. Les minéraux peuvent être hydrophobes et se fixer sur les bulles d'air ou hydrophiles et rester dans l'eau.

Plusieurs réactifs sont utilisés pour améliorer cette séparation : moussant, collecteur, déprimant, activant, dispersant, ...

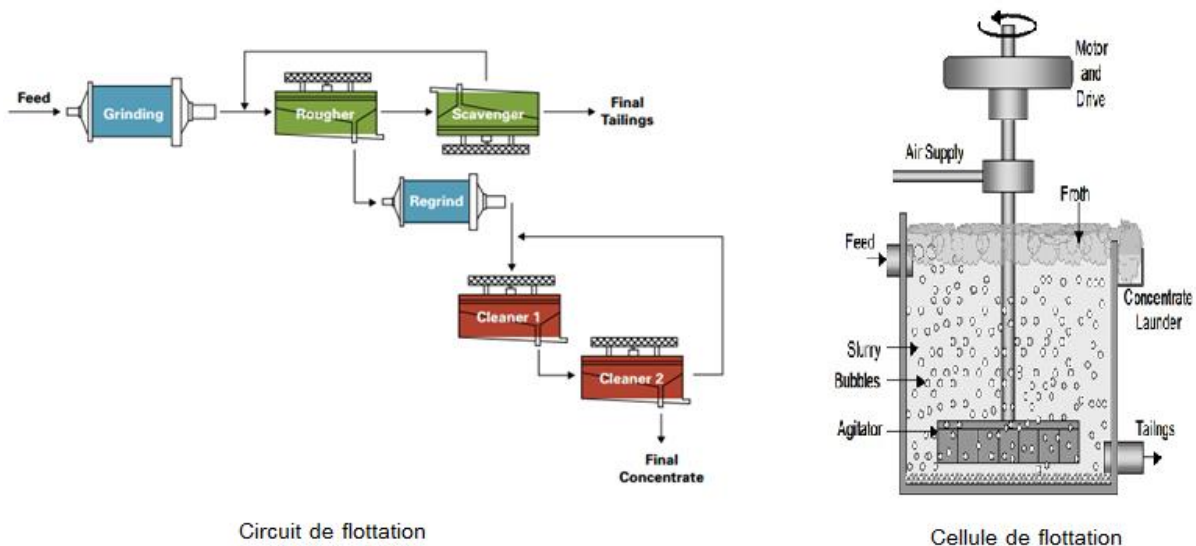


Figure 5: la flottation des minéraux

La flottation se fait en trois étapes :

- **Les cellules d'ébauchage**

Dans ces cellules on récupère une qualité relativement bonne avec un rendement moyen.

- **Les cellules d'épuisements**

Dans ces cellules on essaie d'améliorer le rendement de l'unité.

- **Les cellules de relavage**

Dans ces cellules, on essaie d'améliorer la qualité du concentré avec un rendement meilleur.

3. Le concentré :

Le concentré final est épaissi pour réduire la teneur en eau, filtré et parfois séché pour satisfaire aux conditions du client.

4. Rejets

Deux types de rejets sont produits : les rejets de pré concentration sont transférés dans des mises à terrils et les rejets de flottation qui sont envoyés vers des digues (barrages) pour leur stockage.

NB : La concentration se situe entre la Mine et la Métallurgie. Elle est conditionnée par l'amont (Minéralogie - Texture - Géologie) et par l'aval (Normes techniques).

Son but est de fournir un concentré - matière enrichie et éliminer un stérile.

Tableau 1 : Composition chimiquement de quelques minéraux de fer

Minéral	Composition chimique		Poids spécifique En g/cm ³	Dureté
	Formule	%		
Hématite	Fe ₂ O ₃	40 (Fe)	5,1	5,5-5,6
Aimant naturel, magnétite	Fe ₃ O ₄	72,4 (Fe)	5,1	5,5-6,5
Hématite brun (limonite)	2 Fe ₂ O ₃ .3H ₂ O	58-65 (Fe)	3,6-4,0	1-5,5
Pyrite	FeS			
Pyrrhotine	Fe _n S _{n+1}	38-40 (S)	4,5-4,6	3,5-4,5
Sidérose, fer septique (sidérite)	FeCO ₃	48,3 Fe	3,7-3,9	3,5-4,5
Martite	2Fe ₂ O ₃			
Fer dichromé	FeO, Cr ₂ O ₃			
Silicate de fer	FeSiO ₃			
Sulfate de fer	Fe ₂ SO ₄			

2. Procédés physiques de concentration.

Tableau 2 : Augmentation de la teneur d'un élément utile dans le produit destiné au traitement métallurgique (paramètre économique).

Métal	Teneur en métal, %		Taux de concentration
	Minerai	Concentré	
Cu	0,5	30	60
Pb	1,0	60	60
Mo	0,1	50	500

Diminution du volume des minerais à traiter.

Les méthodes de concentration dans le domaine minier reposent sur les différences des propriétés physiques ou chimiques entre les différents constituants du matériau brut extrait.

Ces propriétés peuvent être classées comme suit.

Tableau 3 : propriétés des procédés de concentration

	Propriétés	Procédés de concentration
1) Propriétés physiques de masse.	Forme	Vitesse de sédimentation, force de frottement.
	Couleur	Triage à la main ; par fluorescence ; par " lumière réfléchie.
	Radioactivité	Triage par, comptage sur bandes transporteuses ;
	Densité	Vitesse de sédimentation dans un fluide.
	Magnétisme	Déviaton, cm collage par un champ magnétique.
2) Propriétés physiques de surface.	Résistance électrique superficielle charge superficielles	Déviaton ou collage par champ électrostatiques et effet Corona. Rapidité d'échange des charges électriques superficielles.
	Adsorption	Fixation des minéraux hydrophobes à une phase gazeuse finement dispersée (flottation)
3) Propriétés chimiques	Grillage	Transformation des espèces minérales par grillage oxydant, réducteur, sulfatant ou chlorurant.
	Solubilité	Mise en solution, des minéraux par des solutions acides ou basiques et récupération des ions en solution par précipitation, électrolyse ou échange d'ions.

Ces propriétés interviennent dans le processus de la concentration dans la mesure où les caractéristiques de la substance recherchée diffèrent des caractéristiques des autres éléments qui y sont associés dans le minerai brut. La capacité à concentrer cette substance sera d'autant plus grande que ces caractéristiques sur une même propriété vont être écartées.

Mais toutes ces notions de séparation et de concentration ne sont pas envisageables qu'à condition de pouvoir libérer les différents constituants afin de les identifier le plus nettement possible au cours des procédés de traitement et par là optimiser les rendements de concentration.

Le principe de la valorisation d'une substance minière est de trouver l'équilibre entre la concentration finale visée et le rendement poids de l'opération. C'est pourquoi, un procédé de traitement est le plus souvent une succession de séparations minéralurgiques de différentes natures caractérisées par leur rendement de récupération de la substance recherchée.

En résumé, la valeur d'un gisement minier sera certes évaluée par rapport à sa teneur en substance recherchée mais surtout par rapport à la capacité de son minerai à être valorisé par les méthodes de concentration les plus efficaces et les moins coûteuses.

En général, les opérations de concentration dans les usines de traitement du minerai ont lieu en plusieurs étapes. La première consiste à la préparation mécanique du minerai afin de libérer les entités minéralogiques valorisables des autres parties de la gangue. C'est le stade de la fragmentation aussi appelé Comminution. Ces opérations sont aussi associées aux opérations de classification.

Une fois cette première étape de libération est réalisée, les traitements de concentration par les méthodes physiques peuvent être appliqués avec efficacité.

La notion de maille de libération totale des espèces valorisables dans un minerai peut rapidement conduire à une réduction poussée qui économiquement n'est pas acceptable et minéralurgiquement interdit toute une classe de procédés.

On se rapporte alors concrètement à la maille de broyage qui est un compromis entre la libération totale et l'exploitation ensuite du minerai. Dans l'industrie minière, la maille de broyage est souvent fixée pour que la proportion de mixtes minéralogiques ne dépasse pas 20%.

Par ailleurs, les techniques de concentration permettent d'isoler ces mixtes pour les retraiter à part suite à une nouvelle réduction dimensionnelle pour libérer l'espèce recherchée.

Dans la pratique, compte tenu des assemblages relativement fragiles entre les différents minéraux, la maille de broyage n'est pas très éloignée de la maille de libération totale expérimentale.

3. Interprétation graphique des résultats d'une concentration.

Etapes principales de la concentration :

- Préparation mécanique des minerais de façon à libérer le minéral valorisable : maille de libération.
- Concentration en jouant sur les propriétés physiques ou chimiques du minéral (ou des minéraux), sans en altérer la nature (sauf cas pyro- ou hydrométallurgie).
- Evacuation des stériles et récupération de l'eau dans le cas de traitement humide. Stockage et gestion des stériles - Importance de l'environnement.

Etapes principales de la valorisation

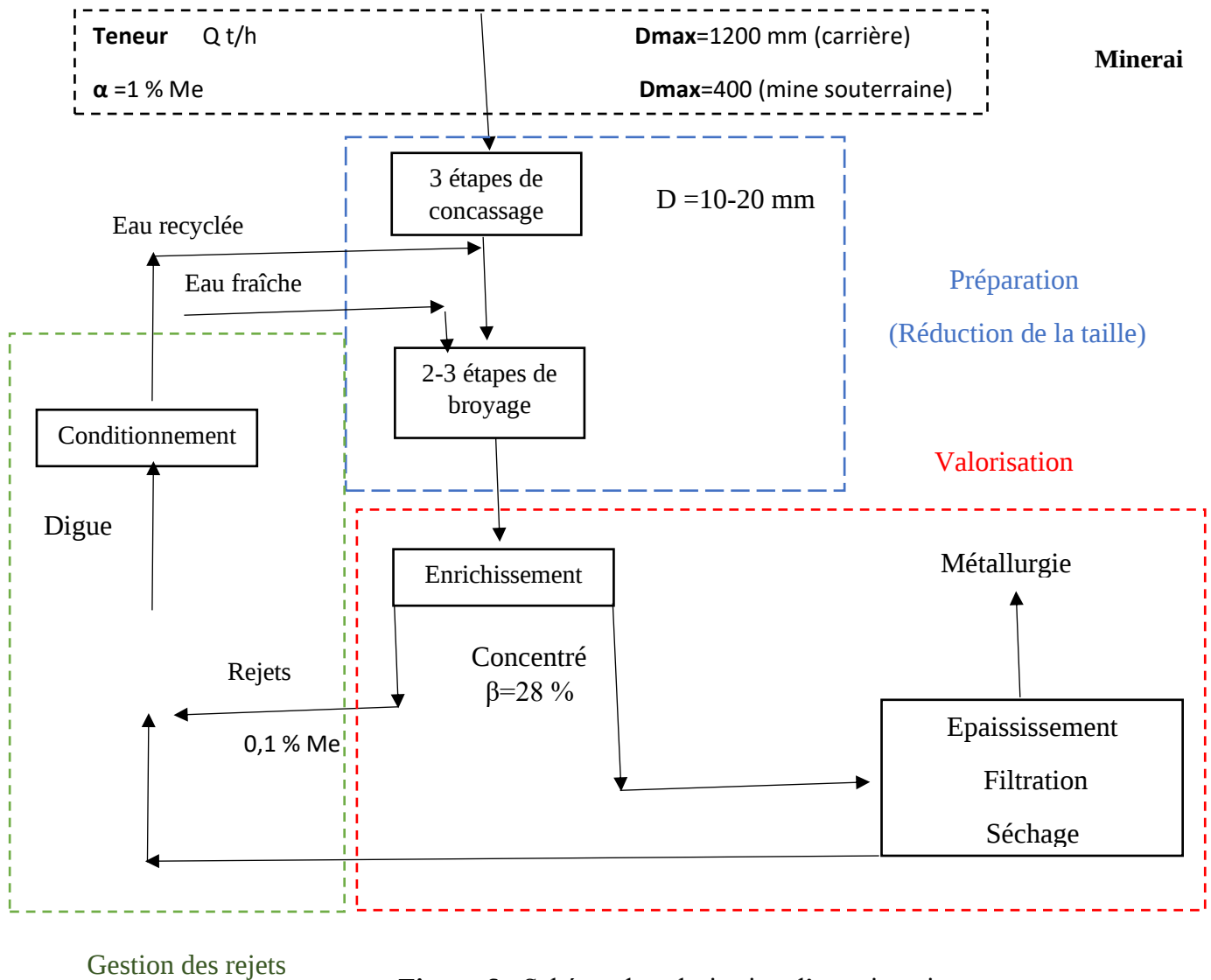


Figure 6 : Schéma de valorisation d'un minerai

4. Lavage et débouillage

Le **lavage-débouillage** s'effectue sur le tout-venant alluvionnaire ou les pré-concassés chargés d'impuretés minérales ou organiques adhérentes délayables. A cet effet, comme exemple, on utilise le trommel, qui se compose d'un cylindre en tôle perforée auquel on imprime une rotation lente. A l'intérieur du cylindre sont fixées des pales qui triturent le matériau sous des rampes d'arrosage à forte pression d'eau. L'eau chargée s'écoule par les trous du cylindre, tandis que le matériau lavé est entraîné à l'extérieur par les pales.

Dans certaines exploitations, le tout-venant est mêlé d'argile ; après concassage, il est débouillé par brassage avec de l'eau, soit dans un cylindre horizontal en rotation lente dont les palettes fixées à l'intérieur font progresser le minerai vers l'extrémité de sortie, soit dans un cylindre vibrant, ou encore sur des vibro cribles violemment arrosés, ou enfin dans une auge brassée par deux arbres munis de pales (log washer).

Les rejets issus de l'exploitation minière sont souvent stockés sous forme de boue dans de grands bassins. Ces boues contiennent tous les résidus provenant du processus d'enrichissement, notamment des matières minérales, des métaux, mais aussi tous les agents réactifs utilisés.

Les bassins de rétention favorisent la création d'acide et la concentration des métaux, les boues étant exposées à l'air et à l'eau. Il y a alors un risque de ruissellements ou de pertes par infiltration pouvant provoquer un phénomène appelé drainage minier acide (DMA) ou drainage rocheux acide (DRA).

C'est aujourd'hui une des principales préoccupations des acteurs du secteur minier. Ils s'efforcent donc de mettre en place des moyens alternatifs de gestion des rejets, pour minimiser l'impact environnemental de l'exploitation minière ainsi que pour se conformer aux réglementations, de plus en plus nombreuses dans ce domaine.

Essorage des rejets

La clé pour créer de la valeur à partir de rejets miniers réside aux systèmes modulaires qui combinent lavage, débouillage et classification ou isolent les fractions difficiles à éliminer.

Les minéraux de valeur sont récupérés en séparant les fines minérales des boues dans les bassins, tandis que les fractions plus grosses sont lavées, débouillées et séparées du reste des déchets.

Après cela, différents processus de filtration visent à égoutter les rejets au maximum.

Les systèmes de filtres-presses ou décanteurs centrifuges sont très utiles pour cette étape. Le système de gestion des rejets sur mesure comprendra différentes phases de traitement, notamment :

- **La gestion des fines** — récupération des matériaux pour réutilisation et minimisation des volumes de déchets non valorisables
- **Le traitement primaire de l'eau** — récupération de près de 90 % de l'eau utilisée pour réinjecter dans votre système de transformation
- **Essorage final des rejets** — il ne reste plus qu'une galette de boue constitué à 80 % de matières solides sèches, de ce fait, il n'y a plus besoin de bassin de rétention
- **Résidus d'essorage** — le filtre-presse peut aussi être utilisé pour traiter divers minerais, pour essorer les résidus en prévision de traitements ultérieurs. Cela s'applique par exemple à l'or, au cuivre, au zinc, au plomb et à l'argent.

Cela permet d'obtenir des résultats tels que :

- **Séparation efficace des fines** — Notre technologie efficace hydrocyclone récupère les fines dans les boues pour réduire la charge sur le décanteur AquaCycle ; ainsi seules les argiles et les limons sont décantés.
- **Essorage avancé** — Grâce à la technologie de Cribles Infinity, nous retirons efficacement le restant de l'eau de traitement pour permettre l'essorage et la mise en tas des fractions plus grosses.
- **Mise en stock piles à sec** — Un filtre-presse étanche garantit que les galettes de boue sont les seuls résidus du processus. Elles peuvent être mises en stock piles à sec, **ce qui élimine les besoins en bassins de rétention.**

5. Procédés gravimétriques de concentration

Définitions : Concentration par gravité ou gravimétrique est une méthode de concentration dans un fluide d'un matériau mettant en œuvre la différence qui existe entre les masses volumiques des minéraux de valeur d'une part, des gangues d'autre part.

Granulométrie :

- Ultrafines : particules inférieures à 5 µm ;
- Très fines : particules inférieures à 20 µm ;
- Fines : particules inférieures à 100 µm ;
- Grenues : particules inférieures à 500 µm ;
- Grossières : particules supérieures à 500 µm.

Les méthodes de concentration gravitaire très utilisés au paravent sont abandonnées au profit de techniques telles que la flottation, sont de plus en plus utilisées dans l'industrie minière au sens large tant pour valoriser les minerais métalliques que les minéraux industriels.

Principe général

La concentration gravimétrique consiste à séparer des éléments de densités différentes par leurs mouvements relatifs en intégrant la gravité et d'autres forces telle que la résistance engendrée par la viscosité de fluide.

Trois méthodes se distinguent :

La méthode de la nappe pelliculaire fluante : elle consiste à faire couler sur une trajectoire inclinée le matériau à traiter en le couvrant d'une fine pellicule d'eau permettant ainsi aux grains qui le constituent de glisser aisément les uns par rapport aux autres. Les différences de vitesse de chute associées aux résistances au mouvement vont permettre de classer les éléments selon leur densité propre mais aussi la taille et la forme.

La méthode de l'accélération différentielle : les particules baignées dans un fluide subissent des oscillations provoquant la sédimentation des particules lourdes.

La méthode des milieux denses : le fluide séparateur présente lui-même une densité comprise entre celles des deux éléments à séparer.

Dans tous les cas, l'aptitude à la concentration gravimétrique est évaluée par les critères suivants.

Critères de concentration

Pour les grosses particules qui suivent la loi de Newton

$$F.S.R = (\rho_h - \rho_f) / (\rho_l - \rho_f)$$

ρ_h – la densité ou poids spécifique des minéraux lourds

ρ_l - la densité ou poids spécifique des minéraux légers

ρ_f - la densité du fluide

Si $FSR > 2.5$ la séparation efficace peut être obtenue

Si $FSR < 1.5$ la séparation efficace n'est pas possible

Pour les particules fines (petites) qui suivent la loi de Stokes

$$F.S.R = [(\rho_h - \rho_f) / (\rho_l - \rho_f)]^{0,5}$$

ρ_h – la densité ou poids spécifique des minéraux lourds

ρ_l - la densité ou poids spécifique des minéraux légers

ρ_f - la densité du fluide

Si $FSR > 2.5$ la séparation efficace peut être obtenue

Si $FSR < 1.5$ la séparation efficace n'est pas possible

Calcul de l'efficacité de la séparation et l'appréciation de la faisabilité de la concentration

Exemple :

Galène PbS : densité – 7.5

Quartz SiO₂ : densité – 2.65

Deux cas de figures de la taille des particules est :

Supérieur 0,2 mm ? Inférieur 40 µm ?

Calculer FSR et déduire la faisabilité de la concentration pour chaque classe granulaire.

- Considérons un mélange de galène fine et de fines particules de quartz dans l'eau.

$$F.S.R. = [(7.5 - 1) / (2.65 - 1)]^{0.5} = 1.99$$

Ainsi, une fine particule de galène se déposera au même rythme qu'une particule de quartz dont le diamètre est environ deux fois plus grand.

- Considérons un mélange de galène grossière et de particules de quartz grossières dans l'eau

$$F.S.R. = (7.5 - 1) / (2.65 - 1) = 3.94$$

Ainsi, une particule de galène grossière se déposera au même rythme qu'une particule de quartz dont le diamètre est environ quatre fois plus grand.

Conclusion :

- Il est toujours préférable d'effectuer la séparation à plus grosse taille possible
- Si la proportion des fines est élevée, il faudra alors les classer et effectuer la concentration séparément.

Considérations générales pour la faisabilité à partir des valeurs FSR

Si F.S.R. = 3.0 une efficacité de séparation à 100 % peut être obtenue.

Si F.S.R. = 2.5, efficacité de séparation à 80%

Si F.S.R. = 1.5, efficacité de séparation à 20%

Si F.S.R. = 1.0, efficacité de séparation sera proche à 0 %

L'efficacité de la séparation est la fonction des teneurs dans le TV et dans le concentré, ainsi que de la récupération (Formule de Hancock Luyken).

Chacune de ces trois méthodes reposant sur le principe de concentration gravimétrique est illustrée par une technique particulière.

- **La spirale** pour la méthode de la nappe pelliculaire
- **Le jig** pour la méthode de l'accélération différentielle
- **L'hydrocyclonage** pour la méthode des milieux denses

5.1 Méthode de concentration gravimétrique en milieux denses

Cette méthode est la plus répandue dans l'industrie minière. Elle est mise en œuvre sous forme statique dans des cônes de décantation ou sous forme dynamique par hydro cyclonage. La concentration gravimétrique en milieu dense consiste à séparer les particules légères des particules lourdes en utilisant un fluide de densité intermédiaire. Les premières flottent alors que les dernières plongent comme l'indique le schéma suivant.

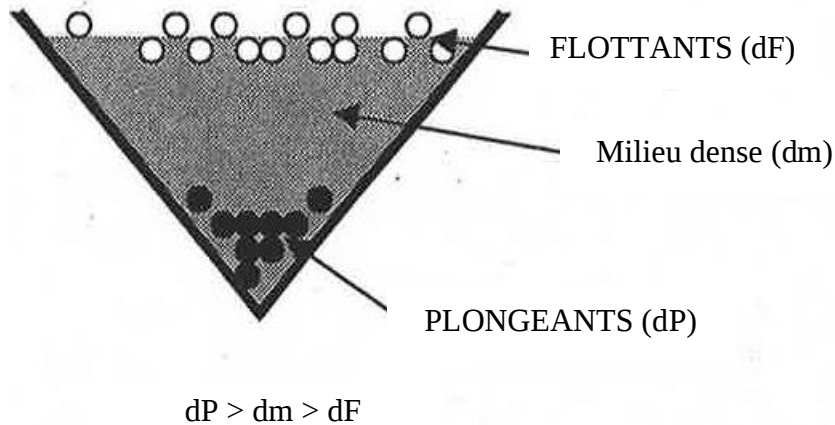


Figure 7 : Principe de séparation en milieu dense

Les milieux denses

Les milieux denses employés en laboratoire sont des liqueurs organiques telles que le Bromoforme ($d=2,86$), le Tétrabromure d'acétylène ($d=2,95$), l'Iodure de méthylène ($d=3,35$).

Leur coût élevé et leur toxicité ne permettent pas une utilisation industrielle. Dans ce cas, les milieux les plus répandus sont des pseudo-milieux obtenus par la mise en suspension de très fines particules très denses telles que la Barytine, la Galène, la Magnétite ou le Ferrosilicium.

La Magnétite et le Ferrosilicium sont les substances les plus employées, seules ou en mélange, selon la densité du milieu voulue. Cette utilisation est essentiellement due à leur susceptibilité magnétique qui permet de les récupérer efficacement selon le cycle de traitement, de les recycler et ainsi diminuer fortement les coûts opératoires.

Concrètement, ces produits se présentent sous forme de microbilles de diamètre inférieur à 100 μm . La magnétite de densité voisine de 5,2 permet de constituer des milieux de densité allant jusqu'à 2,7. Le Ferrosilicium (eutectique de fer et de silice : 82% de fer et 15% de silice) permet de préparer des milieux atteignant une densité de 3,6.

Les équipements

La séparation gravimétrique en milieu dense s'effectue soit par décantation statique dans le medium faiblement agité, soit dans des appareils qui font intervenir la force centrifuge.

- **Le cône Wemco**

L'alimentation se fait directement dans un cône rempli de medium. La séparation se fait par décantation. Les plongeants concentrés dans la pointe du cône sont remontés par air-lift alors que les flottants sont évacués par surverse.

Le milieu dense est maintenu homogène par un brassage lent et une circulation continue assurée par un pompage et une réinjection en milieu de cône.

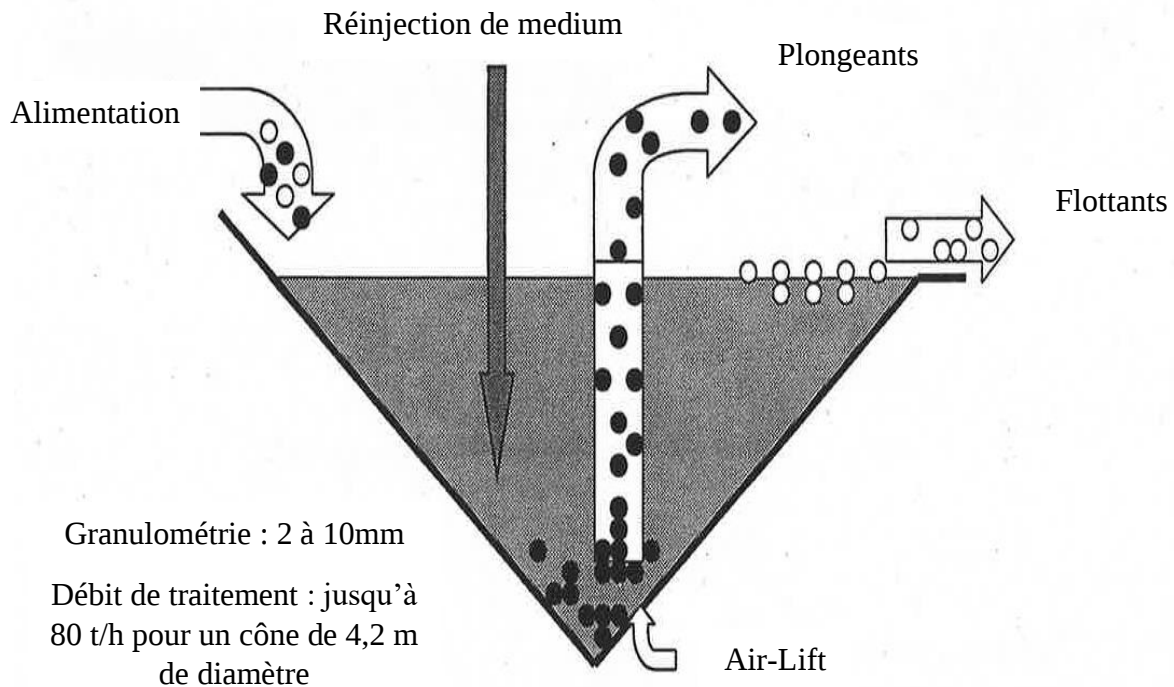
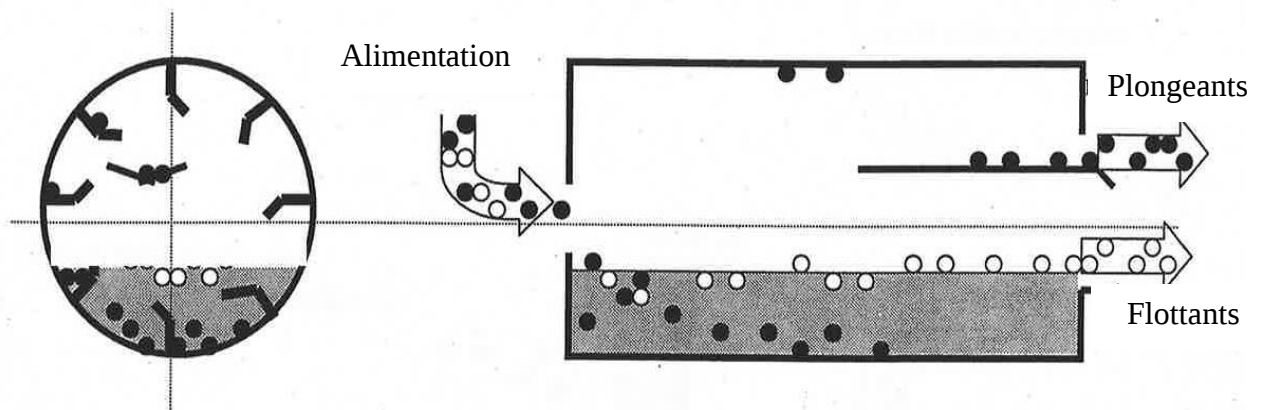


Figure 8 : Schéma de principe du cône Wemco

- **Le Tambour Wecom**

Le principe du tambour est d'introduire le minerai à traiter dans un cylindre rempli au tiers de son volume par le médium et animé d'une rotation lente (1-2 trs/mn). La séparation s'opère comme dans le cône, par décantation directe, seule la récupération est différente. En effet, les plongeants qui se retrouve au fond du cylindre sont remontés par des releveurs et sortis par une goulotte alors que les flottants sont évacués directement en surverse au centre du cylindre.



Granulométrie : 10 – 100 mm

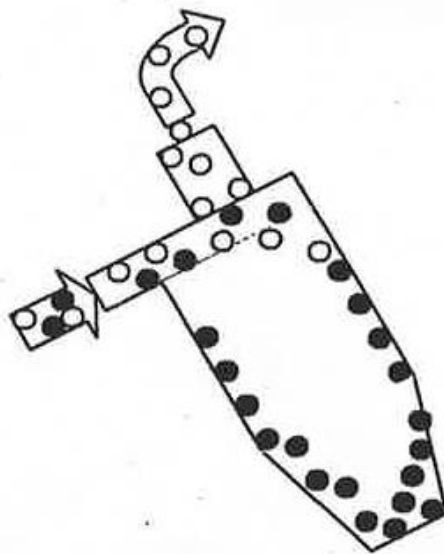
Débit : jusqu'à 60 trs/h pour un tambour de 2m de diamètre

Figure 9 : Schéma de fonctionnement du tambour Wecom

- **Les cyclones**

Les techniques de séparation gravimétrique utilisent les cyclones classiques employés dans les techniques de classification granulométrique classiques. La séparation est dite dynamique car le milieu dense est mis en mouvement. La force centrifuge conférée par la forme du cyclone complète l'effet de gravitation.

Cette technique très répandue impose une maîtrise stricte du médium. En effet, si sa densité et sa granulométrie ne sont pas adaptées à la granulométrie des éléments à séparer, il peut lui-même subir le cyclonage et s'épaissir.



Les laveurs tubulaires

Le dispositif est constitué d'un tube muni d'une entrée/sortie tangentielle au tube et d'une entrée /sortie dans l'axe du tube. Le medium est injecté tangentielle au tube alors que le minerai à exploiter est alimenté dans l'axe du tube à l'autre extrémité. Animés par la force centrifuge, les particules lourdes auront tendance à se plaquer sur la paroi du tube alors que les flottants dans le tourbillon central du tube. Le tube est légèrement incliné pour faciliter l'évacuation des flottants. Les plongeants sont évacués par la sortie tangentielle opposée à l'entrée du medium.

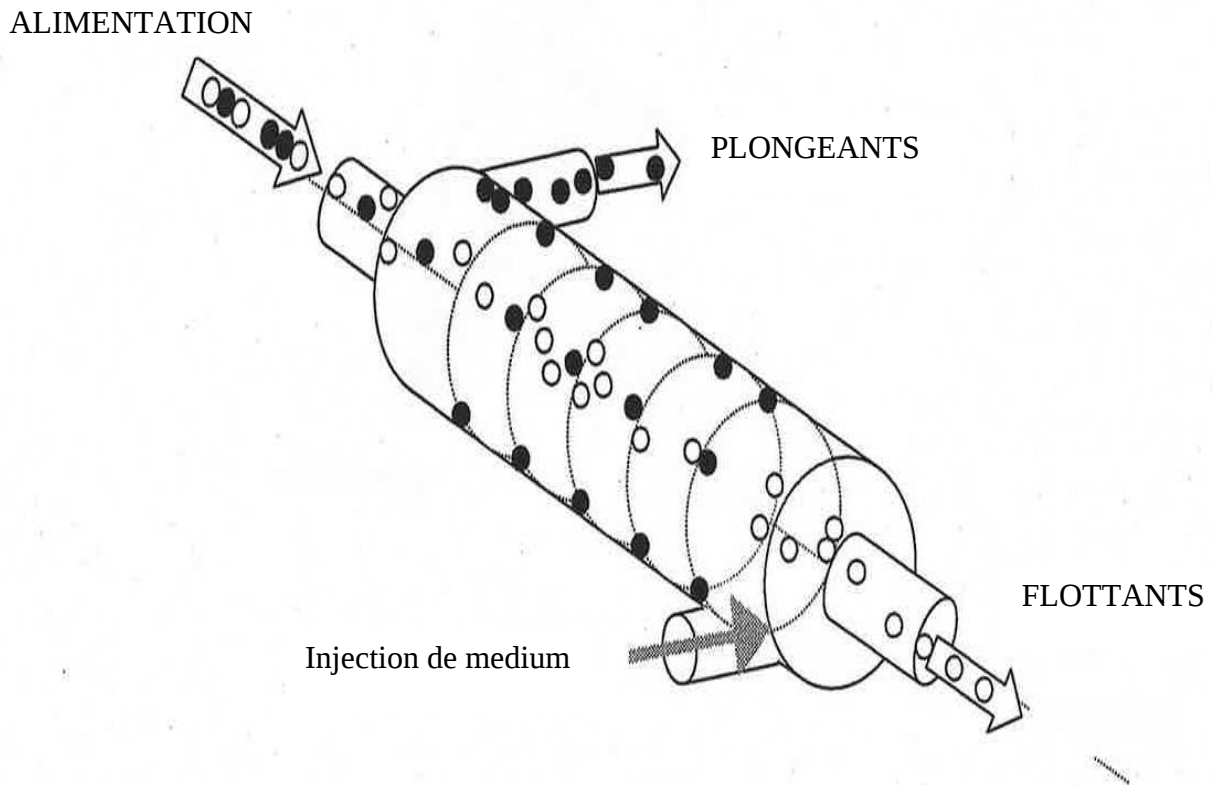


Figure 11 : Principe de fonctionnement du laveur tubulaire

Paramétrage

La description des méthodes de séparation gravimétrique en milieu dense fait appel aux notions de plongeants et flottants qui selon la situation seront le concentré ou le stérile. Le terme de lavage est souvent employé pour nommer ces opérations de traitement.

En exprimant la répartition des éléments en fonction de leur densité, on obtient la courbe de partage qui pour un lavage parfait est caractérisé par la forme suivante :

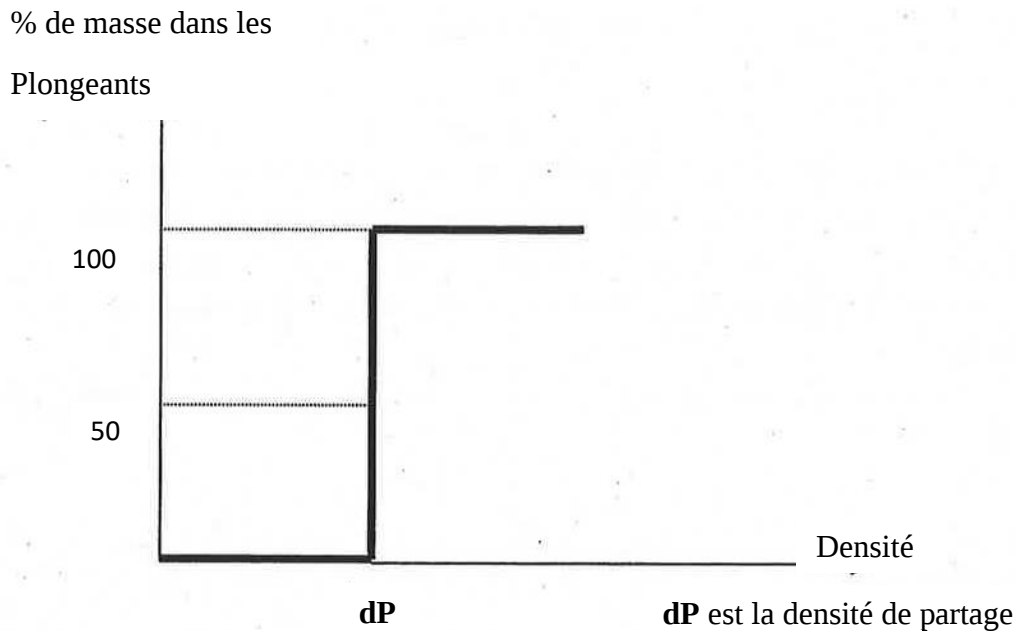
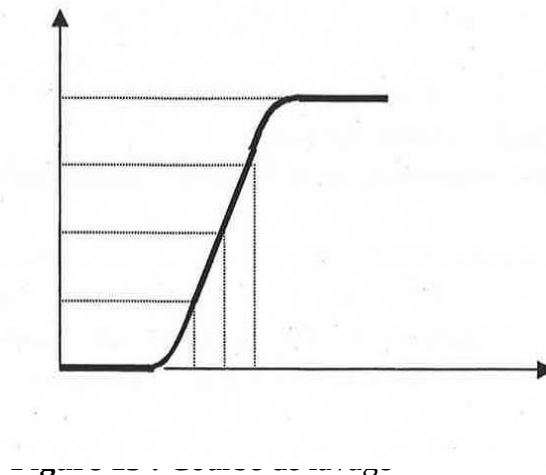


Figure 12 : courbe de partage d'un lavage parfait

Ce type de résultat n'est accessible qu'en laboratoire avec une séparation directe en liqueur dense, industriellement un lavage n'est jamais parfait, les courbes de lavage réelles présentent plutôt l'allure suivante :



On trouve toujours des éléments légers dans la fraction lourde et des éléments lourds dans la fraction légère. L'efficacité du lavage sera donc appréciée par l'allure générale de la courbe de partage.

En effet, la courbe de partage indique la probabilité de passage des grains dans la fraction lourde en fonction de leur densité. La densité de partage correspond à la densité des grains qui ont la même probabilité de passer dans la fraction lourde que de passer dans la fraction légère.

La courbe de partage réelle correspond l'intégrale d'une répartition suivant la loi de Gauss.

En définissant $E = d_{75} - d_{25} / 2$ comme étant l'écart probable, avec la densité de partage d_P , ces deux paramètres caractérisent une séparation gravimétrique.

La séparation est d'autant plus efficace que E est faible.

Les courbes de partage sont très fastidieuses à obtenir ; E est directement lu sur la courbe expérimentale et d_P doit correspondre à la densité de coupure visée. Cette densité de coupure visée doit préalablement être déterminée par la caractérisation précise du minerai à traiter en déterminant la répartition pondérale dans chaque tranche de densité.

Une courbe de partage est exploitable si les tranches densimétriques qui ont servi à l'établir sont au moins inférieure à E .

Conclusion : malgré toutes ces contraintes de maîtrise du procédé, la séparation gravimétrique par hydro cyclonage en milieu dense reste très répandue dans l'industrie minérale pour :

- son faible coût opératoire,
- son efficacité dans toutes les gammes granulométriques allant de 0,1- 10 mm dans la mesure où les tranches traitées sont réservées,
- sa maintenance assez limitée,
- ses possibilités de fonctionnement automatique.

5.2 Méthode de l'accélération différentielle (le Jig)

Description

Le JIG est une technique autre fois très utilisée en dans l'industrie minière. Il s'agit d'une sorte de crible à travers lequel la circulation de l'eau est associée au mouvement du système permet de classer les particules en fonction de leur densité.

La séparation ou la concentration par jiggage est un mode de séparation des mélanges de particules solides de densités diverses, réalisé suivant les phénomènes de sédimentation libre par gravité mais au sein d'un fluide auquel on a imposé un mouvement oscillatoire avec une fréquence bien définie. Le terme « jiggage » vient du mot anglais « jiggle », ce qui traduit parfaitement le mouvement pulsé du fluide.

Principe

Le principe du jiggage ou du pistonnage d'un minerai est vieux comme le monde. Il consiste à fluidiser une masse de sables et de graviers de densités différentes déposée sur un tamis. Les grains lourds utiles, sédimentent sous l'action d'un fluide, tandis que les grains légers, généralement stériles, montent vers la surface déplacée par les plus denses qui prennent leur place. On peut réaliser cette action de deux façons :

- Soit en déplaçant un tamis chargé de sables et de graviers minéralisés dans un fluide immobile.
- Soit en actionnant un piston qui déplace le fluide contenu dans un caisson rempli d'eau et la propulse à travers les mailles d'un tamis fixe.

Phases de séparation par jiggage

La séparation par jiggage est réalisée suivant des cycles à 2 phases :

- Première phase : phase d'expansion Sous la poussée de la montée du courant liquide, les particules solides vont monter et s'écarter les unes des autres.
- Deuxième phase : phase de succion Sous l'effet de la descente du courant liquide, il y a réalisation d'une sédimentation à accélération différentielle. Puis les particules se rapprochent en descendant, se bloquent les unes des autres et seules les particules lourdes peuvent traverser le lit formé par l'ensemble des particules et finissent après plusieurs cycles par traverser la grille qui supporte le lit. Ce qui permet de les récupérer dans une huche.

Facteurs d'influence

Il est démontré que plus la granulométrie diminue, plus les forces de résistance du fluide au mouvement des particules deviennent prépondérantes vis à vis des poids. Une fréquence très élevée des pulsions est nécessaire pour provoquer les très brèves accélérations de chute des particules. Ce qui réduit l'effet des forces de résistance de fluide.

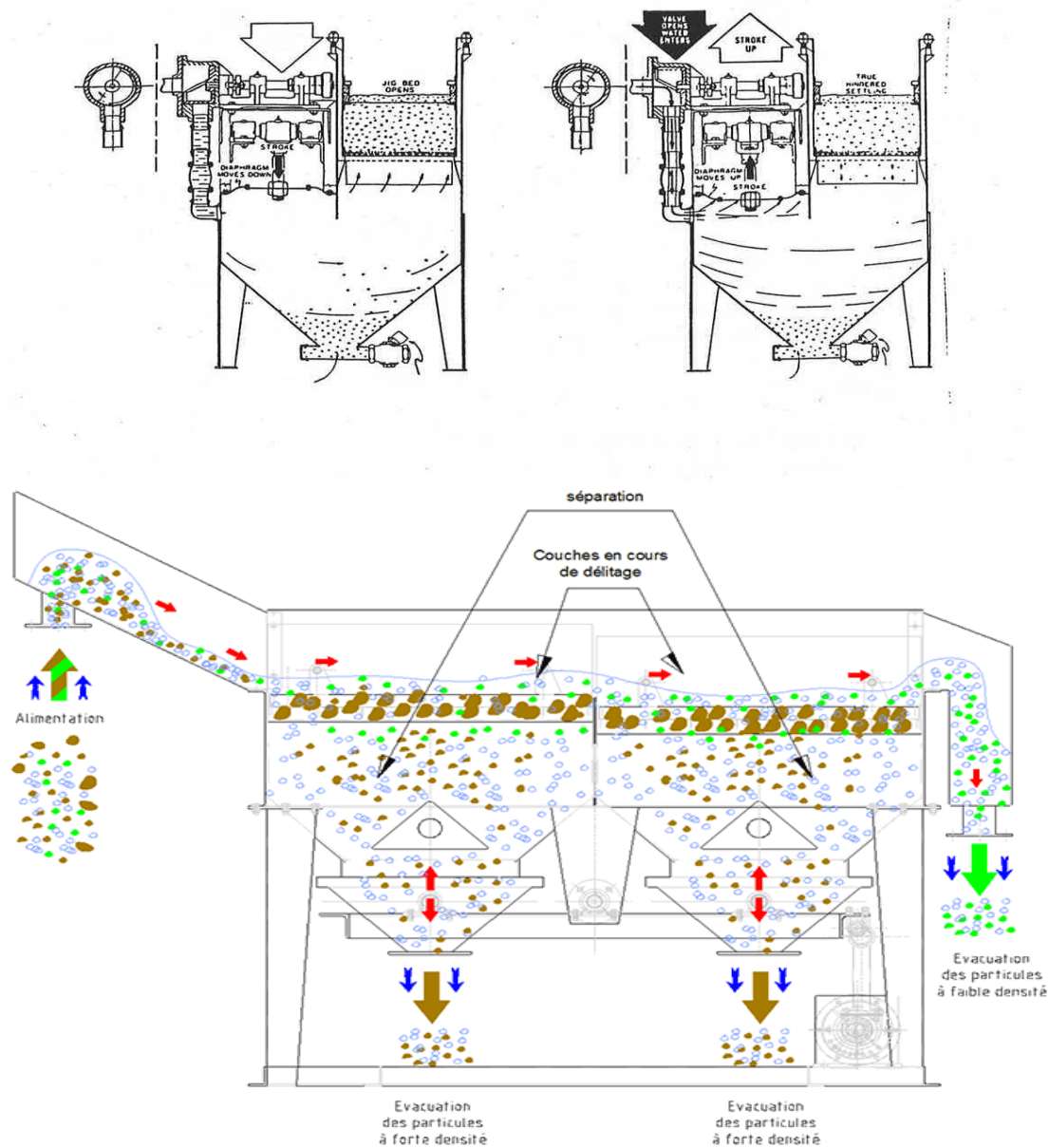
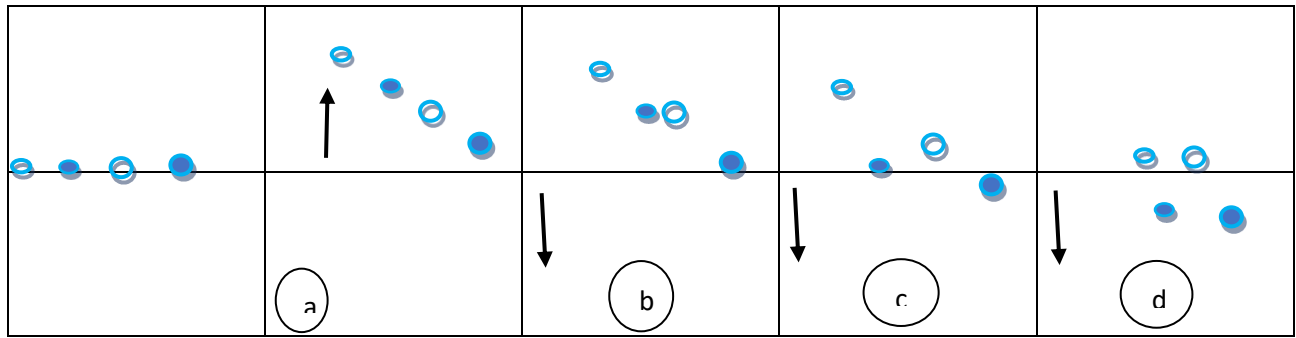


Figure 14 : Schéma de fonctionnement d'un jig

Tableau 4 : Principe de classification du jig



(a) Poussée

(c) Accélération différentielle

(b) Sédimentation gênée

(d) Filtration interstitielle + Succion

Le jig utilise une pulsation d'un fluide à une fréquence et une amplitude donnée pour induire une séparation basée sur une accélération différentielle, une sédimentation gênée et un ruissellement consolidé.

a) Particules dans l'alimentation mélangé avant jig.

b) L'élévation du niveau de l'eau soulève les particules du lit.

c) Stratification de la sédimentation des particules dans l'eau.

d) Le niveau de l'eau baisse, la couche du lit est dense et le minéral lourd se dépose au fond.

Pour les petites particules, les pulsations courtes sont préférées pour accentuer la séparation basée sur l'accélération différentielle.

Domaine d'application

- Granulométrie comprise entre 0,05 et 12 mm
- Débit de traitement compris entre 1 et 10 t/h

Avantages

- Gros débit et large plage granulométrique
- Coûts opératoires relativement bas
- Peu d'effet sur l'environnement

Inconvénients

- Procédé complexe et difficile à régler (synchronisation)
- Dispositif très imposant
- Automatisation délicate : peu de paramètres contrôlables donc surveillance

5.2 Nappe pelliculaire influant sur un plan incliné (la spirale)

Description

La spirale est constituée d'une série d'éléments de section elliptique comme le montre le schéma de la Figure 15.

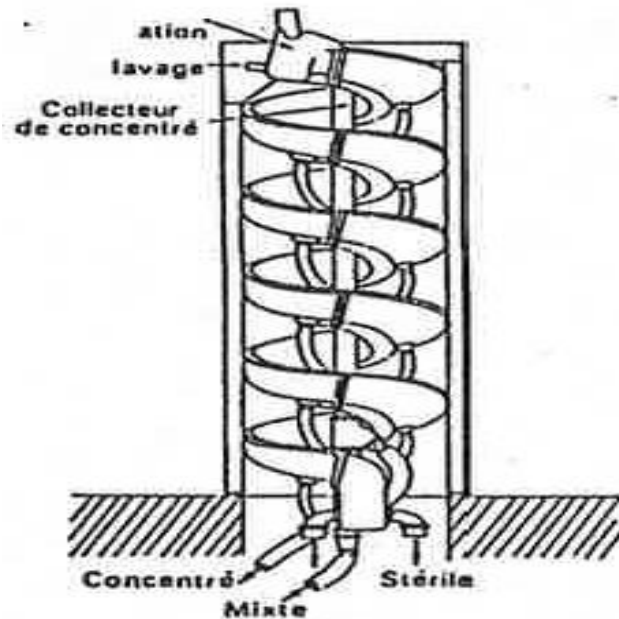


Figure 15 : Schéma d'une spirale

Principe

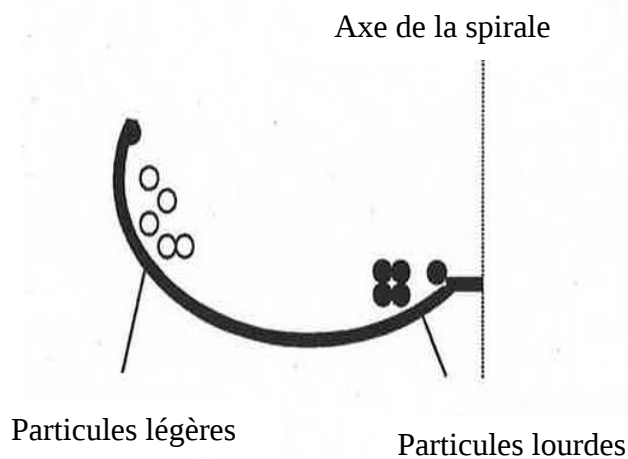


Figure 16 : Principe de classification dans la spirale

La longueur du parcours effectué par une particule mise en mouvement, sur un plan incliné, par un film liquide qui s'écoule à sa surface, dépend de deux facteurs principaux :

- le temps mis par la particule pour atteindre la surface du plan incliné (en fonction de sa masse volumique, de sa granulométrie, de son coefficient de forme, etc.) ;
- la résistance à l'avancement de la particule.

La force gravitaire associée à cette forme de la section conduit tous les éléments vers le centre de la spirale. Le principe consiste donc à faire couler une pulpe de minerai à traiter dans une spirale. Comme la vitesse de chaque particule va dépendre de sa densité, le positionnement à intervalle régulier de trous de récupération placés en différents points de la section elliptique permet une classification efficace. En effet les particules lourdes et grosses se trouvent au bord interne de la spirale alors que les particules légères et fines se trouvent sur le bord externe de la section. La quantité d'eau est à ajuster en fonction du type de minerai à traiter.

Domaine d'application

- Granulométrie comprise entre 0,08 et 2, 3 mm
- Débit de traitement compris entre 0,5 et 2,5 t/h par spirale
- Débit d'eau compris entre 3,5 et 7,5 m³/h
- Différence de densités assez marquée entre les éléments à séparer

Avantages

- Faible coût de fonctionnement car peu énergivore (pas de force motrice)
- Fonctionnement simple, peu de maintenance
- Peu d'effet sur l'environnement : eau recyclée, aucun effet sur l'air, pas d'effluent

Inconvénients

- Débit unitaire relativement faible dont l'utilisation de nombreuses spirales en parallèle : besoin de place
- Réglage de la densité de pulpe (ajout d'eau) très délicat
- Risque de bourrage en alimentation
- Automatisation délicate : peu de paramètres contrôlables donc surveillance

6. Flottation

La flottation est une méthode de concentration ou une technique de séparation des solides. Elle fait intervenir des propriétés de surface telles que la mouillabilité, l'hydrophobie ou l'hydrophilie des éléments qui constituent le minerai à traiter.

1. Principe de fonctionnement

Le principe de fonctionnement est basé sur la différence d'aptitude des minerais à se laisser mouiller par l'eau. L'eau se fixe sur la surface minérale (hydratation). La plupart des particules sont hydratées donc hydrophiles.

Le minerai assez broyé, finement mis en pulpe est maintenu en agitation dans des bacs ou cellules. Les particules hydrophobes sont séparées des particules hydrophiles par injection des bulles d'air dans la cellule. Les particules hydrophobes s'attachent aux bulles d'air et remontent à la surface

La flottation tend à fixer sur les surfaces hydratées des corps chimiques (collecteurs), pour les rendre hydrophobe (ou aérophiles) et donc susceptibles de s'accrocher sur des bulles, comme l'indique le schéma de la **Figure 17**.

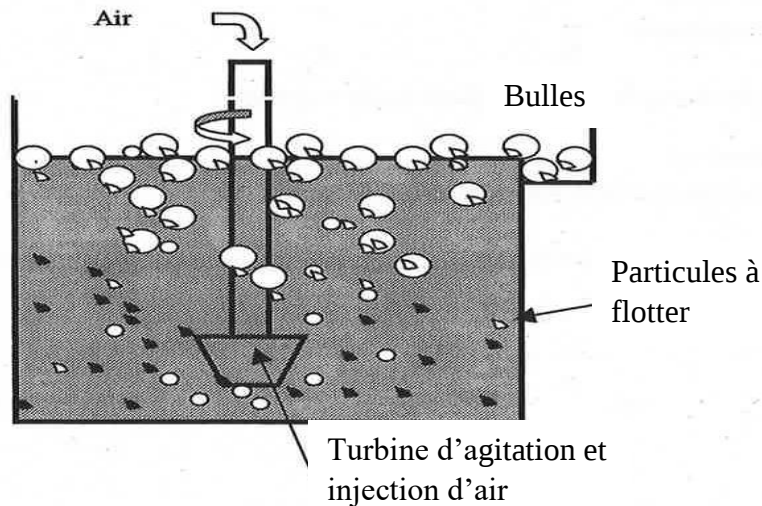


Figure 17 : Fonction d'une cellule de flottation



Pratiquement, peu de corps sont suffisamment hydrophobes pour s'accrocher d'eux-mêmes aux bulles d'air. Leur caractère hydrophobe dépend de l'utilisation des réactifs chimiques ou collecteurs qui recouvrent ces particules d'une pellicule hydrophobe.

D'autres réactifs chimiques peuvent être aussi utilisés pour accroître le caractère hydrophile des particules qui le sont. Ce sont les déprimants, ils augmentent la mouillabilité de ces particules.

Pour optimiser le rendement de la flottation, deux types de réactifs sont mis en œuvre en complément du **collecteur** et du **déprimant** : les **moussants** servent d'épaissir et de stabiliser les mousses, donc facilité leur évacuation d'une part et les **régulateurs** qui améliorent les conditions physico-chimiques du milieu pour la réaction du collecteur et du déprimant : maintenir les conditions d'acidité, raviver les surfaces des grains, précipiter certains sels solubles gênants.

En résumé, la flottation fait intervenir granulométrie, les phénomènes de surface associés à d'éventuels phénomènes électriques (charges superficielles) et en suite les réactifs.

Granulométrie

Maille de libération comprise entre 10 et 500 μm en moyenne.

< 5- 10 μm trop fins Consommation de réactifs. Instabilité superficielle.

> 500 μm trop lourds Remontée impossible

6.1 Interprétations des surfaces

2. Tension superficielle des liquides en présence de gaz

Dans un liquide, chaque molécule attire les molécules voisines de telle sorte qu'à l'intérieur du liquide, la résultante des forces est nulle. Mais au voisinage de l'interface liquide-gaz, ou plus simplement à la surface d'un liquide, l'attraction entre les molécules externes et celles interne entraîne une force résultante normale à cette interface et dirigée vers le liquide : c'est la tension superficielle. Selon Gauss, la tension superficielle d'un liquide pourrait être assimilée à la tension d'une membrane élastique qui ferait rentrer les molécules dans le liquide. C'est pour cette raison que les gouttelettes tendent vers la forme sphérique, volume présentant la surface minimale.

La tension superficielle est très importante dans la flottation. En effet, selon la nature des liquides et la température l'intensité de la tension superficielle varie. La flottation met à profit cette évolution pour procéder à la séparation.

3. Tension superficielle dans le système liquides-solide-gaz

Dans le système liquide-solide-gaz, le phénomène de flottabilité a son explication comme suit :

Si l'on pose une goutte de liquide à la surface d'un solide en présence de gaz, la goutte prend une forme correspondant à l'état d'équilibre entre les trois phases en présence. L'énergie superficielle libre est minimale. Autrement exprimé, la résultante des trois forces de tension superficielle entre ses différentes phases s'annule justement au point de contact entre ces trois phases.

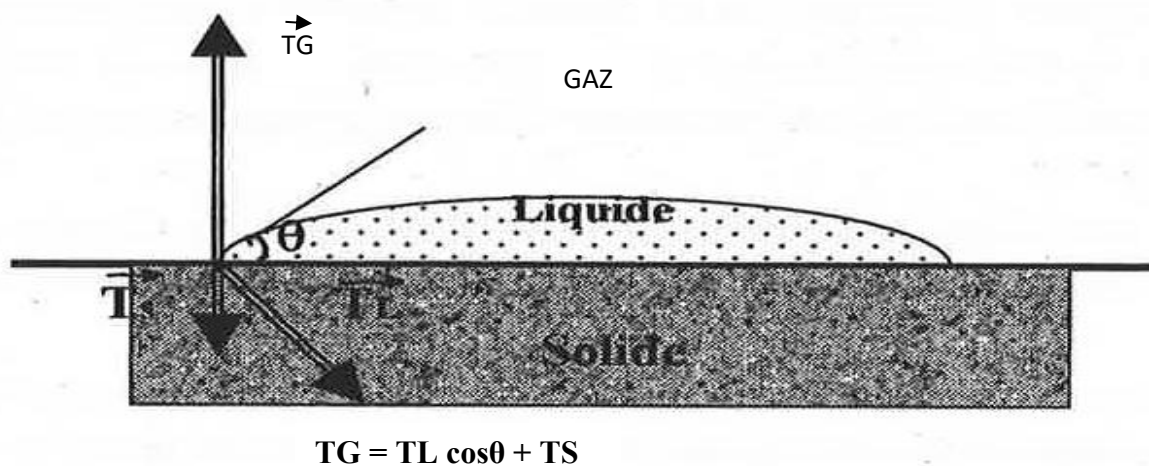


Figure 18 : Equilibre du système Liquide-Solide-Gaz

Dans le cas de la flottation des minerais, le gaz est en fait de l'air, le liquide une solution aqueuse avec ou sans réactif et le solide est la particule minérale couverte ou non d'un réactif modifiant sa tension superficielle TS.

Ainsi, pour un liquide et un gaz donné, TL et TG sont fixés et qu'une variation de TS entraîne une modification de l'angle θ , soit une variation de la mouillabilité du solide.

Dans la pratique, on qualifie un solide de mouillé lorsque l'angle de contact θ est voisin à zéro. Lorsque cet angle approche de 90° , on estime que le solide n'est plus mouillé.

La flottation d'un solide consiste donc à augmenter sélectivement l'angle de contact θ afin de ne récupérer dans les mousses que la fraction minérale recherchée. De façon complémentaire, la flottation doit également consister à diminuer l'angle de contact θ des autres composés afin qu'ils soient plus mouillés donc restent plus aisément dans la pulpe en fond de cellule.

4. Phénomènes électriques

L'action des tensions superficielles entre les différentes phases est activée par toute une gamme de rectifs comme les collecteurs et les déprimants. Or, la réaction même de ces composés : l'adhésion aux particules implique des phénomènes électriques qu'il est important de comprendre pour le choix optimal des réactifs.

Dès leur mise en pulpe, les particules solides et le liquide se prennent au niveau de leur interface commune des charges de signe opposé, mais de leur valeur absolue constante. Globalement le système paraît neutre, mais le potentiel varie brusquement au niveau de cette double couche qui se forme. Ce phénomène peut être modélisé de façon suivante en partant de la surface solide (le minéral) vers le liquide :

- la première couche de potentiel ϕ_0 et de charge σ_0 confondue avec la surface est constituée d'ions répartis de façon homogène déterminant le potentiel. Ces ions sont :
 - des ions parmi les moins solubles du réseau cristallin du minéral, ils se trouvent alors en excès sur la surface par rapport aux ions plus solubles qui passent en solution,
 - des ions H^+ et OH^- absorbés lors de l'hydratation de la surface.
- une seconde couche de potentiel ϕ_s et de charge σ_s en contact direct avec la première couche et constituée d'ions absorbés chimiquement, généralement des petits ions de forte valence tels que Ca^{++} ou Mg^{++} présents dans la solution : on parle de couche de Stern.
- une dernière couche de potentiel ϕ_d et de charge σ_d constituée d'ions « indifférents » car contrairement aux précédents, ils ne modifient pas le potentiel résultant des deux premières couches. Ces ions sont généralement hydratés, gros et monovalents tels que K^+ , Na^+ , Cl^- , ... on parle de couche diffuse.
- en s'éloignant encore de la surface du minéral, la solution retrouve son équilibre, ce d'autant plus facilement que la solution est concentrée en ions « indifférents ».

ϕ_0 ϕ_s .

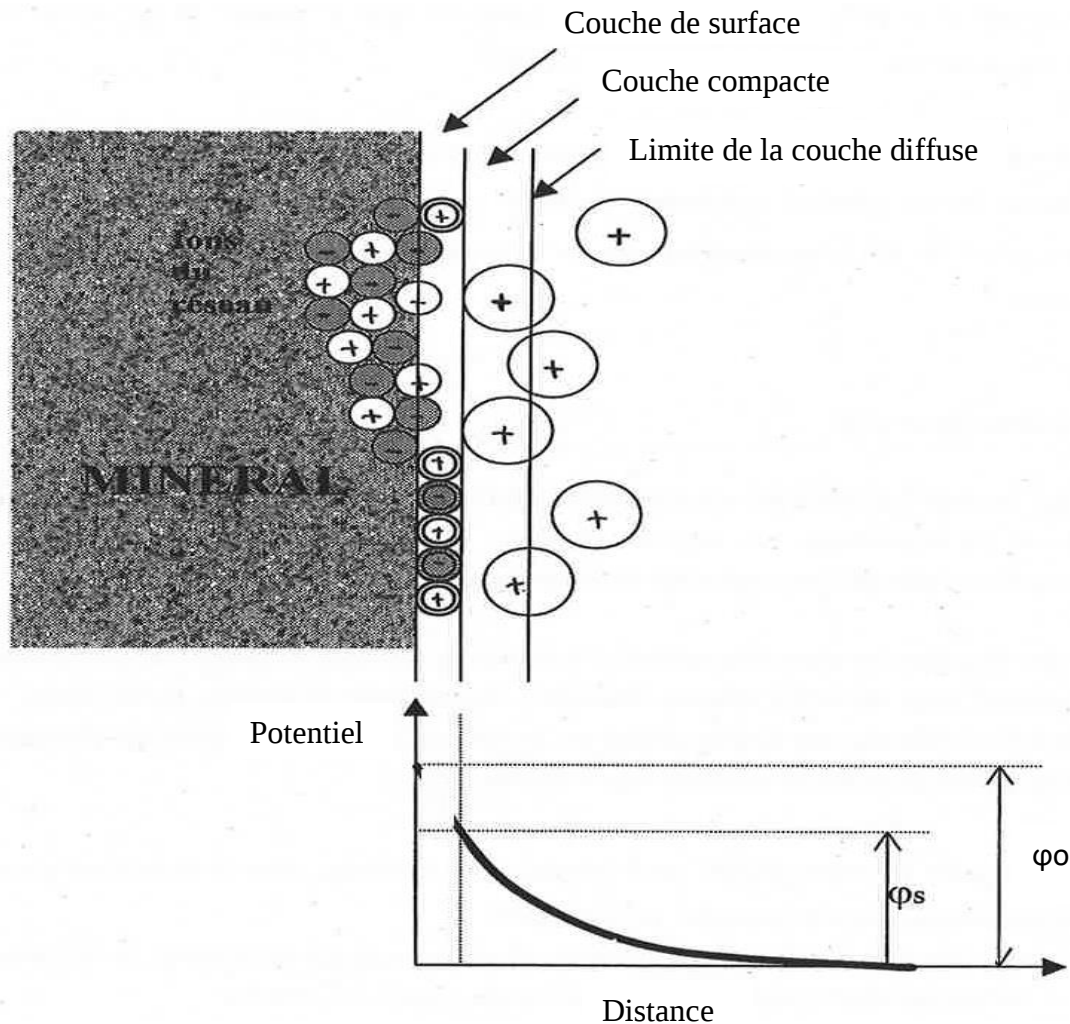


Figure 19 : Modélisation des phénomènes électriques en surface des grains

Soumise au mouvement, les deux premières couches se maintiennent solidement alors que la limite de la couche diffuse va se déplacer. Par ailleurs, selon la nature des espèces présentes dans la solution, la nature de la charge évolue.

Ainsi, dans le cas des silicates, la charge superficielle σ_0 est positive jusqu'au pH de PCN (Point de Charge Nulle) puis devient négative avec l'augmentation du pH.

Pour obtenir l'adsorption d'un réactif tensioactif (collecteur ou déprimant) par phénomène électrique, il faut utiliser des molécules hétéropolaires dont la tête est de signe opposé à celui de la couche diffuse dans la plage de pH considérée.

6.2 Réactifs et leur utilisation

1. Les collecteurs

Le collecteur est un réactif utilisé pour accroître le caractère hydrophobe des particules à flotter et donc faciliter leur accrochage aux bulles d'air.

Dans les premiers temps de la flottation, on utilisait les substances grasses comme collecteurs : huiles de goudron, fuel lourd, ... Ces produits sont relativement efficaces sur les minerais sulfurés : sulfures métalliques, soufre et sur les carbones : charbon, graphites ne présentant pas d'affinité avec les autres minéraux classiques des gangues (quartz, ...).

Les collecteurs qui ont énormément évolué la flottation sont les xanthates et les dithiophosphates pour les minéraux sulfurés et les savons pour les minéraux courants des gangues. Puis les collecteurs de type amines, esters sulfuriques d'alcool, acides gras et sulfonates ont été utilisés.

Les collecteurs peuvent être constitués d'une molécule polaire comme les hydrocarbures liquides.

Mais, plus généralement, ils sont composés d'une chaîne hydrocarbonée, non polaire présentant des propriétés hydrophobes rattachées à extrémité à un radical polaire qui va réagir à la surface du minéral à flotter. Ce mécanisme de réaction est une véritable réaction chimique qui conduit localement à la formation d'une nouvelle espèce telle qu'un sel.

La dimension de la tête polaire conditionne l'adsorption du collecteur dans la couche de Stern.

La dimension de la chaîne hydrocarbonée influence directement la valeur de l'angle de contact. En effet, ce dernier croît avec la longueur de la chaîne. Le schéma suivant résume l'action des molécules de collecteur.

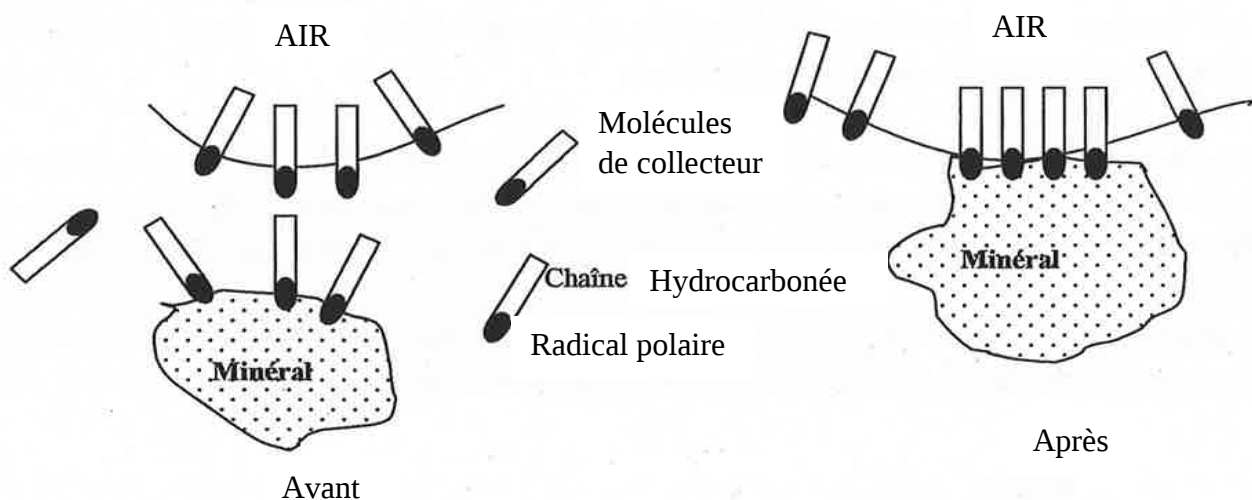


Figure 20 : Schématisation de l'action des collecteurs polaires

Les collecteurs peuvent être classés comme suit :

- **Les collecteurs non ioniques**

- **Les ioniques :**

Cationiques

Anioniques (Carboxyliques, Sulfates et Sulfonate, Xanthates, Dithiophosphates, Divers)

Les collecteurs non ioniques

Les collecteurs non ioniques sont des hydrocarbures liquides peu solubles dans l'eau et non dissociables. Ils se fixent sur des minéraux par des phénomènes d'adsorption ou d'adhésion identiques à ceux qui viennent dans la lubrification.

La liaison avec le métal est d'autant plus facile que sa surface est peu hydratée. Le collecteur est donc utilisé pour flotter les minéraux naturellement hydrophobes tels que le charbon, le graphite, le soufre, le diamant et la molybdénite.

Ces collecteurs non polaires agissent s'ils peuvent couvrir plus facilement que l'eau toute la surface des grains ($> 90^\circ$). Or, les hydrocarbures ont plutôt tendance à se fixer sous forme de petites gouttelettes irrégulières que sous forme de film continu. L'adhésion à la bulle d'air se fait au niveau des zones de concentration du collecteur sur la surface du solide. Pour augmenter le nombre de gouttelettes donc la probabilité de remonter le minéral, ces hydrocarbures sont utilisés en émulsion seuls ou associés à des émulsifiants.

Les collecteurs les plus communs sont le kérozène, le fuel domestique et le fuel lourd. De nos jours, ils ne sont plus utilisés qu'en complément de collecteurs anioniques difficiles à émulsifier : acide oléique, goudron de tourbe, alkylsulfates ou comme activateurs des collecteurs polaires : ils diminuent en effet les surfaces mouillées. Ces produits ne sont pratiquement plus mis en œuvre pour des raisons évidentes d'impact sur l'environnement.

Les consommations variaient entre quelques dizaines de g/t et à plusieurs kg/t.

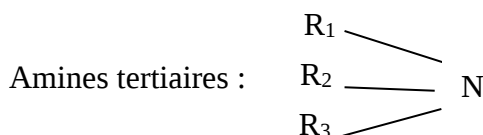
Les collecteurs ioniques

- **Les collecteurs cationiques**

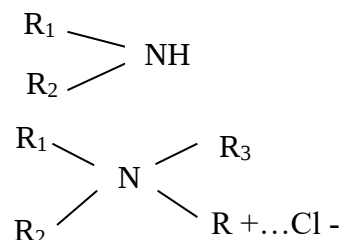
Dans ces types de collecteurs, l'ion hydrophobe est un cation qui se fixe sur la surface du minéral. Ils sont la plupart des dérivés d'amines et de sel d'ammonium quaternaires.

Amines primaires : RNH_2

Amines secondaires :



Amines quaternaires :



R est un radical alkyl de 8 à 18 carbones.

En milieu alcalin, les amines forment des composés du type $\text{RNH}_3 + \text{OH}^-$

En milieu acide, ces amines forment des sels correspondant en fait à l'acide utilisé dans le milieu : HCl , H_2SO_4 , H_2SO_3 , H_3PO_4 , H_3COOH et ces sels se dissocient en ions selon le pH.

- Les collecteurs anioniques carboxyliques

Les acides gras-savons

Ces types de collecteurs sont généralement utilisés pour la flottation des minéraux non sulfurés. Leur formule générale peut s'écrire : $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_n \text{COOH}$ et $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_n \text{COOX}$ avec $n > 9$

Parmi les plus utilisés on retrouve pour les acides gras saturés $(\text{CH}_2) \text{COOH}$

Acide Laurique $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{10} \text{COOH}$

Acides Palmique $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{14} \text{COOH}$

Acide Stéarique $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{16} \text{COOH}$

Et les acides gras non saturés :

Acides Oléique $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7 \text{CH}=\text{CH}-(\text{CH}_2)_7 \text{COOH}$

Acide Palmitoléique $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_5 \text{CH}=\text{CH}-(\text{CH}_2)_7 \text{COOH}$

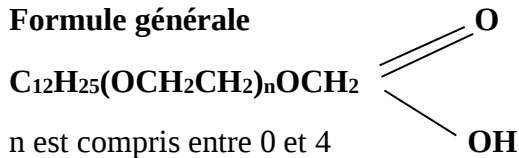
Acide Linoléique $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_4 \text{CH}=\text{CH}-\text{CH}_2-\text{CH}=\text{CH}-(\text{CH}_2)_7 \text{COOH}$

Acides Linoléique $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_4 \text{CH}=\text{CH}-\text{CH}_2-\text{CH}=\text{CH}-\text{CH}_2-\text{CH}=\text{CH}-(\text{CH}_2)_7 \text{COOH}$

Les consommations d'acide gras comme collecteurs de flottation varient entre 300 et 1500g/t.

Les carboxyliques oxyéthylénés

Formule générale



Ils sont obtenus à partir de l'alcool laurique et sont essentiellement employés purs dans la flottation des minéraux contenant du Ca, Ba ou Mg et des oxydes métalliques Cu, Pb ou Zn ou mélangés à de l'oléine pour accroître le pouvoir collecteur.

Les alkyl sulfates et alkyl sulfonates

Ces composés sont employés dans la flottation des silicates, des carbonates et des sulfates. Ils remplacent les acides gras et les savons lorsque la flottation se fait en milieu acide, en eau dure ou en présence de sels très solubles : gypse, halite, hydro boracite... Ces réactifs sont très utilisés pour la flottation des minerais suivants : barytine, célestite, disthène, oxydes de fer et de manganèse, phosphates, béryls, scheelites, wolfrinite cassitérite, pyrochlore, ...

Ils ont l'avantage d'être très solubles dans l'eau et outre leur capacité de collecteur, leur pouvoir moussant est assez fort.

Les xanthates

Les xanthates solubles sont en fait des alkyls dithiocarbonates de formule générale :



Les xanthates sont solubles dans l'eau et sont utilisés en milieu alcalin et plus particulièrement pour la flottation des sulfures notamment des sulfures métalliques de Fe, Cu, Co, Ni, Pb, Zn, Mo, Ag, Leur pouvoir collecteur augmente avec la longueur de la chaîne carbonée. Les mécanismes de réaction ne sont pas clairement identifiés. Il s'agit à la fois d'adsorption, d'échange cationique et de réactions chimiques en surface des minéraux. L'oxygène interviendrait de façon importante soit dans la formation de nouveaux composés tels que les dixanthogènes plus facilement absorbables en surface des grains de sulfures, soit dans la déshydratation des surfaces qui facilite en suite l'adsorption du xanthate lui-même.

Les dithiophosphates

Ce sont des collecteurs moins puissants que les xanthates. Ils employés dans les flottations des sulfures en plusieurs étapes comme « dégrossissant », l'affinage est ensuite réalisé au xanthate.

2. les déprimants

Ces réactifs sont utilisés pour annuler ou limiter la flottation des substances minérales indésirables. Ils accroissent le caractère hydrophile de ces particules à flotter plus précisément la substance recherchée. Le plus communément employé est le silicate de soude : Na_2SiO_3 qui agit par la formation, autour des grains de la gangue, de gels de silice colloïdale reconnus pour leur hydrophilie. Ces grains sont alors protégés du collecteur.

Les autres substances utilisées comme déprimant reposent sur le même principe d'enrobage des grains par des colloïdes hydrophiles. On retrouve des composés organiques naturels ou synthétiques comme l'albumine, la dextrine, l'amidon, la gélatine, des protéine, des tanins, la cellulose,

L'emploi des déprimants reste une opération délicate qui peut à tout changement de condition annihiler la flottation.

3. Les moussants

Les moussants constituent la phase de séparation entre l'interface bulle-liquide et l'interface liquide-solide. Cette séparation est importante d'une part pour favoriser le contact entre la bulle d'air et la particule solide via le collecteur et d'autre part pour la stabilisation des mousses jusqu'à l'écumage sinon les particules flottées retombent dans la cellule. Les moussants agissent sur la tension superficielle non plus des solides comme les collecteurs et les déprimants mais du liquide.

Là encore les composés utilisés sont de nature organique hétéropolaire : le pôle hydrophile immerge dans la solution alors que la chaîne hydrocarbonée hydrophobe immerge dans la phase gazeuse. On retrouve les mêmes molécules que pour les collecteurs avec une préférence pour les alcools.

4. Les activants

Les activants sont utilisés dans les contextes de flottation difficiles ou de flottation sélective lors que plusieurs minéraux sont à valoriser séparément. Ces activants sont toujours des types de collecteurs utilisés en complément d'un collecteur spécial.

5. Les régulateurs

Les conditions du milieu sont prépondérantes pour assurer une bonne flottation. On a vu notamment que le pH est un élément important. Les régulateurs sont des réactifs simples comme des acides, des bases ou des sels qui amènent le milieu dans des conditions optimales pour la flottation visée.

6.3 Cellules de flottation et Circuit de flottation

La concentration d'un minerai par flottation comprend une série d'opérations :

- la préparation granulométrique du minerai avec une phase de broyage et de déschlammage (élimination des fines) par les méthodes classiques de réduction dimensionnelle et de classification.
- la flottation en elle-même qui peut se faire en plusieurs étapes les rendements de récupération visés et le nombre de minéraux à récupérer.

- L'épaississement, la filtration et le séchage des concentrés flottés.

a) La flottation

Avant d'être introduit dans les cellules de flottation le minerai est préalablement mis en pulpe et mélangé aux réactifs. Comme il s'agit généralement des réactifs organiques agissant dans les conditions précises, un temps de mûrissement est nécessaire pour permettre les réactions d'adsorption. Dans ce cas, les conditions qui sont en fait des cuves agitées dont les caractéristiques sont calculées en fonction des densités de pulpe et de la viscosité du milieu.

La flottation est réalisée en cellules qui permettent le traitement continu. Il s'agit de bacs à débordement équipés d'un agitateur et d'une injection d'air. Le solide est ainsi mis en contact avec les bulles d'air, les particules flottées se retrouvent en surface attachées à une mousse. Cette mousse est évacuée par débordement au moyen de pales.

Industriellement, la flottation est réalisée par passages successifs de la pulpe dans une série de cellules jointes.

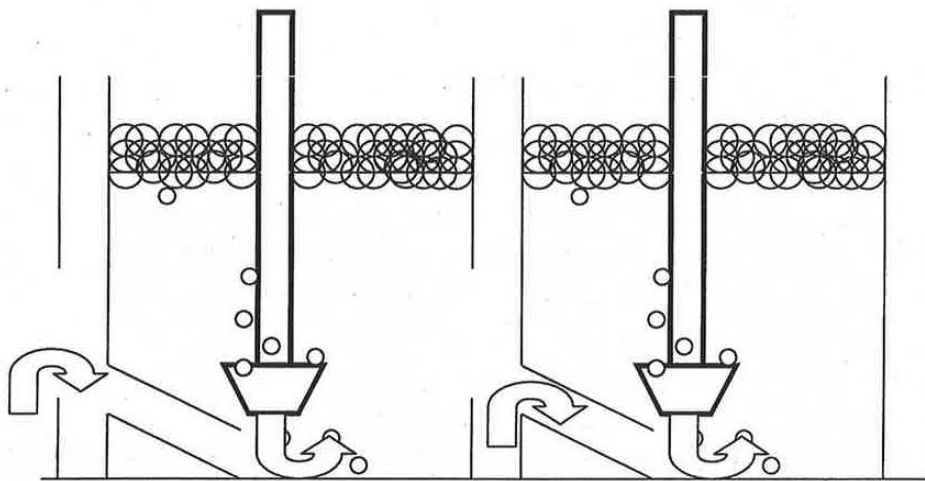


Figure 21 : Banc de cellules de flottation

b) L'épaississement, la filtration et le séchage

Ces opérations font intervenir des techniques classiques de classification et d'égouttage utilisées dans l'industrie minière. L'épaississement est réalisé par :

- cyclonage
- décantation
- épaississeur (à lames, ...)

L'égouttage est réalisé par filtration selon la granulométrie :

- sur filtre bande (aspiration)
- sur filtre à tambour ou à disques
- égouttage (table vibrante)
- centrifugation

Selon les cas, le gâteau de concentré est rincé pour éliminer une bonne partie des réactifs. Le plus souvent les réactifs organiques sont éliminés au séchage en augmentant suffisamment la température.

C) Intérêts et limites de la concentration par flottation

La flottation est un procédé très complexe qui fait intervenir une grande diversité de réactifs.

L'utilisation de ces produits engendre des coûts opératoires assez importants qui tendent sans cesse à augmenter si on y intègre les coûts de traitement des effluents. La flottation nécessite des procédés complémentaires de préparation (broyage, déschlammage, conditionnement) et de finition (élimination des réactifs).

La flottation exige une grande rigueur de contrôle du procédé et de l'alimentation. Elle est très spécifique et les conditions (réactifs, pH, ...) qui ont été établies dans une situation (tranche d'un gisement) peuvent ne plus être valables dans une autre situation pourtant très voisine de la première. Malgré ces inconvénients, la flottation reste un procédé très répandu dans l'industrie minière car il fait partie des techniques les plus sélectives.

6.4 Bilan de matière

Les bilans en minéralurgie se font sur plusieurs plans :

- Bilan matière :

Ces bilans se font dans le respect de la loi de conservation de la matière. On en distingue trois types :

- Bilan massique solide global pour l'évaluation des flux globaux.
 - Bilan massique solide partiel par élément (chimique ou minéral), par tranche granulométrique ou par tranche densimétrique pour l'évaluation des flux partiels.
 - Bilan de l'eau pour le calcul des appoints d'eau en respect des concentrations solides dans les unités de traitement.
- Bilan des réactifs pour le calcul des ratios et le bilan des coûts opératoires.
 - Bilan énergétique pour l'efficacité énergétique et le calcul des ratios des unités.

Nous traiterons dans ce cours les bilans matières utiles pour faire le contrôle technique des unités de traitement.

I. Bilans massiques solides

Ces bilans concernent les flux de la matière solide dans toutes les unités de traitement du minerai. Ils sont nécessaires pour le calcul de la répartition des flux, le calcul des performances des équipements et de leurs rendements.

Plusieurs types de bilan massique solide peuvent s'écrire :



Figure 22 : bilan d'une unité de traitement.

a. Un bilan massique solide global

Ce bilan concerne les masses totales des débits. En régime transitoire, on pourra constater des accumulations de matière à l'intérieur des équipements de traitement :

$$\sum q_{ei} = \sum q_{sj} + \text{Accumulation}$$

q_{ei} est un débit massique solide entrant par la branche i

q_{sj} est un débit massique solide sortant par la branche j

En régime permanent, les volumes des équipements se stabilisent et les accumulations s'annulent. Les équations du bilan massique solide global deviennent :

$$\sum q_{ei} = \sum q_{sj}$$

b. Bilan massique solide partiel

Les bilans massiques solides partiels donnent des équations supplémentaires qui permettent de calculer toutes les variables nécessaires à la détermination des flux et au contrôle des performances.

Plusieurs bilans partiels peuvent s'écrire :

- Bilan partiel par tranche granulométrique :

Le bilan partiel par tranche granulométrique peut s'écrire comme suit :

$$\sum q_{ei} \times f_{ei} = \sum q_{sj} \times f_{sj}$$

f_{ei} est la fraction granulométrique pour une tranche donnée dans la branche entrante i .

f_{sj} est la fraction granulométrique pour la même tranche donnée dans la branche sortante j .

II. Bilans massiques de l'eau

Ces bilans sont nécessaires pour maîtriser la répartition de l'eau dans toutes les étapes de traitement.

En effet, les équipements en minéralurgie travaillent dans des conditions opératoires optimales différentes. Les concentrations solides peuvent varier d'une unité à une autre. Les appoints d'eau nécessaires ne peuvent être faits que si on connaît au préalable les concentrations solides dans les différents flux.

a. La concentration solide :

La concentration solide d'une pulpe représente la masse de la partie solide divisée par la masse totale solide et liquide :

$$C_s = \frac{\text{Masse du solide}}{\text{Masse du solide} + \text{masse du liquide}}$$

La concentration solide peut être aussi déterminée de la concentration massique solide du minerai dans la pulpe, de la densité de la pulpe et des densités de l'eau et du minerai.

Sachant que la densité D de la pulpe est donnée par :

$$D = \frac{S + L}{V_t}$$

S est la masse de la partie solide

L est la masse de la partie liquide

V_t est le volume total des deux parties

On obtient le volume dans un litre de pulpe de la partie solide par :

$$V_s = C_s \times \frac{D}{\rho_s}$$

C_s ((S/(S+L))) est la concentration solide.

ρ_s est la masse volumique du minerai

On obtient le volume dans un litre de pulpe de la partie liquide par :

$$V_l = (1 - C_s) \times \frac{D}{\rho_l}$$

ρ_l est la masse volumique de l'eau.

On a donc :

$$1m^3 = C_s \times \frac{D}{\rho_s} + (1 - C_s) \times \frac{D}{\rho_l}$$

On tire alors :

$$C_s = \frac{\rho_s \times (D - \rho_l)}{D \times (\rho_s - \rho_l)}$$

Connaissant le débit volumique Q_p de la pulpe (S+L), la densité de la pulpe D et ρ_s la masse volumique du minerai, on peut calculer le débit massique solide q_s du flux :

$$q_s = Q_v \times D \times C_s = Q_v \frac{\rho_s \times (D - \rho_l)}{(\rho_s - \rho_l)}$$

Exemple :

Un flux de pulpe a été dérivé dans une cuve de 100-litre. Le temps pris pour la remplir est de 7s. La densité de la pulpe a été déterminée par pesage et a donné 1,4t/m³.

La densité du minerai est de 2,65t/m³.

Calculez la concentration solide de la pulpe.

Calculez le débit volumique de la pulpe et le débit massique solide.

Solution :

La concentration solide de la pulpe :

$$C_s = \frac{\rho_s \times (D - \rho_l)}{D \times (\rho_s - \rho_l)} = \frac{2,65 \times (1,4 - 1)}{1,4 \times (2,65 - 1)} = 45,9\%$$

Le débit volumique Q_v est donné par :

$$Q_v = \frac{100l}{7s} = \frac{0,1m^3}{(7/3600)h} = 51,4m^3/h$$

Le débit massique solide q_s est donné par :

$$q_s = Q_v \times D \times C_s = 51,4 \times 1,4 \times 45,9\% = 33t/h$$

Pour mesurer la concentration solide, on peut utiliser la balance de Marcy :



Elle est composée :

D'un b cher m tallique   volume constant contr ler par deux trous lat raux.

D'un cadran gradu  qui permet la lecture de la concentration solide de la pulpe si la masse volumique du minerai est connue.

b. Bilan de l'eau :

On  tablit les bilans de l'eau toujours sur les bilans massiques solides. On peut supposer, comme pr c demment, que pour un  quipement donn  on a :

$$\sum q_{ei} = \sum q_{sj}$$

Le bilan de l'eau sera donc :

$$Q_a + \sum q_{ei} \times \frac{1 - C_{ei}}{C_{ei}} = \sum q_{sj} \times \frac{1 - C_{sj}}{C_{sj}}$$

Q_a est le d bit d'eau d'appoint utilis 

C_{ei} est la concentration solide du flux entrant i

C_{sj} est la concentration solide du flux sortant j

c. Degr  de lib ration :

La fragmentation a pour objectif de lib rer les min raux r cup rables de la gangue.

Pour v rifier le degr  de lib ration, on doit faire des  tudes microscopiques sur des  chantillons pr lev s d'une analyse granulom trique.

Cette analyse granulom trique est souvent assortie d'une analyse chimique par tranche granulom trique. On parlera d'une analyse granulo-chimique.

--

Exemple d'application :

Tableau 4 : Les résultats d'une analyse granulo-chimiques et du degré de libération donnent les résultats suivants

Maille (mm)	Masse refus (g)	Teneur du plomb en %	Degré de libération en %
6,7	70,5	1,5	0,05
5	286,4	1,55	0,2
4	898,5	3,5	5,4
2,5	1254,3	4,5	10,5
1,25	813,7	6,8	22,7
0,63	452,5	5,9	45,7
0,315	278,5	8,7	75,8
0,16	174	8,9	89,7
0,056	140	9,8	93,7
0	173	11,5	95,9

On peut calculer la masse m_p du plomb par tranche granulométrique (multipliez la masse de la tranche par la teneur en plomb).

$$m_i = M_i \times t_i \quad i \text{ est la tranche.}$$

On pourra aussi calculer le rendement métal de chaque tranche r_{mi} :

$$r_{mi} = \frac{m_i}{M}$$

M est la masse totale du métal

Ce qui va donner les résultats du **tableau 5** suivant :

Maille (mm)	Masse du plomb (g)	Rendement métal
6,7	1,0575	$1,0575/249 \times 100 = 0,42$
5	4,4392	1,78
4	31,4475	12,63
2,5	56,4435	22,67
1,25	55,3316	22,22
0,63	26,6975	10,72
0,315	24,2295	9,73
0,16	15,486	6,22
0,056	13,72	5,51
0	19,895	7,99
Total	249	1

On tracera la courbe correspondante au rendement métal de chaque tranche :

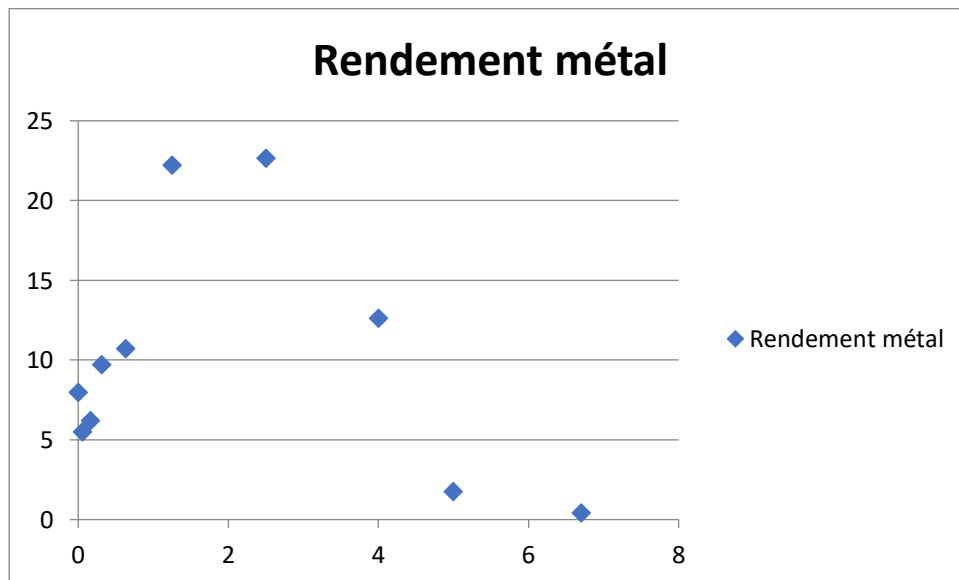


Figure 23 : Courbe de rendement métal par tranche

On constate que la courbe passe par un pic qui montre que le gros du métal se concentre autour de la maille 2mm qui présente un degré de libération de 10% à peu près.

Maintenant, on peut envisager de faire un bilan sur la fraction libérée par tranche granulométrique.

On pourra multiplier le rendement métal par le degré de libération pour chaque tranche.
On obtiendra les résultats dans le **tableau 6** :

Maille (mm)	Masse du plomb (g)	Rendement métal	Degré de libération en %	Rendement de la libération en %
6,7	1,0575	0,42	0,05	0,00021
5	4,4392	1,78	0,2	0,00356
4	31,4475	12,63	5,4	0,681994
2,5	56,4435	22,67	10,5	2,3801476
1,25	55,3316	22,22	22,7	5,0442864
0,63	26,6975	10,72	45,7	4,8999026
0,315	24,2295	9,73	75,8	7,375888
0,16	15,486	6,22	89,7	5,5786916
0,056	13,72	5,51	93,7	5,1629076
0	19,895	7,99	95,9	7,6623715
Total	249	100		

On fait la représentation graphique des résultats :

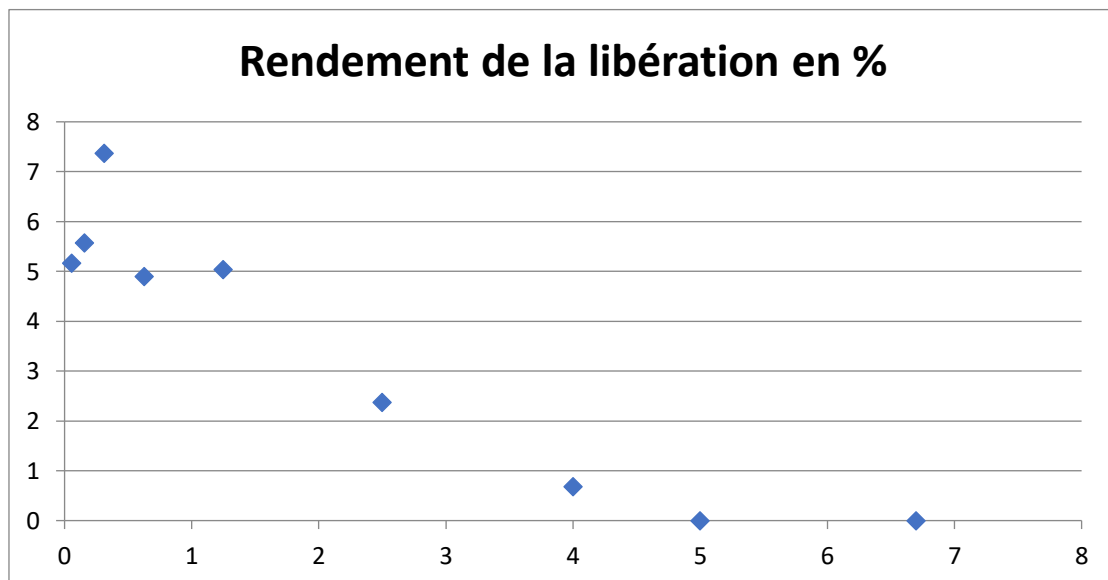


Figure 24 : Courbe rendement de la libération

On constate ici que le pic est décalé plutôt vers les fractions fines.

d. Bilan minéral ou métallurgique :

Ce bilan est très important parce qu'il permet de quantifier la répartition des minéraux dans les différents flux. Ces minéraux peuvent être utiles, bonifiants ou pénalisants.

Ce bilan va permet de déterminer le degré de récupération qui permet d'évaluation la performance de l'unité.

En fait, la performance est doublement appréciée :

- La teneur est un objectif de qualité de la production. Souvent la teneur est fixée par des considérations extérieures.
- Le rendement est un objectif de quantité récupérée par rapport à l'alimentation.

Dans la bibliographie, on parlera de :

- Rendement poids r_{pi} quand on divisera la masse produite dans le flux i par la masse de l'alimentation :

$$r_{pi} = \frac{S_i}{A}$$

S_i est le débit massique solide de la sortie i

A est le débit massique solide de l'alimentation

Si on fait un bilan global et un bilan partiel par élément, on obtiendra :

$$A = R + P$$

$$A \cdot a = R \cdot r + P \cdot p$$

A , R et P sont les débits massiques solides de l'alimentation, le refus et le passant qui peut être aussi le concentré

a , r et p sont les teneurs respectives.

De là, on peut tirer la valeur du rendement poids :

$$r_p = \frac{R}{A} = \frac{a - p}{r - p}$$

- Rendement métal r_{mi} quand on divisera les masses du métal dans le flux i par la masse du métal dans l'alimentation :

$$r_{mi} = \frac{S_i \times t_{mi}}{A \times t_{mA}}$$

t_{mi} est la teneur du métal dans la sortie i

t_{mA} est la teneur du métal dans l'alimentation

le rendement métal peut aussi être calculé de la formule suivante :

$$r_m = \frac{R}{A} \times \frac{r}{a} = \frac{r}{a} \times \frac{a - p}{r - p}$$

- Rendement du minéral r_{xi} quand on divisera la masse du minéral dans le flux i par la masse du minéral dans l'alimentation :

$$r_{xi} = \frac{S_i \times t_{xi}}{A \times t_{xA}}$$

t_{xi} est la teneur du minéral dans la sortie i

t_{xA} est la teneur du minéral dans l'alimentation

On pourra calculer la teneur du minéral à partir d'un modèle de conversion des analyses chimiques en composition minérale.

Exemple d'application

On a procédé aux analyses chimiques suivantes autour d'une cellule de flottation :

Flux	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (g/t)	Fe (%)
Alimentation	33,2	11,6	0,77	586	18,3
Concentré	34,3	27,7	1,20	561	10,9
Rejets	28,5	4,1	0,69	521	20,4

Ecrire les équations de bilans pour la cellule :

On commence par écrire le bilan global :

$$100 = K + (100 - K)$$

Avec K le débit du concentré recherché

Et les bilans partiels :

$$100 \text{ Pb}_{\text{alim}} = K \text{ Pb}_{\text{conc}} + (100 - K) \text{ Pb}_{\text{rejet}}$$

$$100 \text{ Zn}_{\text{alim}} = K \text{ Zn}_{\text{conc}} + (100 - K) \text{ Zn}_{\text{rejet}}$$

$$100 \text{ Cu}_{\text{alim}} = K \text{ Cu}_{\text{conc}} + (100 - K) \text{ Cu}_{\text{rejet}}$$

$$100 \text{ Ag}_{\text{alim}} = K \text{ Ag}_{\text{conc}} + (100 - K) \text{ Ag}_{\text{rejet}}$$

$$100 \text{ Fe}_{\text{alim}} = K \text{ Fe}_{\text{conc}} + (100 - K) \text{ Fe}_{\text{rejet}}$$

En réarrangeant les équations des bilans partiels pour un élément Z quelconque, on trouve :

$$100 (Z_{\text{alim}} - Z_{\text{rejet}}) = K (Z_{\text{conc}} - Z_{\text{rejet}})$$

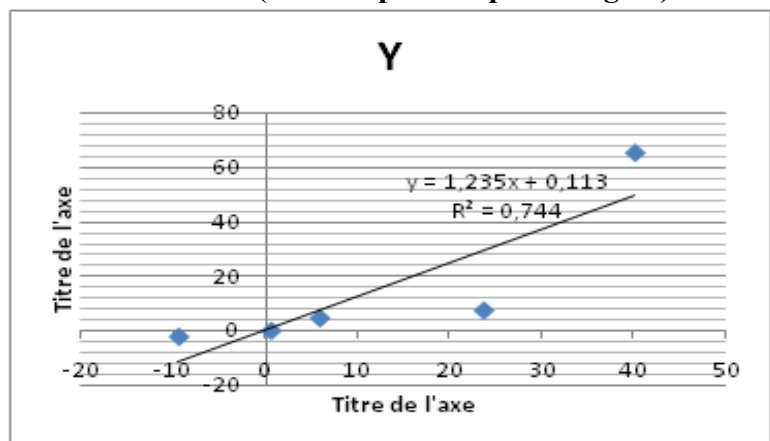
Si on note :

$$Y = Z_{\text{alim}} - Z_{\text{rejet}} \text{ et } X = Z_{\text{conc}} - Z_{\text{rejet}}$$

On trouve :

$Y = k X$ qui est la structure du modèle (linéaire passant par l'origine).

Ce qui donne :



X	Y
5,8	4,7
23,6	7,5
0,51	0,08

40	65
-9,5	-2,1

Figure 25 : Analyse chimique de la composition d'une cellule de flottation

Evaluation de la performance

La performance est une fonction qui dépend de la technologie et de ses objectifs de séparation :

1. Séparation granulométrique :

– Efficacité pour le passant non récupérer (perdu dans les grossiers) :

Si on considère le refus comme produit, il faut dans ce cas minimiser la quantité du passant perdue dans le refus par entraînement. L'efficacité est donnée par :

$$E_1 = 100 - b$$

Où b est le pourcentage des dimensions inférieure à la maille de séparation présents dans le refus.

Ou encore :

$$E_1 = \frac{\% \text{ (ou t/h) de refus ds l'alimentation pr la maille}}{\% \text{ (ou t/h) de refus ds l'alimentation réellement retenu}} \times 100$$

– Efficacité pour le passant récupéré :

Si on considère le passant comme produit, il faut dans ce cas maximiser la quantité du passant récupéré.

L'efficacité est donnée par :

$$E_2 = \frac{\% \text{ (ou t/h) de passant ds l'alimentation réellement passé}}{\% \text{ (ou t/h) de passant ds l'alimentation pr la maille}} \times 100$$

Ou encore :

$$E_2 = \frac{100(a - b)}{a(100 - b)} \times 100$$

Où b est le pourcentage du passant à la maille de séparation présents dans le refus.
a est le pourcentage du passant à la maille de criblage dans l'alimentation.

Exercice d'application :

Un crible de maille un pouce est alimenté par 100 t/h de tout venant. L'analyse granulométrique montre que dans l'alimentation 90% sont inférieure à la maille de séparation alors que nous n'en récupérons que 81% dans le passant du criblage :

- Quelle est la fraction du passant dans l'alimentation ? **90%**
- Quelle est la fraction du rejet dans l'alimentation ? **10%**
- Quelle est la fraction passée réellement ? **81%**
- Quelle est la fraction refusée réellement ? **19%**
- Quelle est la fraction du passant qui a été refusée ? **9%**
- Quelle est la valeur de a ? **90%**
- Quelle est la valeur de b ? **47%**
- Quelle est l'efficacité du criblage pour le passant refusé par les deux formules ? **53%**
- Quelle est l'efficacité du criblage pour le passant récupéré par les deux formules ? **90%**

2. Séparation gravimétrique

Un procédé d'enrichissement gravimétrique utilise la vitesse de sédimentation comme critère de classification.

Les technologies utilisant ce principe sont plusieurs : le jig, l'hydrocyclone, la table à secousse, la spirale, ...

On peut avoir trois types de sorties :

- Le flux concentré
- Le flux des mixtes
- Le flux des stériles

L'évaluation du résultat nécessite soit :

- Un bilan métallurgique qui consiste en des analyses chimiques sur les éléments intéressant le procédé.

Dans ce cas, on va faire une analyse sur les teneurs et les rendements métal.

On peut pousser l'analyse et évaluer l'efficacité de séparation obtenue par le procédé :

$$SE = R_m - R_g$$

Où:

R_m est le % de récupération du minéral

R_g est le % de récupération de la gangue dans le concentré

Sachant que le rendement minéral peut être calculé par :

$$R_m = \frac{100 R_p c}{f}$$

Où :

R_p est le rendement poids du concentré

c est la teneur en métal du concentré

f est la teneur du métal dans l'alimentation

Et que le rendement de la gangue dans le concentré est donné par :

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

Où m est la teneur du métal dans le minéral

Ce qui donne comme rendement de séparation :

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

Ce raisonnement n'est pas exclusif au procédé gravimétrique mais s'applique à tous les procédés de valorisation.

Exemple d'application :

Dans un procédé de séparation de l'étain (Sn O_2), l'alimentation a une teneur de 1% en étain. Trois types de concentrations sont réalisés et donnent :

Haute teneur : 63% étain à 62% de récupération métal

Teneur moyenne : 42% étain à 72% de récupération métal

Basse teneur : 21% étain à 78% de récupération métal

Déterminez lequel des trois scénarios donne un rendement de séparation élevé.

Réponse :

La teneur de l'étain dans le minéral est donnée par :

$$m = \frac{118,71}{118,71 + 2 \times 16} = 78,8\%$$

On calcule le rendement de séparation pour chaque cas :

→ Haute teneur :

A partir de la récupération métal, on peut calculer le rendement poids du flux concentré :

$$R_p = \frac{f \times R_m}{100 \times c} = \frac{1 \times 62}{100 \times 63} = 9,841 \times 10^{-3}$$

Et l'efficacité de séparation :

$$R_m - R_g = \frac{100 \times 9,841 \times 10^{-3} \times 78,8 \times (63 - 1)}{(78,8 - 1) \times 1} = 61,8\%$$

→ Moyenne teneur :

On trouve de la même manière : 71,2%.

→ Basse teneur :

On trouve de la même manière : 75,2%.

Par conséquent, le rendement de séparation le meilleur est obtenu pour le procédé qui donne la basse fréquence.

7.0 Séparation magnétique

La séparation magnétique très employée dans l'industrie minière pour la concentration du minerai est aujourd'hui de plus en plus utilisée dans l'industrie du déchet pour le tri, voir dans le traitement de l'eau. Cette technique ancienne a été supplantée dans un premier temps par les procédés de type flottation. Grace à de nombreuses innovations techniques dans le domaine des matériaux, la séparation magnétique a élargi ses possibilités de traitement : élargissement de la gamme granulométrique, augmentation des débits de traitement et traitement en voie humide.

a) Principe de fonctionnement

La séparation magnétique repose sur le principe de la déviation de particules sous l'effet d'un champ magnétique.

Chaque constituant du minerai à traiter a sa propre susceptibilité magnétique. Ce paramètre intervient directement dans l'expression de la force magnétique appliquée à une particule.

→

$$F_m = \frac{1}{2} \mu_0 \cdot V_p \cdot (\kappa_p - \kappa_f) \cdot \text{grad}(H^2) / 1 + D \cdot \kappa_p$$

D = coefficient de magnétisation des particules
 V_p, κ_p = volume et susceptibilité magnétique du minéral considéré
 κ_f = susceptibilité magnétique du fluide
H = champ magnétique

Ajoutée à la gravité, la somme des forces appliquée à chaque particule est égale à son accélération pondérée par sa masse. Cette accélération est conférée la force centrifuge pour les traitements sur rouleaux ou tambours ou par force d'entraînement du fluide pour les autres types de traitement. Si la susceptibilité magnétique est importante, la force magnétique va être prépondérante sur la force de déplacement et la particule reste collée près de la source de champ. Par contre si cette susceptibilité reste négligeable, la particule seulement influencée par la force de déplacement est expulsée loin de la source de champ.

La séparation effective entre les particules dites magnétiques et les non magnétiques est réalisée physiquement par un volet.

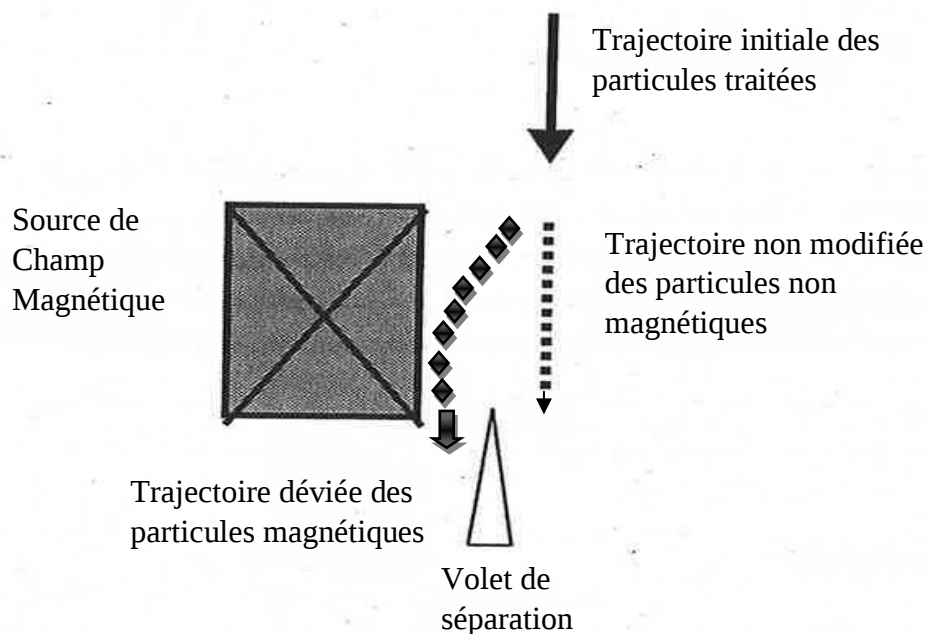


Figure 26 : Principe de la séparation magnétique

7.1 Séparation magnétique à haute et à basse intensité

Les séparateurs magnétiques sont caractérisés par leur source de champ magnétique. En effet, le champ magnétique peut être géré par aimant permanent, par électro-aimant ou par solénoïde, mais aussi par intensité de ce champ.

Les séparateurs sont généralement classés de la façon suivante :

- séparateurs à haute intensité : $\mu_0 \cdot \text{grad} (H^2)$ entre 10^7 et 10^9 N/m^3
- séparateurs à haut champ : $\mu_0 \cdot \text{grad} (H^2)$ entre 10^{10} et 10^{12} N/m^3

Chacun de ces groupes renferme les séparateurs en voie sèche ou en voie humide.

Le tableau 7 répertorie les séparateurs utilisés à ce jour dans l'industrie minière.

Appareils	Domaines d'application	Générateurs de champ Ou particularité technique	Granulométrie (mm)	Capacité de traitement (t/h)	Fm spécifique $\mu\text{0HgradH Nm}^{-3}$
Séparateurs magnétiques à basse intensité					
Basse intensité	Récupération ferromagnétique		200		
Séparateur à bande		Aimant permanent	200	300	5.10^4
Séparateur à tambour	Déchet, épuration, protection	Ferrite			
Voie sèche					
Voie humide	Déchet, épuration Minerai de fer (Magnétite)	Circuit ouvert	40 5	30 150	2.10^6 2.10^5
Séparateurs magnétiques à haute intensité					
Haute intensité	Récupération paramagnétique	Électroaimant	5		
Séparateur à tambour ou rouleau	Épuration, récupération de la chromite, olivine	Aimant permanent Nd Fe B	5 3	10 7	2.10^7 2.10^9
Séparateur à rotor induit		Circuit sandwich	1	180	5.10^9
Séparateur JONES	Épuration, traitement d'hématite				
Séparateurs magnétiques à haut champ					
Haut gradient	Récupération paramagnétique fine	Électroaimant	0.1		
Solénoïde	Épuration	Bobine Cu	0.1	100	6.10^{11}
Carrousel à bobine	Épuration	Bobine supra	0.1 0.05	200 à 800 60 à 100	6.10^{11} 4.10^{12}
Supraconducteur	Épuration				

Séparateurs à rotor induit

Les séparateurs magnétiques à électro-aimant sont constitués de rotor lisses ou dentés tournant dans un champ électromagnétique fermé par deux pièces polaires comme l'indique le schéma de la Figure suivante.

Les lignes de champ traversent le milieu de séparation. Les particules susceptibles sont déviées de leur trajectoire dynamique (force centrifuge conférée par la rotation et gravité).

Cette technique autrefois très employée dans l'industrie minière est aujourd'hui remplacée par les séparateurs à aimant permanent. En effet, ces séparateurs présentent des limites d'utilisation

- La granulométrie des particules à traiter ne peut dépasser quelques millimètres compte tenu de l'espace réduit entre le rotor et les pièces polaires,
 - Les rotors très sensibles à abrasion nécessitent une maintenance importante,
 - La consommation en énergie n'est pas négligeable
 - Réglage de séparation délicat car l'espace est réduit, la préparation est peu précise les grains ricochant sur les pièces ne sont plus classés suivant leur susceptibilité magnétique : on parle alors de mixtes statistiques : il s'agit de grains « mono minéraux » donc correctement libérés qui se retrouvent dans la mauvaise fraction.
- Cette technique est majoritairement appliquée en voie sèche mais elle fonctionne également en voie humide.

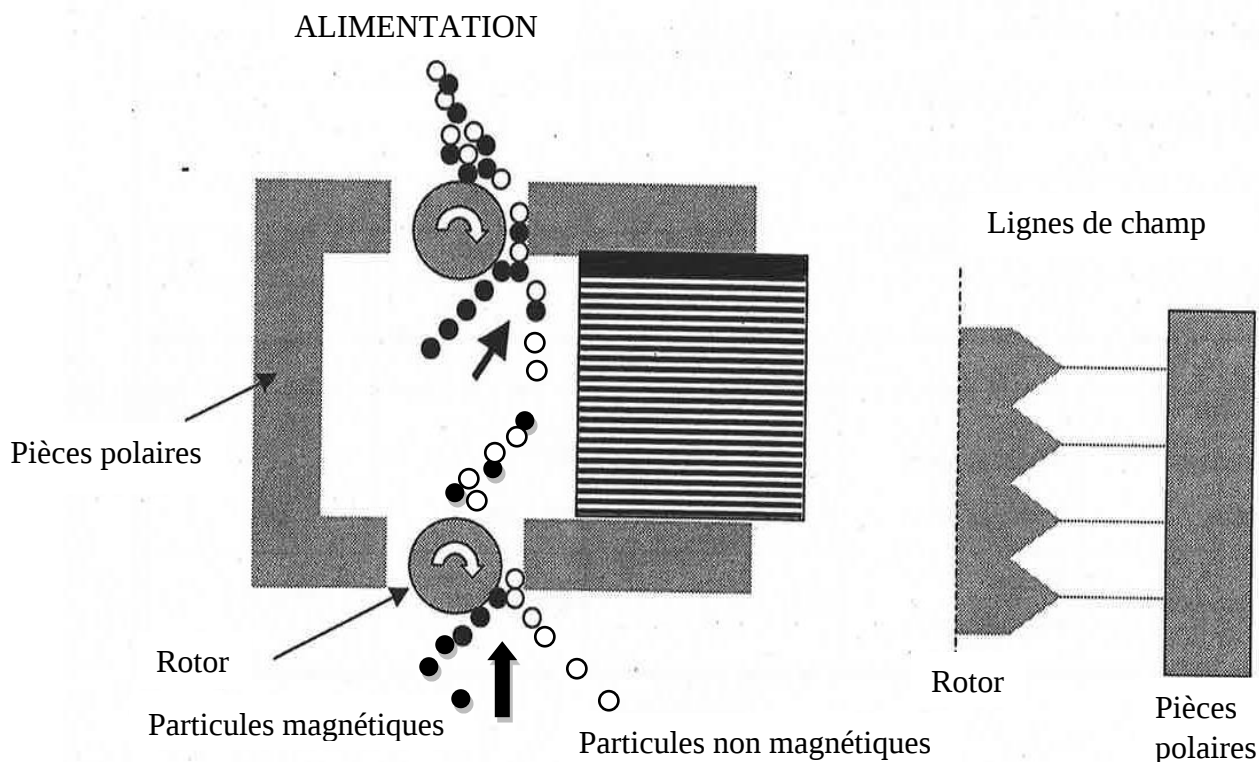


Figure 27 : Principe des séparateurs électro-aimants

Séparateur « Jones »

Le séparateur Jones utilise également la technique des électro-aimants. Il s'agit d'un carrousel équipé de plaques rainurées placées parallèlement à la circonférence du carrousel. Des pièces polaires d'un électro-aimant ne créent un champ magnétique que sur une section du carrousel. Les particules de minerai à traiter sont alimentées par le haut du panier, immédiatement à l'entrée du secteur soumis au champ magnétique. Les particules non magnétiques ne vont être soumises qu'à la gravité et vont tomber immédiatement alors que les particules magnétiques seront retenues sur les plaques rainurées

et ce, tant que le produit sera dans le champ. Les particules magnétiques se détachent des plaques dès leur sortie du champ et sont alors récupérées.

Ce dispositif fonctionne exclusivement en voie humide de façon à limiter les effets de la gravité.

Le schéma suivant détaille le fonctionnement des séparateurs Jones.

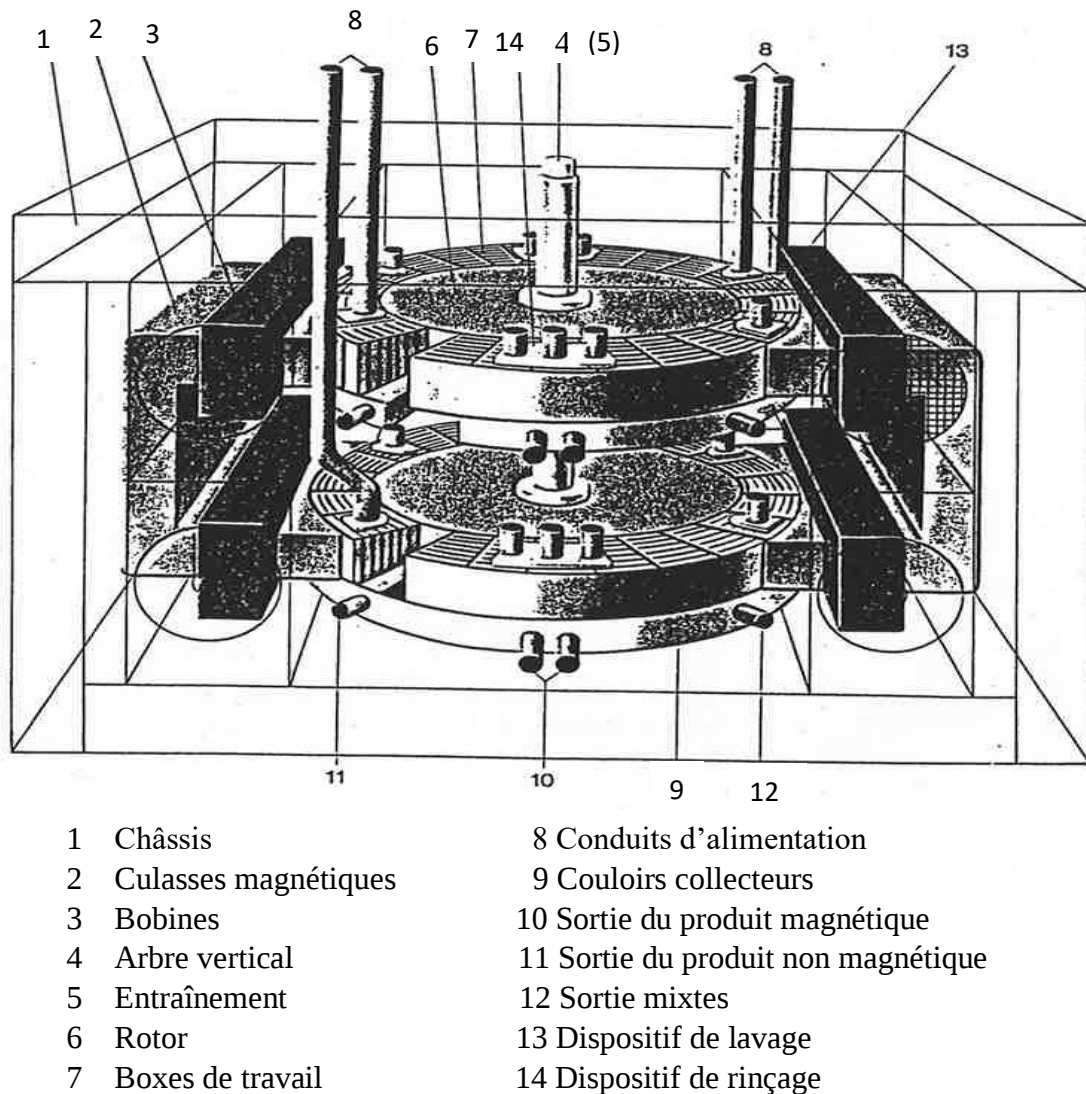


Figure 28 : Séparateur Jones

Séparateurs à aimants permanents

Les séparateurs à aimants permanents ont bénéficié des grands progrès des sciences des métaux avec la mise en œuvre de nouveaux alliages à bases de terres rares permettant de générer des champs de

forte intensité et surtout des champs ouverts éliminant les problèmes de circulation dans les entrefers (cas des champs fermés et notamment des séparateurs électro-magnétiques).

Les rouleaux aimantés sont constitués d'empilement en alternance de disques aimantés multipolaires et de disques non aimantés perméables au champ, assurant ainsi le bouclage des lignes de champ comme l'indique le schéma suivant :

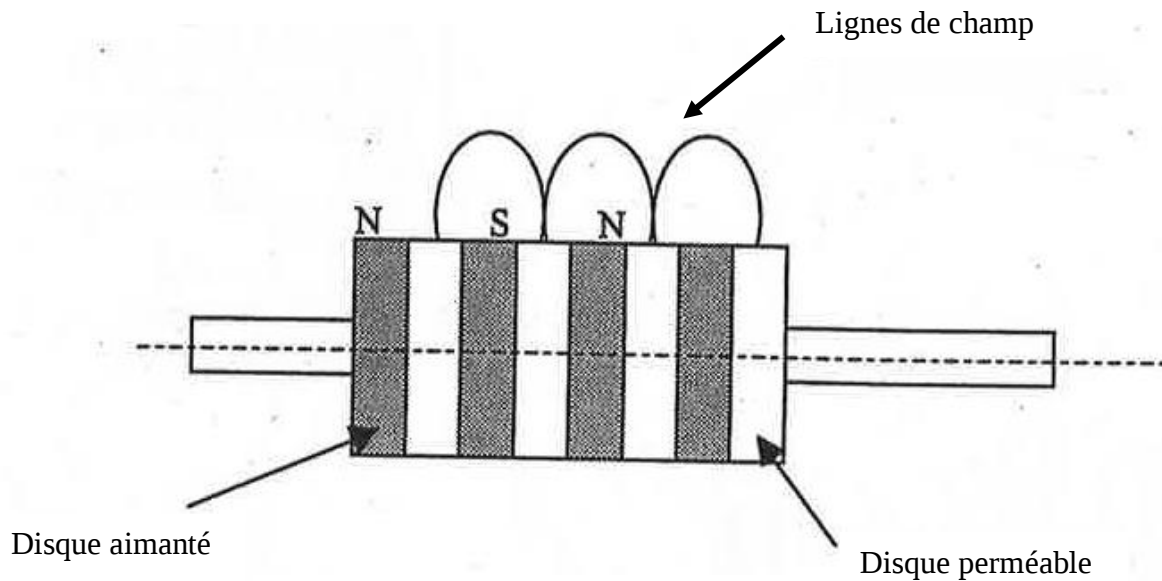


Figure 29 : Coupe d'un rouleau aimanté

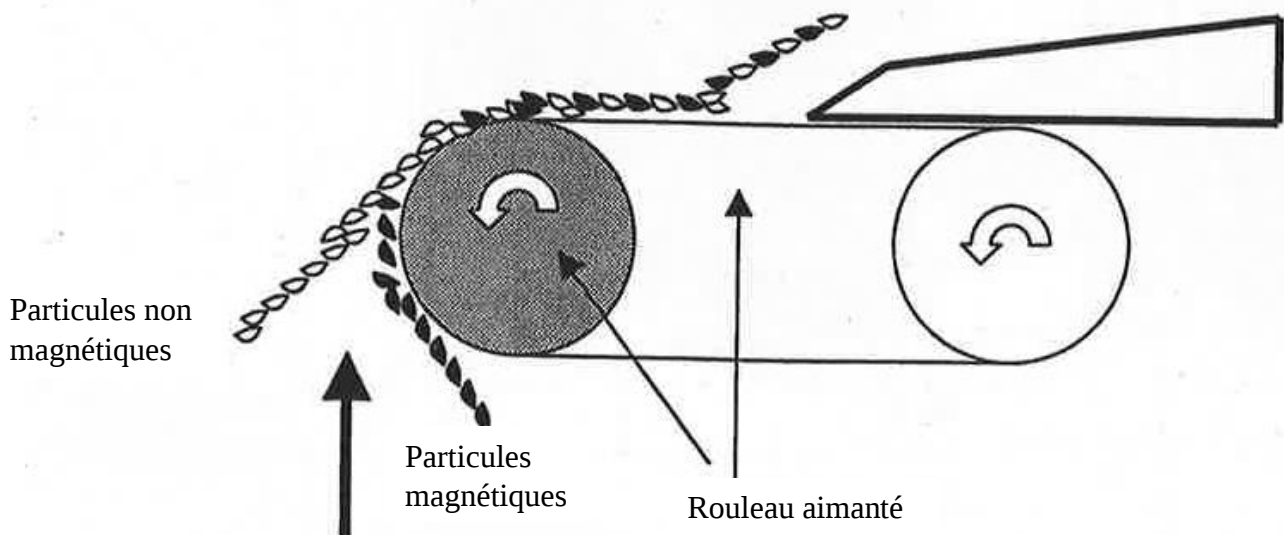


Figure 30 : Fonctionnement des séparateurs à aimant permanent en rouleau

Les séparateurs à aimant permanent sont de plus en plus utilisés pour les raisons suivantes :

- Possibilité de traiter de larges gammes granulométriques, y compris les grosses particules,
- Grandes longueurs de rouleau réduisant l'encombrement des colonnes de séparation,
- Espace de séparation plus grand donc classification plus précise
- Large gamme de réglages à un ou plusieurs volets,
- Maintenance simple
- Faible consommation d'énergie

Les inconvénients de ces séparateurs sont le coût élevé des rouleaux et la fragilité des bandes « courroies » de plus en plus entre les deux rouleaux.

Cette technique du rouleau n'est appliquée qu'en voie sèche.

Ces aimants permanents sont de plus en plus utilisés comme simple « déferriseur » sous forme d'assemblage de barreaux aimantés placés dans les fluxes de produits.

Séparateur à aimant permanent à tambour

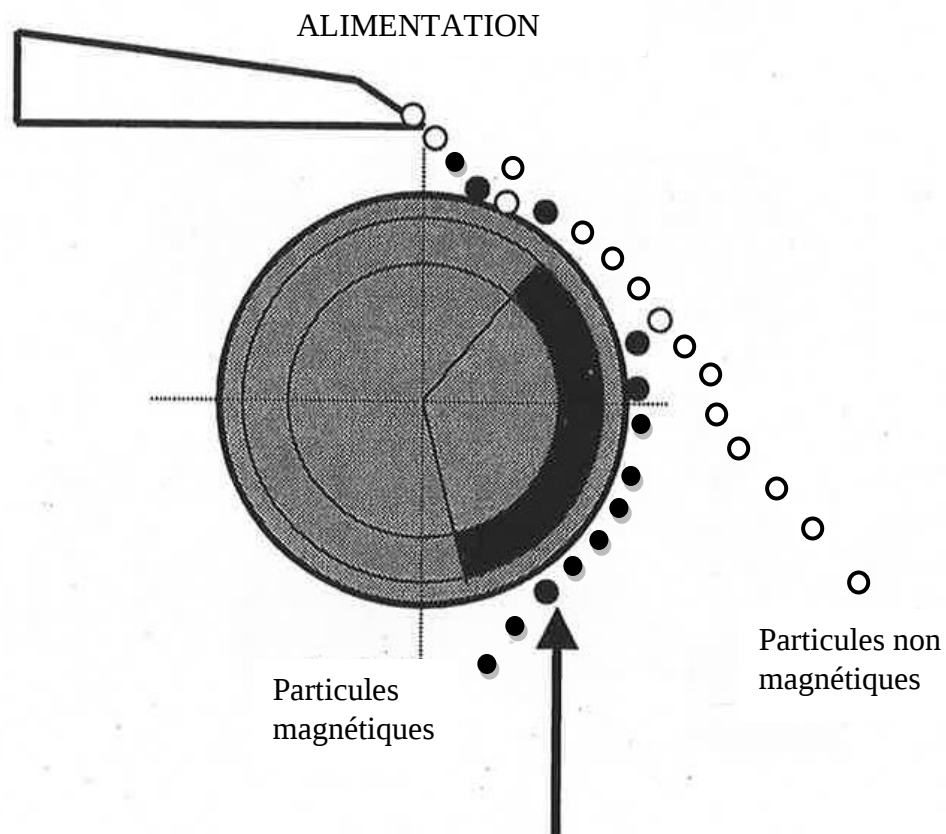


Figure : 31 Séparateur magnétique à tambour

Les séparateurs magnétiques à aimant permanent sont utilisés aussi bien dans les procédés en voie humide qu'en voie sèche. Le principe de ces séparateurs consiste à faire tourner dans un tambour un secteur angulaire constitué d'empilement d'aimant de type céramique alternant avec des éléments perméables en fer doux comme dans les rouleaux. Le minerai à traiter est disposé sur le tambour lui-même en rotation. La séparation s'opère par déviation des particules susceptible au champ magnétique.

Ce type d'équipement est très employé dans les laveries de séparation gravimétrique en milieu dense pour récupérer le Ferrosilicium ou la magnétique et les recycler.

Séparateurs à spirales

La séparation est réalisée par la récupération des particules magnétiques sur l'arbre magnétique d'une spirale comme l'indique le schéma suivant. Cet arbre est constitué d'un rouleau aimant permanent céramique. Ces procédés fonctionnent essentiellement en voie humide.

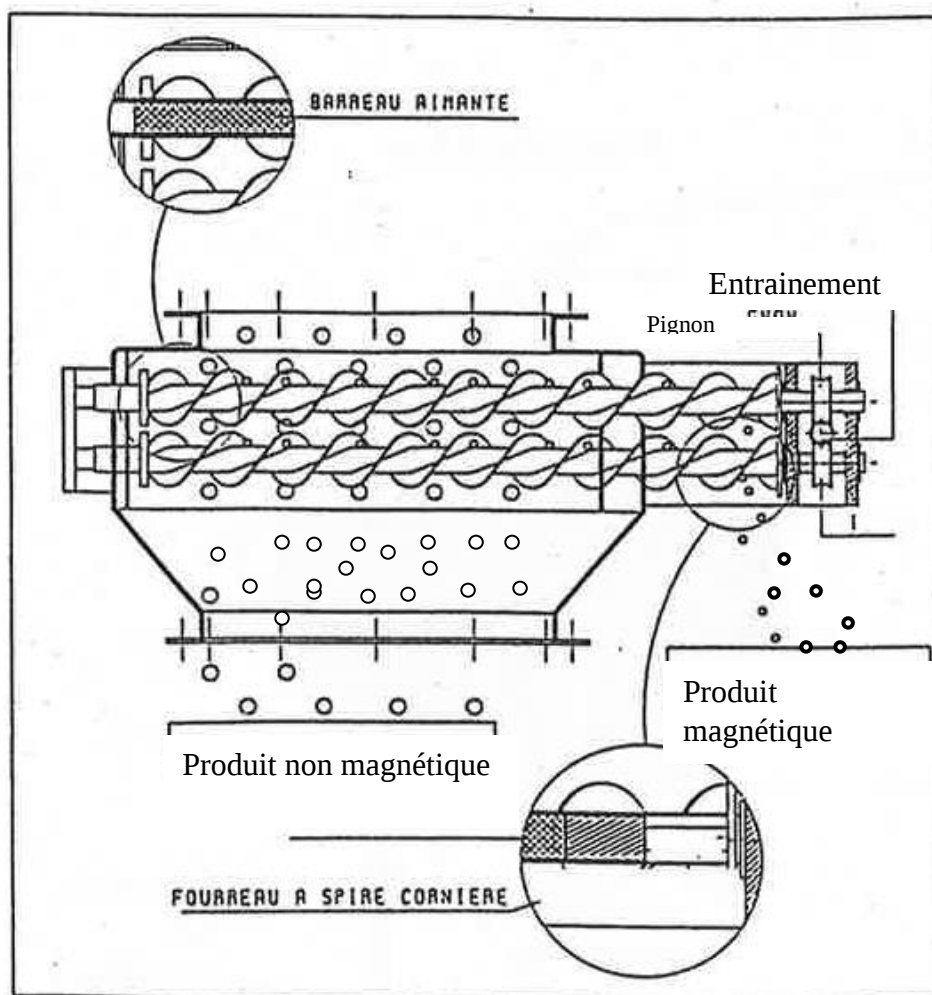


Figure 32 : Séparation par spirale

Séparateurs magnétiques à haut gradient

Le principe de la séparation à haut gradient est de produire au moyen d'éléments ferromagnétiques fins de forte hétérogénéité dans un champ magnétique originalement homogène. Il en résulte des centres de forces sur lesquels vont se concentrer les particules paramagnétiques.

Ce type de séparation magnétique permet d'extraire des fines particules peu magnétiques dans les suspensions. Elle est notamment employée dans l'industrie du caolins mais aussi de plus en plus dans le traitement de l'eau ou des effluents liquides.

La suspension passe dans un séparateur aussi appelée filtre magnétique, les particules magnétiques sont retenues dans la zone comprenant les éléments ferromagnétiques cités ci-dessus (matrice). Elles sont ensuite récupérées par le décolmatage du filtre réalisé en coupant le champ magnétique.

En conclusion, la séparation magnétique est un procédé de plus en plus utilisé dans l'industrie minière. Globalement, il est simple à maîtriser puisque les réglages sont d'ordre mécanique (placement du volet), présente des coûts de fonctionnement très bas pour ce qui est des séparateurs de la nouvelle génération (aimants permanents).

L'investissement reste relativement élevé mais ces appareils fonctionnent pendant plusieurs décennies sans gros frais.

A ce jour, le renouvellement des séparateurs magnétiques correspond plus à la volonté de gagner du rendement avec la mise à profit des nouveaux appareils qu'à des problèmes de fonctionnement liés à l'usure.

8.0 Séparation électrique.

Principe de fonctionnement

La séparation électrostatique est basée sur la déviation, sous l'effet d'un champ électrique, de la trajectoire de particules chargées en surface. Au lieu de la force magnétique appliquée dans le cas de la force magnétique, les particules sont soumises en plus des forces de gravité et centrifuge à des forces électrostatiques.

L'application de ces forces exige :

- l'existence d'un champ électrique d'intensité suffisante pour dévier la trajectoire des particules chargées électriquement.
- la présence de charges électriques en surface des particules.

Les particules conductrices ne se chargent pas de façon suffisante à moins que les particules non conductrices se chargent en surface. La séparation sert donc à séparer des minéraux conducteurs des minéraux non conducteurs. Elle est souvent employée pour séparer les silicates des sulfures métalliques.

La séparation électrostatique consiste donc dans un premier temps à la charge des particules puis à mise sous influence d'un champ électrique.

La charge des particules peut être réalisée de plusieurs façons :

- l'électrisation par convection : la surface des particules est chargée par collision ou fixation d'ions négatifs émis à partir d'un fil ou d'une pointe à un potentiel élevé, le tout dans un gaz ionisé comme l'air.

- l'induction : les particules sont placées dans un champ électrique par cheminement sur un conducteur fortement chargé sous un voltage élevé. Pour éviter qu'elles ne se déchargent dès leur sortie du champ, elles sont mises à la terre. La terre joue alors un rôle de « réservoir à électrons ».
- conduction : les particules passent sur la surface métallique elle-même par induction et acquièrent une charge. Un courant d'électron s'établit entre le corps le plus chargé et le corps le moins chargé.
- le frottement.

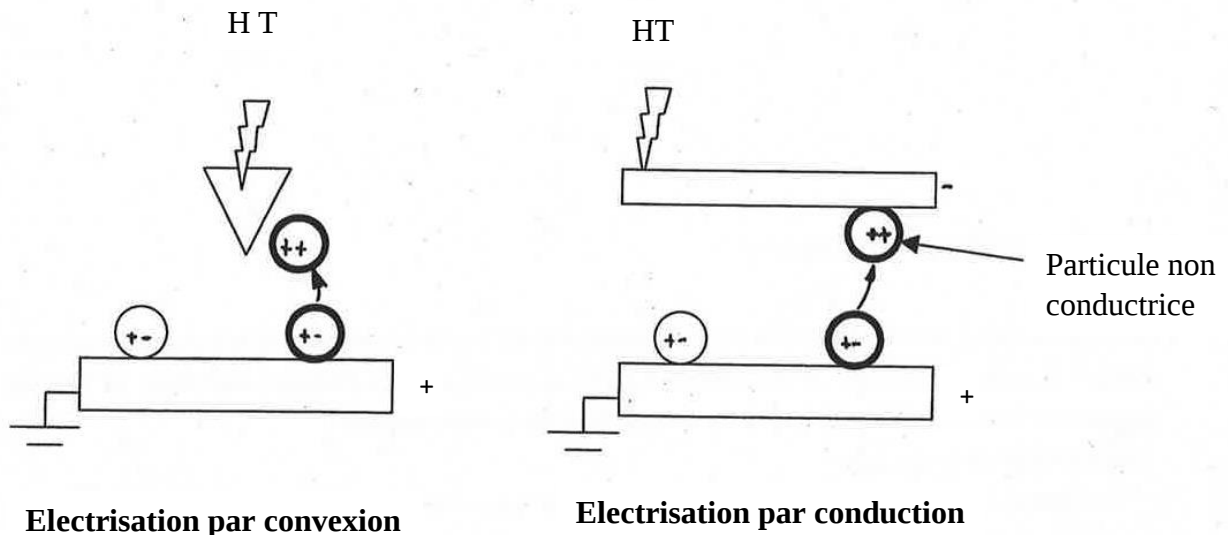


Figure 33 : Principes d'électrisation des particules

Dans la pratique, le mode d'électrisation par convection est le plus employé.

Les séparateurs électrostatiques

Les séparateurs électrostatiques les plus employés dans l'industrie sont les appareils à haute tension. Les particules sont chargées par convection, le plus souvent par une électrode en fil. Elles sont alimentées sur un cylindre relié à la masse. Les particules conductrices ne se chargent pas et donc suivent leur trajectoire, propulsées par la force centrifuge alors que les particules non conductrices se chargent et restent collées au cylindre qui lui est relié à la masse pour maintenir la charge des particules.

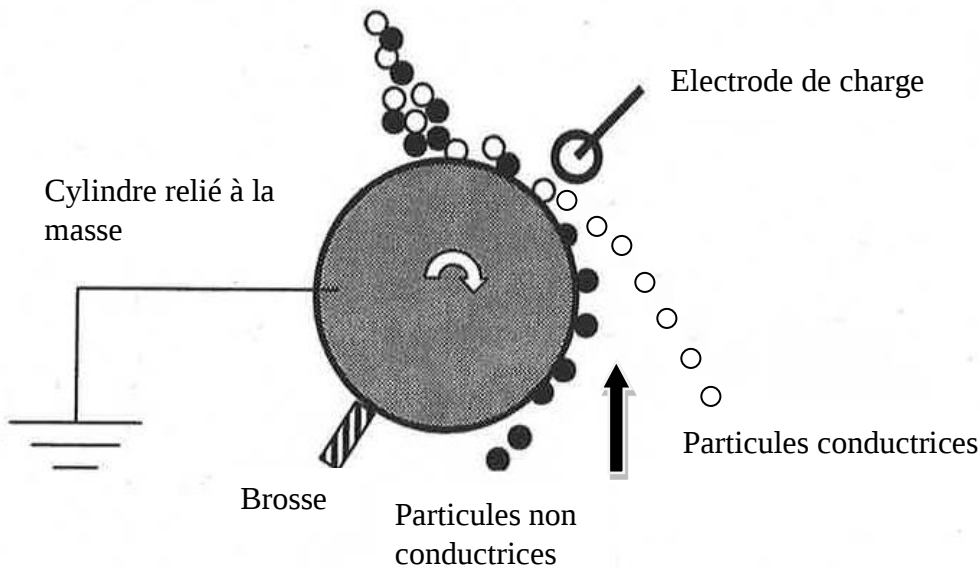


Figure 34 : Principe des séparateurs électrostatiques

Dans la pratique, il est impératif que les particules soient parfaitement sèches pour assurer une bonne charge. Ces séparateurs sont très sensibles à l'humidité de l'air. La charge se fait très mal en période sèche. Il convient donc si nécessaire de prévoir d'humidificateurs d'air à proximité des séparateurs.

Cette méthode reste très limitée dans ses applications. L'emploi de très haute tension ne rend pas les appareils très accessibles pour effectuer les réglages nécessaires. De plus, cette technique n'est plus efficace pour les tranches granulométriques trop large.

Ces appareils sont cependant très robustes et ne nécessitent pas une maintenance importante.

9. Méthodes spéciales de concentration.

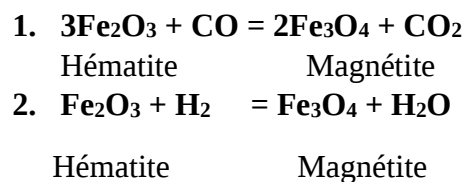
Enrichissement des minéraux ferreux

Préparation des minéraux avant enrichissement magnétique

La préparation des minéraux pour l'enrichissement magnétique se fait par les opérations suivantes :

Concassage, criblage, dépoussiérage, aimantation, désaimantation, séchage, calcination.

L'aimantation (désoxydation), la calcination augmente l'aimantation des minéraux de faible susceptibilité magnétique. Par exemple, la transformation de l'hématite en magnétite augmente son aimantation :



En qualité de produits désoxydants, on utilise :

- Les gaz (CO_2 , H_2 et les gaz naturels) ;
- les liquides (mazout) ;
- les solides (coke, charbon)

La climatisation s'effectue dans les sols des fours des puits de mines (bouillage couche).

La température de calcination est selon la forme du produit.

- pour la calcination avec la forme gazeuse, la température est de 600 à 850°C
- pour le solide de 850 à 950°C

Schéma du circuit des appareils

Pour l'enrichissement des minéraux ferreux selon le schéma Américain (Hibbing, USA), on introduit le tout-venant dans un concasseur à cône (1).

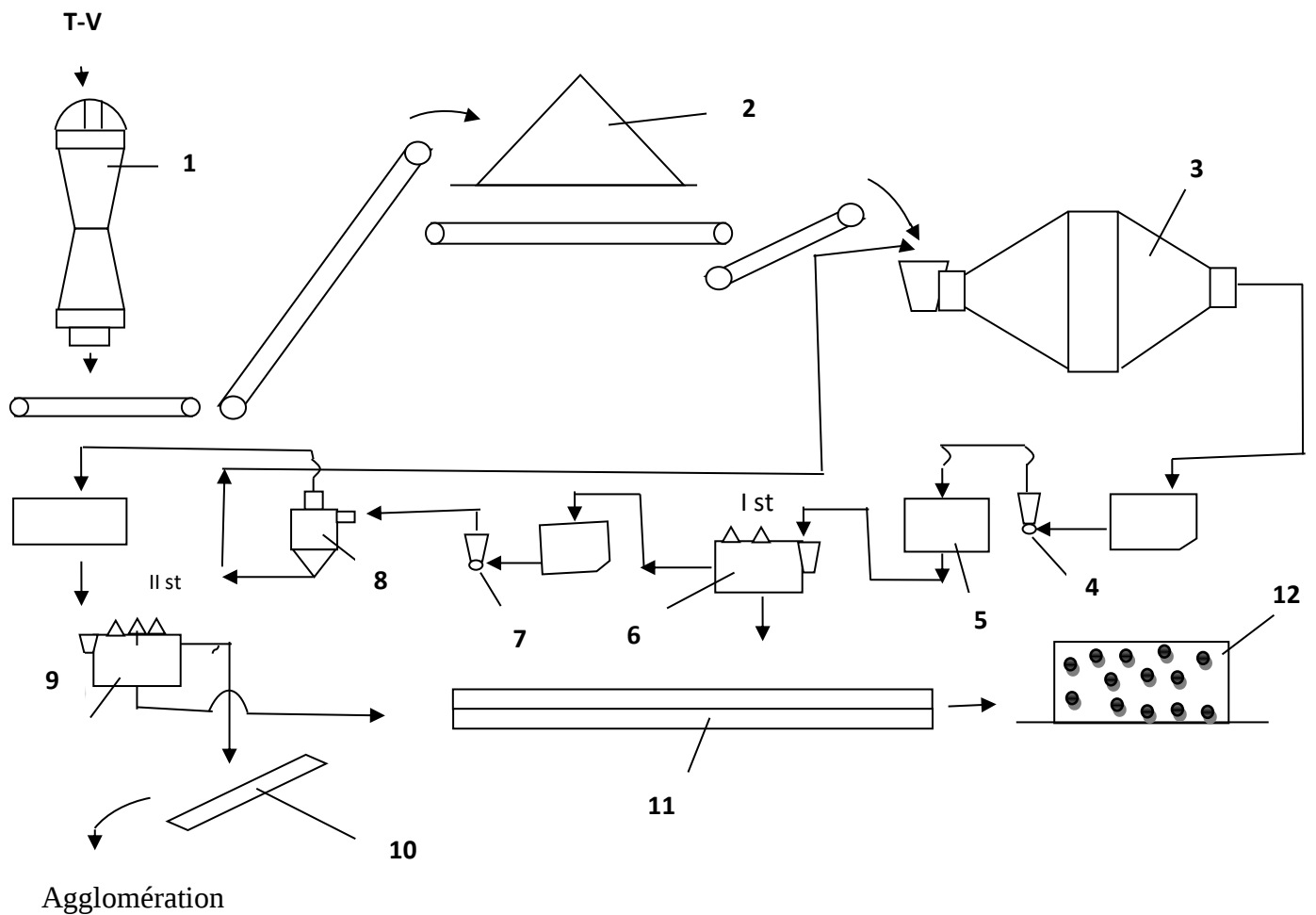
Par les convoyeurs, les minerais concassés sont transportés pour faire un empilement (2). De là est alimenté le broyeur (système de cascade) (3) dont le diamètre est de 11m et la longueur de 6 m et qui contient un crible intérieur (crible-tambour) qui classe le minerai.

La classe passante est versée dans une trémie de réception, elle est propulsée par une pompe (4) dans la pulpe de séparation (5) qui alimente à son tour le séparateur magnétique du premier stade (6).

Arrivé dans l'hydrocyclone (8), le produit est séparé.

- le sable (grosses particules) est ramené au broyage.
- le produit menu (surverse) est amené dans le séparateur magnétique (9) :
- le rejet est envoyé dans le dépôt de stériles (12)
- le concentré pour l'agglomération (10)

Le débit d'alimentation ne doit pas dépasser 10t/h.



- | | |
|--|----------------------------|
| 1- Concasseur | 8- Hydrocyclone |
| 2- Dépôt concassé T-V | 10-11- Chaines à transport |
| 3- Broyeur en cascade | |
| 4- 7- Pompes | St- crible concentré |
| 5- Pulpe répartisseur (pour principale séparation et relevage) | 12- Dépôt stérile |
| 6- 9- Séparateur magnétique | |

Figure 35 : Schéma d'appareillage de la chaîne de fabrication Hibbing (USA)

10. 0 Procédés chimiques de concentration (métallurgie extractive)

1. Définitions :

En France, le terme métallurgie extractive désigne à la fois l'élaboration des métaux à partir de leurs minerais bruts et/ou enrichis, et la fabrication et le traitement des alliages, afin d'obtenir un matériau de propriétés bien spécifiques.

Dans les pays anglo-saxons, on appelle métallurgie extractive les opérations visant à extraire un métal contenu dans un minerai ou dans des matières composites. Ce terme englobe l'ensemble des opérations conduisant du minerai au métal.

Pendant longtemps, la métallurgie extractive fut une partie intégrante de l'industrie chimique, car les opérations sont souvent identiques, bien que la première fournisse les matériaux de base à la seconde, et que les opérations industrielles soient très différentes :

— l'ingénieur chimiste traite des fluides de faible masse volumique, de basse tension superficielle et de basse viscosité. À l'opposé, le métallurgiste travaille souvent sur des matières en fusion de masse volumique, de tension superficielle et de viscosité élevées ;

— les réactions qu'utilise l'ingénieur chimiste sont des réactions homogènes, souvent catalysées, alors que l'ingénieur métallurgiste utilise, la plupart du temps, des réactions hétérogènes non catalysées.

2. Caractéristiques des industries extractives : les minerais et les métaux

Si l'on considère l'abondance des éléments dans l'écorce terrestre, on constate l'extrême dilution dans les roches de la plupart des éléments d'intérêt économique (**tableau 8**), par rapport aux teneurs habituelles des produits alimentant la métallurgie (**tableau 9**).

Tableau 8 – Abondance des principaux métaux dans l'écorce terrestre (% en masse)	
Silicium : 27,70	Cuivre : 0,0045
Aluminium : 8,70	Cobalt : 0,0023
Fer : 5,00	Plomb : 0,0015
Calcium : 3,63	Arsenic : 0,0005
Sodium : 2,83	Étain : 0,0003
Potassium : 2,60	Tungstène : 0,0001
Magnésium : 2,10	Molybdène : 0,0001
Titane : 0,45	Mercure : 0,00005
Manganèse : 0,10	Antimoine : 0,00002
Chrome : 0,025	Argent : 0,00001
Zirconium : 0,016	Or : 0,000 0005
Nickel : 0,0080	Platine : 0,000 0005
Zinc : 0,0065	

Tableau 9 – Teneurs habituelles des produits minéraux alimentant la métallurgie (% en masse)

Métal	Produit
Chrome	48 à 50 (Cr ₂ O ₃)
Cuivre	25 à 55 (Cu)
Étain	60 à 70 (Sn)
Fer	60 à 70 (Fe)
Manganèse	48 à 55 (Mn)
Plomb	60 à 70 (Pb)
Zinc	50 à 60 (Zn)

Le tableau 10 présente des valeurs correspondant à des teneurs de coupure de l'exploitation minière, en dessous desquelles la roche n'est plus considérée comme un minerai pour des raisons économiques et techniques

Tableau 10– Teneurs de coupure des gisements métalliques

Métal	Teneur du minerai % en masse
Fer	30 à 60 (Fe)
Aluminium	50 à 55 (Al ₂ O ₃)
Manganèse	45 à 55 (Mn)
Chrome	10 à 30 (Cr ₂ O ₃)
Zinc	3 à 15 (Zn)
Plomb	2 à 10 (Pb)
Cuivre	0,7 à 8 (Cu)
Nickel	0,8 à 3 (Ni)
Étain	0,1 à 0,5 (Sn)

Le développement de la métallurgie est soumis à quatre facteurs principaux :

- La DSE (demande spécifique d'énergie), qui concerne l'ensemble des quantités d'énergie, mécanique et thermique, apportées à une ou plusieurs matières premières pour élaborer un métal ou un matériau (Guillemin et Gentilhomme, 1978 ; Gentilhomme, 1980). La DSE pré métallurgique diminue surtout avec la teneur croissante du minerai, et la DSE métallurgique avec les innovations techniques (Blazy et Genin, 1981). L'énergie fut le facteur clé de la politique des matières premières dès 1974.
- Le prix des métaux, sans cesse en évolution. Son rôle est plus affirmé que celui de la DSE dans la situation politico-économique de cette dernière décennie, car il est affecté par le ralentissement de l'activité économique, la mise sur le marché de métaux stockés, la quasi impossibilité d'effectuer des réajustements des prix producteurs, les mouvements sociaux, le coût des transports, etc.
- Les contraintes, de plus en plus lourdes, imposées par la protection de l'environnement. La pyrométallurgie pollue l'atmosphère par des gaz chauds, des poussières et des effluents liquides résultant de son activité (lixiviation naturelle des scories, boues, etc.).

L'hydrométallurgie génère surtout des effluents liquides, qu'il faut traiter, et des boues, qu'il faut stocker.

- La taille des installations, qui a augmenté durant ces dernières décennies, car on recherche à la fois à augmenter la productivité et à améliorer la qualité des produits. L'automatisation répond à ces deux soucis, et permet de plus d'ajuster en permanence l'outil à l'approvisionnement. La capacité croissante des usines (tableau 11) répond à une augmentation de la consommation, au recyclage des métaux, ...

Tableau 11 – Capacités des plus grosses installations industrielles mondiales (t/an)				
Métal	Type de procédé	Année		
		1950	1989	1996
Al	Hydrométallurgie (1)	2 500 000	8 700 000	10 000 000
	Métallurgie (2)	130 000	430 000	2 000 000
Cu		23 000 000	30 000 000	35 000 000
	Métallurgie (2)	260 000	435 000	450 000
Pb	Minéralurgie (1)	1 000 000	3 000 000	6 000 000
	Métallurgie (2)	220 000	230 000	300 000
Zn	Minéralurgie (1)	600 000	3 600 000	3 000 000
	Métallurgie (2)	160 000	200 000	685 000
(1) tonnage annuel de minerai traité (2) tonnage annuel de métal produit				

10.1 Base de l'hydrométallurgie.

1. Principe de l'hydrométallurgie

L'hydrométallurgie consiste en une succession d'opérations chimiques caractérisées par la mise en solution d'un métal et par son élaboration à partir de cette solution. Elle comprend principalement les étapes suivantes, qui sont séparées par des opérations de séparation solide/liquide dans certains cas : – lixiviation : mise en solution du métal ;

– purification : extraction de la solution des impuretés autres que le métal désiré ;

– élaboration du métal désiré. La purification de la solution n'est pas toujours nécessaire, si le minerai ou le déchet traité contient peu ou pas d'impuretés solubles.

Bien souvent, un raffinage du métal produit est indispensable, afin de conditionner le métal sous une forme commercialisable (lingots, sels métalliques, etc.).

Après élaboration du métal, la solution est, d'une manière générale, recyclée dans l'étape de lixiviation. À ces opérations doivent s'ajouter, dans la plupart des cas, des opérations de prétraitement pour conditionner le métal sous une forme lixiviable ou pour le concentrer.

Il faut retenir que :

– L'hydrométallurgie fait intervenir des étapes de lixiviation, d'extraction-séparation-purification et de mise en forme du produit semi-fini ou fini.

– Les opérations unitaires combinées dans le schéma de procédé sont mises en œuvre pour réduire l'impact environnemental et la consommation de réactifs, et donc le coût de fonctionnement du procédé en favorisant le recyclage des flux.

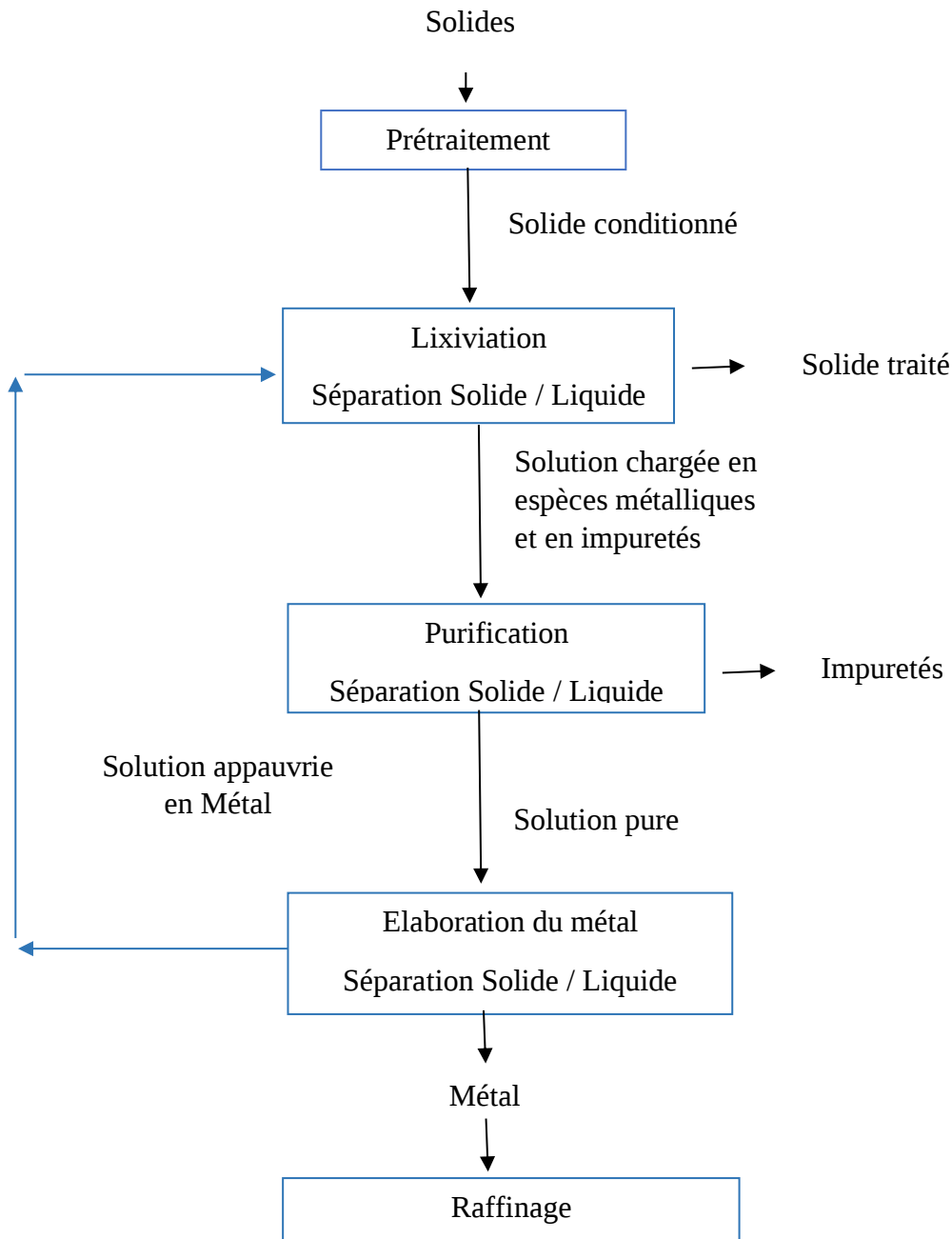


Figure 36 : Principe de traitement par hydrométallurgie

2. Prétraitement

L'étape de prétraitement consiste à concentrer le métal, ou les métaux, à extraire de façon à améliorer les performances de l'étape de lixiviation, tout en réduisant la consommation des réactifs. Divers types de traitement peuvent être effectués :

- une séparation physique, durant laquelle le métal reste sous une forme chimique inchangée, permet un enrichissement du minerai par élimination aussi complète que possible de la gangue inerte ;
- un grillage du solide permet d'obtenir des oxydes plus solubles ;
- un lavage à l'eau permet d'éliminer les sels solubles dans la solution de lixiviation.

La flottation, fondée sur la différence de mouillabilité des minéraux (différence de tension superficielle), est très largement employée. La tension superficielle des solides par rapport à l'eau est modifiée par des agents mouillants, collecteurs, etc., ajoutés à l'eau.

Exemple

Des minerais de cuivre à quelques pour-cent de cuivre sont concentrés à 27 % de cuivre alors que les stériles n'en contiennent que des traces. Des flottations différentielles permettent de séparer différents sulfures les uns des autres : pyrite, blende, galène.

La séparation magnétique est fondée sur le fait que le champ d'un aimant permet de séparer les matériaux ferromagnétiques (Fe) ou ferrimagnétiques (magnétite, titanomagnétite, etc.), des matériaux paramagnétiques (FeCO_3 , etc.).

- La séparation électrostatique repose sur la différence de conductivité électrique des minéraux.

2.1 Séparations physiques

Dès qu'un transport du minerai, d'un sol ou d'un déchet à traiter est nécessaire, deux séparations mécaniques sont toutes d'abord réalisées, afin de séparer les stériles des parties contenant le métal à extraire :

- un tri grossier par des méthodes optiques ou par criblage pour éliminer les blocs stériles (gangue) ;
- un concassage, un broyage par voie sèche ou humide et une séparation granulométrique par trommel (trieur rotatif servant à classer les minerais et les cailloux, selon leur grosseur), par tamis ou par classificateur hydraulique ou pneumatique qui permettent de constituer des fractions homogènes en séparant les fines des matières grossières exemptes de métal. Les fines peuvent se présenter sous forme pulvérulente ou sous forme de pâte. Par la suite, des opérations mettant en jeu les différences de propriétés physiques du métal et de la gangue sont employées.

- La séparation par densité est réalisée en milieu fluide comme de l'eau, des liqueurs denses (enrichissement des minerais de manganèse) ou, éventuellement, dans un courant d'air. Cette technique est parfois employée pour les sables aurifères et l'étain.

Il faut retenir que :

- Les procédés de prétraitement en amont de l'hydrométallurgie permettent de concentrer la matière en jouant sur des différences de propriétés physiques entre les phases.

– Ils sont essentiels car ils permettent de réduire la quantité de matière à traiter en écartant la matière sans intérêt, et donc de réduire la taille des usines, la consommation de réactifs et la production de déchets industriels.

2.2 Grillage

Cette opération est réalisée en présence ou en l'absence d'air ou d'autres réactifs. Elle permet :

- de désulfurer presque totalement le minerai par la formation d'oxydes ; les minerais sulfurés tels que la blende (ZnS) et la galène (PbS) sont grillés pour former des oxydes et du dioxyde de soufre (SO₂) ; ce dernier sera transformé en acide sulfurique employé, par la suite, comme agent de lixiviation ;
- de réduire certains oxydes (MnO₂ en MnO) ;
- de décomposer certains sels (FeAsS).

De nombreux procédés de grillage ont été mis au point en fonction du type de minerai traité. Les types de four sont nombreux (four de grillage par fluidisation, four de grillage à voies multiples, fours flash roasting, waterjacket).

2.3 Lavage

Une opération de lavage à l'eau du solide à traiter permet de lessiver les sels solubles tels que NaCl, KCl, CaCl₂, Na₂SO₄, K₂SO₄.

Ceux-ci peuvent, en effet, se concentrer dans la solution de lixiviation recyclée et perturber la lixiviation ou l'élaboration du métal en modifiant, entre autres, la viscosité de la solution. Cette technique est souvent nécessaire dans le cas de traitement de déchets métalliques.

Tableau 12 Minéraux lixiviable par l'eau		
Catégories	Minéraux	Formules chimiques
Chlorures	Halite	NaCl
	Sylvite	KCl
	Sylvinite	NaCl + KCl
	Carnallite	KCl·MgCl ₂ ·6H ₂ O
Sulfates	Langbeinite	K ₂ SO ₄ ·2MgSO ₄
	Schonite	K ₂ SO ₄ ·2MgSO ₄ ·6H ₂ O
	Polyhalite	K ₂ SO ₄ ·MgSO ₄ ·2CaSO ₄ ·2H ₂ O
	Thenardite	Na ₂ SO ₄
Carbonates	Natron	Na ₂ CO ₃ ·10H ₂ O
	Trona	Na ₂ CO ₃ ·NaHCO ₃ ·2H ₂ O
	Thermonatrite	NaHCO ₃ ·H ₂ O

3. Lixiviation

La lixiviation consiste à mettre en solution, sous forme ionique, les métaux recherchés. Le but est de déterminer le type de lixiviat optimal en termes de consommation et de coût de réactif, de solubilisation minimale d'impuretés et d'entretien du matériel. La lixiviation fait intervenir les étapes suivantes :

- le réactif diffuse de la solution vers la surface du matériau, où il s'adsorbe ;

- la réaction chimique ayant lieu à la surface du matériau conduit à la formation d'une espèce soluble ;
- le produit de la réaction se désorbe de la surface et diffuse vers la solution.

3.1 Agents de lixiviation

En fonction du métal à extraire et du solide à traiter (nature des impuretés présentes), différentes solutions de lixiviation peuvent être employées.

Les plus courantes sont :

- l'eau ;
- les acides ;
- les bases ;
- des solutions complexantes ;
- des solutions oxydantes ;
- des solutions bactériennes.

3.1.1 L'eau

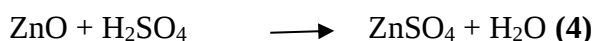
Elle permet de solubiliser les sulfates (ZnSO_4) ou les chlorures formés après des opérations de grillage. Le tableau rassemble quelques minéraux solubles dans l'eau, et donc pour lesquels l'eau peut effectivement être utilisée comme agent de lixiviation. L'eau a l'avantage d'être peu coûteuse et d'être non corrosive. Elle ne peut toutefois lixivier que quelques minéraux. L'eau est aussi utilisée pour laver des résidus afin d'éliminer des sels avant l'étape de lixiviation. Le lavage de cendres produites lors de l'oxydation thermique de sulfures de molybdène riches en oxyde de rhénium permet de valoriser le rhénium contenu dans ces cendres sous forme d'acide perrhénique :



3.1.2 Les acides

3.1.2.1 Acide sulfurique

Du fait de son faible coût et de sa faible corrosivité, l'acide sulfurique est l'acide le plus couramment utilisé en tant qu'agent de lixiviation. Il limite ainsi les coûts de réactifs, d'investissement et d'entretien. Il sert pour solubiliser les oxydes de zinc obtenus par grillage de blende et est, dans ce cas, généré lors du grillage selon les réactions :



Il trouve aussi de nombreuses applications dans l'hydrométallurgie du cuivre (CuCO_3 , $\text{Cu}(\text{OH})_2$), du nickel, du titane (ilménite FeTiO_3) et de l'uranium. Il présente, cependant, l'inconvénient de réagir avec les carbonates, le fer et la chaux, d'où une surconsommation de réactifs. Il ne permet pas d'extraire le plomb, métal souvent présent dans les déchets. Ses applications dans le traitement des déchets métalliques sont donc limitées.

3.1.2.2 Acide chlorhydrique

Du fait de son caractère corrosif et de son coût, l'acide chlorhydrique est peu employé. Il trouve cependant des applications dans :

- le traitement des résidus de pyrite : extraction du cuivre, du nickel, du zinc et du plomb ;
- la lixiviation de minerais d'étain, de tungstène et de bismuth. Dans certains cas, il est utilisé pour lixivier au préalable les impuretés présentes dans les minerais.

Pour les minerais de tungstène (CaWO_4 ou $[\text{Fe}, \text{Mn}]\text{WO}_4$), l'acide chlorhydrique dissout le calcium, le fer et le manganèse et produit de l'acide tungstique qui est traité, par la suite, par l'ammoniac. Il présente le désavantage de dissoudre la chaux souvent présente dans les déchets, ce qui provoque une surconsommation de réactifs et une production importante de sels. Le traitement des phases gazeuses est aussi indispensable.

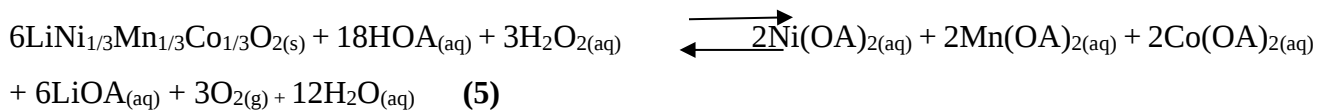
3.1.2.3 Acide carboxylique

Dans la littérature, les acides carboxyliques ont récemment été étudiés pour lixivier les électrodes positives des batteries lithium-ion.

Le faible pouvoir corrosif et le caractère biodégradable des acides carboxyliques sont des propriétés intéressantes. Par contre, leur faible acidité par rapport aux acides forts conduit à des rendements de lixiviation plus faibles que ceux obtenus avec les acides forts.

On augmente significativement ces rendements en ajoutant du peroxyde d'hydrogène (H_2O_2). Ce sont également des acides qui présentent, pour certains, une sélectivité élevée vis-à-vis d'autres métaux comme l'aluminium, utilisé comme collecteur de courant dans les batteries lithium-ion.

La réaction de lixiviation typique du matériau d'électrodes positives de batteries lithium-ion usagées NMC111 ($\text{LiNi}_{1/3}\text{Mn}_{1/3}\text{Co}_{1/3}\text{O}_2$) par un acide organique monoprotonné (HOA) en présence de peroxyde d'hydrogène est donnée par :



L'utilisation de peroxyde d'hydrogène comme réducteur permet d'améliorer l'efficacité de la lixiviation en réduisant le Co (III) en Co (II) et d'éviter que l'acide carboxylique (qui est un réducteur) ne soit consommé en s'impliquant dans la réduction du Co (III).

Les acides suivants ont été étudiés pour la lixiviation de NMC : acide citrique, acide malique, acide tartrique, acide acétique, acide trifluoroacétique.

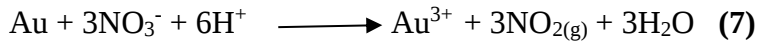
3.1.2.4 Eau régale

L'eau régale est un mélange d'acide chlorhydrique (1 volume) et d'acide nitrique (3 volumes) qui peut dissoudre les métaux nobles (or, palladium, platine, etc.).

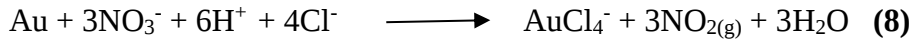
Elle est employée pour lixivier les minerais de platine à l'état natif. Le mélange doit être préparé fraîchement, car il a tendance à se dégrader rapidement en formant du chlore et du chlorure de nitrosyle selon la réaction :



L'acide nitrique est un puissant oxydant mais il n'est pas suffisant pour dissoudre efficacement l'or selon la réaction chimique :



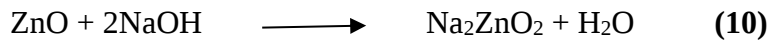
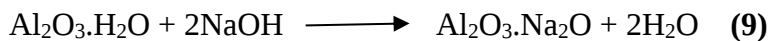
L'acide chlorhydrique fournit les anions nécessaires pour complexer l'or sous forme d'anion AuCl_4^- :



La solubilisation de l'or, grâce au pouvoir oxydant des ions nitrate, est ainsi favorisée par la complexation de l'or par les anions chlorure, qui déplace l'équilibre 8 vers la droite.

3.1.3 La soude

La soude permet de lixivier les métaux amphotères tels que l'aluminium, le zinc, le plomb, le thorium, les métaux de transition (molybdène, vanadium, tungstène, chrome) sous un état d'oxydation élevé.



Le degré de solubilité de ces métaux est fonction de la forme sous laquelle ils se trouvent.

Exemple : Les hydroxydes, oxydes et carbonates de zinc sont très fortement solubles dans la soude ; les silicates et les sulfures sont, par contre, peu solubilisés.

L'emploi de la soude est cependant peu développé dans le traitement des minerais en raison des difficultés rencontrées lors de l'étape d'élaboration du métal.

Exemple : Pour la production de zinc, le principal handicap provient de l'étape d'élaboration du métal par électrolyse qui produit de la poudre de zinc, plus difficile à manipuler que du zinc massif formé par électrolyse en milieu sulfurique.

La soude présente toutefois de nombreux avantages grâce à son faible pouvoir de corrosion et à sa sélectivité. Le fer et le calcium, présents de manière quasi systématique dans les déchets, sont peu lixiviés. Un ajout de chaux dans une solution de soude permet de précipiter les silicates et les carbonates qui peuvent avoir été lixiviés, et de régénérer la soude selon les réactions :



Du fait de ces deux avantages, l'utilisation de soude dans les procédés de traitement de déchets zincifères, tels que les poussières d'aciéries électriques ou les boues d'hydroxydes métalliques, a été étudiée.

3.1.4 Les solutions complexantes

De nombreux milieux composés d'un ou de plusieurs complexants peuvent être employés. Les principaux sont décrits ci-dessous :

On peut extraire différents métaux.

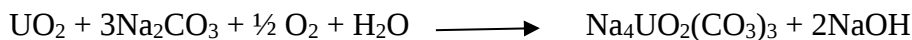
L'ajout de chlorure de sodium dans une solution de chlorure d'ammonium permet, par exemple, de solubiliser l'oxyde de plomb insoluble dans une solution de chlorure d'ammonium suivant la réaction :



Un procédé d'extraction du nickel, du cuivre et du cobalt présents dans les nodules des océans a été mis au point avec l'emploi d'une solution d'ammoniaque et de carbonate d'ammonium.

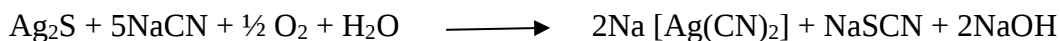
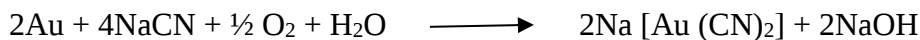
3.1.4.2 Milieu carbonate

Cette lixiviation est employée pour le minerai d'uranium dans le cas où le traitement entraînerait des consommations excessives d'acide sulfurique. L'uranium donne des complexes solubles selon la réaction :



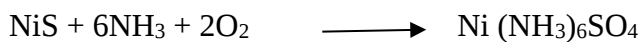
3.1.4.3 Milieu cyanure

Les solutions de cyanure de sodium sont principalement utilisées pour la lixiviation de l'or, après grillage, et de l'argent. L'emploi de solutions peu concentrées en cyanure permet une séparation sélective des métaux du fait de l'affinité marquée du cyanure pour l'or ou l'argent.



3.1.5 Solutions oxydantes

D'une manière générale, l'oxygène est employé comme oxydant pour le traitement de minerais sulfurés. C'est le cas des minerais de sulfure de nickel ou de sulfure de zinc selon les réactions :



L'ion ferrique sous forme de chlorure ferrique ou de sulfate ferrique peut être employé pour la lixiviation de sulfure de plomb ou de sulfure de cuivre.

10.2 Pyrométallurgie.

1. Généralités

Durant ce dernier quart de siècle, la pyrométallurgie, en tant qu'opération thermique d'extraction des métaux, a été soumise à des contraintes qui, au cours de son histoire, ne s'étaient pas affirmées de façon aussi éclatante.

Le coût élevé de l'énergie lors des chocs pétroliers des années 1970-1980, la nécessité de réduire les émissions préjudiciables à l'environnement, ont été de puissantes motivations pour modifier les stratégies et les techniques.

Bien que la même période ait connu des développements importants en hydrométallurgie, qui regroupe les opérations par voie humide, la voie ignée et les procédés de raffinage associés restent encore la voie royale pour extraire les métaux.

En effet, les vitesses de réactions sont assez élevées pour qu'elles ne constituent pas un paramètre limitatif majeur, les temps de séjour dans les appareils sont généralement assez courts et les réactions aboutissent à leur terme par suite de l'importante énergie d'activation inhérente au procédé thermique.

De plus, par transfert de technologie et adaptation à la protection de l'environnement, le traitement thermique constitue une voie très efficace pour valoriser ou rendre inerte des déchets solides d'origines industrielle ou domestique.

En ce qui concerne les déchets de la pyrométallurgie elle-même, tels que gaz, poussières, scories, écumes, et leur impact sur l'environnement, les habitudes traditionnelles sont bouleversées par la nécessité de valoriser une partie d'entre eux, soit par recyclage à l'intérieur des appareils pyrométallurgiques, soit par des procédés basés en général sur des techniques séparatives.

Il n'en demeure pas moins que les émissions gazeuses et la pollution des sols au voisinage des usines métallurgiques constituent la contrainte majeure actuelle. Malgré le profit apporté par la transformation partielle des déchets en produits marchands, les contraintes environnementales sont devenues très lourdes à supporter par les métallurgistes, techniquement et financièrement.

2. Opérations de séparation de phases en pyrométallurgie

Les opérations de séparation de phases sont à la base des procédés industriels et sont conçues à partir des données théoriques de la physique, de la chimie et du génie métallurgique. La tradition et l'économie jouent aussi un rôle dans l'agencement des opérations ainsi que la qualité des produits obtenus.

D'une façon générale, il est rare que l'on obtienne par une seule opération la qualité requise ou le rendement optimal. Certaines opérations, comme le convertissage, la métallurgie sous vide, la distillation, sont à la fois des opérations d'extraction et de raffinage.

2.1 Calcination

Il s'agit d'un traitement thermique visant à la décomposition d'un minerai et à l'élimination d'un produit volatil, CO_2 ou H_2O . Les carbonates sont susceptibles d'un tel traitement, car leurs températures de décomposition sont peu élevées : 850 °C pour CaCO_3 , 417 °C pour MgCO_3 , 377 °C pour MnCO_3 , 400 °C pour FeCO_3 . Les réactions sont endothermiques : - 50 kcal/mol (1 cal = 4,184 J) à 900 °C pour CaCO_3 .

Les fabricants de chaux utilisent des fours de deux types, qui travaillent à plus de 900 °C selon le principe du contre-courant matière-gaz chauds :

— des fours rotatifs de 1 000 t/j de capacité maximale pour des fines granulométries ; la consommation énergétique est de 1 200 à 1 300 th/tonne (1 th = 4,184.106 J) ; les pertes énergétiques sont importantes ;

— des fours verticaux, dont les plus récents ont une capacité de 600 t/j, traitent des granulométries de 15 à 150 mm.

■ On opère aussi une calcination pour les minerais de phosphates soit pour éliminer la matière organique, soit pour éliminer la gangue carbonatée, dans des fours rotatifs, à lit fluidisé, ou à calcination éclair. Les tonnages traités peuvent atteindre 250 t/h.

2.2 Grillage

■ Le grillage a pour rôle d'éliminer sous forme gazeuse des éléments du minerai, autres que CO_2 et H_2O , ou de transformer la matière afin d'appliquer, ensuite, des méthodes pyrométallurgies ou hydro métallurgiques selon une gamme étendue de combinaisons. On peut citer :

— le grillage des sulfures, qui donne du SO_2 et des oxydes ;

— le grillage volatilisant, pour éliminer As_2O_3 , Sb_2O_3 et ZnO et les récupérer sous forme de fines particules condensées ;

— le grillage agglomérant, pour modifier les caractéristiques physiques d'un minerai ;

— le grillage sulfatant, chlorurant ou carbochlorurant, pour préparer un matériau à une phase hydro métallurgique ultérieure ;

— le grillage magnétisant, ou réduction directe d'un oxyde, avant d'opérer une séparation minéralurgique.

■ À l'origine on utilisait des fours verticaux à cuve, des fours tournants et des fours à soles multiétages. Des techniques nouvelles sont apparues.

● Le grillage éclair, consiste à injecter le matériau dans le four avec l'air et le combustible, après un préchauffage. L'opération de grillage éclair est associée à l'opération de fusion.

● Le grillage en lit fluidisé est utilisé pour améliorer les échanges thermiques solide-gaz, et notamment, dans le cas des sulfures, pour éliminer le SO_2 en maintenant une basse pression partielle de SO_2 autour des particules. Le réacteur Fluo-solid travaille en lit turbulent et peut fonctionner de façon autogène, si les réactions présentent une exo thermicité élevée. Le combustible (charbon pulvérisé, fuel) est injecté dans le réacteur avec le concentré ou avec l'air.

Les gaz sont traités pour éliminer SO_2 et leur chaleur perdue peut être récupérée dans une chaudière. Pour éviter des températures trop élevées soit on opère une aspersion d'eau dans le réacteur, soit on alimente avec des produits humides, soit on utilise un refroidissement des parois par circulation d'eau dans un double chemisage externe (Waterjacket). On peut encore recycler les éléments les plus grenus et insuffisamment transformés du produit calciné.

■ Le grillage sulfatant est réalisé en lit fluidisé ou sur grille de type Dwight-Lloyd. La température doit être étroitement contrôlée pour que le métal reste sous forme de sulfate facilement lixiviable, alors que les autres éléments restent à l'état d'oxydes. Dans le cas d'un grillage volatilisant tel celui de la

stibine (SbS_2), l'antimoine est oxydé sous une pression d'oxygène assez élevée pour obtenir Sb_2O_3 volatil, mais contrôlée pour éviter la formation de Sb_2O_4 peu volatil.

Dans le cas du zinc contenu dans des scories de four à plomb, ZnO est volatilisé dans l'atmosphère du four puis réduit sur un lit de coke. Enfin, le grillage chlorurant, peu utilisé industriellement, doit être strictement contrôlé tant au niveau des températures (certains chlorures étant volatilisés et d'autres pas) qu'au niveau de l'atmosphère du four, de la composition des gaz, de la pollution, de la corrosion.

2.3 Fusion

D'une façon générale, on opère la fusion à des températures élevées et les séparations gravitaires obtenues dans le four ne peuvent être complètes. On recherche avant tout à éliminer les éléments indésirables dans les laitiers et scories, les speiss et les fumées. Dans les fours verticaux, les opérations de réduction et de fusion sont associées : c'est le cas du séchage et du grillage réducteur de l'hématite dans un haut-fourneau, qui agit comme un producteur de gaz, le CO_2 réagissant avec le coke pour donner CO et l'atmosphère du four réagissant avec la charge lors de la fusion.

À l'inverse, dans les fours à réverbère (, on évite de grouper les opérations de réduction et de fusion : les sulfures, dont un grillage préalable abaisse la teneur en soufre, sont fondus en présence d'un fondant, afin d'obtenir une matte enrichie en métal non ferreux. On évite l'oxydation poussée de la matte pour qu'il reste suffisamment de FeS afin de protéger les sulfures de l'oxydation.

La fusion pour matte peut être aussi réalisée en four à cuve ou en four électrique pour éviter la production de gaz à faible concentration en SO_2 , non valorisables et rejetés dans l'atmosphère comme c'est le cas avec les fours à réverbère classiques. Dans les fours à réverbère modifiés, on souffle de l'oxygène à 90 %, ou on opère sous une légère dépression dans le four pour obtenir des gaz riches en SO_2 valorisables en acide sulfurique ou en soufre élémentaire ou en SO_2 liquide.

La conduite des opérations est rendue délicate, car un excès d'oxygène conduit à la formation de magnétite, Fe_3O_4 , dont il faut éviter la formation par un contrôle étroit des températures et de la composition de l'atmosphère gazeuse. Dans toutes les techniques de fusion, la température est généralement déterminée par la fusion de la scorie, qui doit s'écouler, plutôt qu'à partir du point de fusion du métal.

Exemple : pour l'étain, la température de fusion est celle de la réduction de l'étain dans sa scorie (150 à 1 200 °C) et non celle de la fusion du métal, qui est de 500 °C.

Enfin, la fusion peut être combinée avec la volatilisation comme c'est le cas avec le procédé Imperial Smelting, qui associe un four à plomb et un condenseur du zinc métal piégé par une pluie de plomb. Le plomb et le zinc sont séparés ensuite par liquation.

2.4 Électroméallurgie

Précédé parfois d'un four tournant assurant un préchauffage-pré réduction, le four à arc électrique est bien approprié à des fusions s'opérant à des températures supérieures à 1 500 °C, qui ne peuvent être atteintes par la combustion de coke, de gaz naturel ou de fuel.

En effet, la plus grande partie de la chute de potentiel s'effectue dans l'arc et l'énergie électrique est transformée localement en énergie thermique. Lorsque les électrodes sont placées à la base du four, on opère de façon continue-discontinue. Une des principales applications du four électrique est la fabrication des ferroalliages pour laquelle les températures de fusion sont très élevées.

2.5 Convertissage

Le convertissage est utilisé pour oxyder les impuretés contenues dans la fonte ou oxyder le soufre des mattes cuivreuses ou nickелеuses. On injecte de l'air ou de l'air enrichi en oxygène ou de l'oxygène dans un réacteur appelé convertisseur de forme cylindrique compacte, afin de minorer les pertes thermiques.

Plusieurs types de convertisseurs existent selon le mode d'injection du fluide, dont certains convertisseurs sont adaptés soit à la fabrication de l'acier soit à celle du cuivre ou du nickel. L'oxygène est surtout utilisé lorsque les réactions ne sont pas exothermiques (exemple de l'acier), dans la métallurgie de métaux non ferreux nécessitant des températures élevées (1 600 °C pour le nickel) ou pour certaines fabrications telles les mattes à forte teneur en cuivre.

2.6 Distillation

Certains métaux sont extractibles ou raffinables par distillation à pression atmosphérique. Ce sont les métaux à basse température d'ébullition : Hg (357 °C), As (610 °C), Cs (690 °C), K (774 °C), Cd (765 °C), Na (892 °C), Zn (905 °C), Mg (1 107 °C).

Le sodium et le potassium étant extraits industriellement par électrolyse, seules les métallurgies de As, Cs, Hg, Cd, Zn et Mg font appel à un traitement consistant en la réduction de l'oxyde, la volatilisation du métal et sa condensation. Pour le mercure, on n'ajoute pas d'agent réducteur.

Dans le cas de minerai fin, on utilise un four vertical pourvu de chicanes inclinées sur lesquelles glisse le minerai ; dans le cas d'un minerai grossier, on utilise un four tournant. La vapeur est refroidie à 25-30 °C.

Pour le zinc, on utilise un réducteur de l'oxyde calciné (ZnO). La vapeur de Zn, est refroidie au-dessous de 400 °C, en présence de CO pour éviter la réoxydation du métal. La cornue verticale est alimentée par des briquettes.

Enfin, le zinc est séparé du cadmium par distillation fractionnée en colonne pourvue de plateaux perforés ; le cadmium vaporisé est extrait à la partie haute puis condensé. Pour le magnésium, on opère en cornue fermée ; l'agent réducteur est le Ferrosilicium. La distillation des halogénures des métaux est possible, mais elle n'est pas pratiquée à l'échelle industrielle, par suite des problèmes de corrosion et de la présence d'oxyhalogénures pâteux, difficilement extractibles et manutentionnables.

2.7 Métallo thermie et métallurgie en sels fondus

■ La réduction métallo thermique par Ca, Mg et Na est possible en opérant sur les halogénures, fabriqués soit par halogénuration directe du métal, soit par carbo-halogénuration de l'oxyde. Le choix de l'halogène est important, car la métallo thermie n'est attractive que si la chaleur dégagée est en

mesure de fondre le sel produit, qu'on élimine sous forme liquide. C'est le cas de l'uranium où la chaleur dégagée dans la réaction {1} donne une scorie de sel fondu.

■ La métallurgie en sels fondus est appliquée aux éléments dont les oxydes sont très stables et difficiles à réduire (Be, Nb, Ti, Zr, Hf, V), et au raffinage des métaux. L'électrolyse en sels fondus est très utilisée pour la production de l'aluminium à partir d'alumine, ou de métaux alcalins à partir de leurs chlorures.

Dans le cas de l'aluminium, on abaisse la température de fusion de l'alumine à l'aide d'un mélange de cryolithe AlF_3NaF , de fluorure CaF_2 et d'alumine Al_2O_3 . Le métal est produit à la cathode, la température du bain fondu étant de 970 °C.

10.3 Bio métallurgie

1. Biolixiviation des minerais sulfurés

1.1 Principes réactionnels et conditions opératoires générales

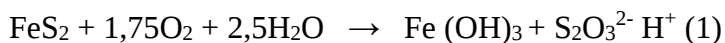
La biolixiviation est un procédé biotechnologique de métallurgie extractive qui a fait l'objet d'une mise en pratique industrielle très significative depuis la fin des années 1980. Elle repose sur l'oxydation chimique des minéraux sulfurés en milieu sulfurique acide avec un effet que l'on pourrait qualifier de catalytique exercé par des micro-organismes.

La compréhension des mécanismes de biodégradation des minéraux sulfurés, qui fait l'objet de travaux de recherche depuis plusieurs décennies, est encore sujette à des interprétations disputées. Les sulfures métalliques ont une réactivité vis-à-vis de l'acidité qui permet de les ranger en deux catégories.

Certains sont solubles en condition acide, comme la sphalérite (ZnS), la pyrrhotite (Fe_{1-x}S) (avec $0 < x < 0,2$), la chalcopirite (CuFeS_2), l'arsénopyrite (FeAsS) et la galène (PbS). Les autres sont insolubles comme la pyrite (FeS_2), la molybdénite (MoS_2), et la tungsténite (WS_2).

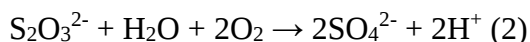
Dans tous les cas, c'est une réaction d'oxydation qui permettra de les décomposer en libérant efficacement leur contenu métallique. Et le plus emblématique de tous les minéraux sulfurés, quant aux mécanismes de l'oxydation, est la pyrite.

Il est le plus répandu dans la nature et son oxydation est à l'origine des conséquences environnementales parmi les plus observables de l'activité minière, à travers la production d'effluents acides et charges en métaux lourds appelés drainages miniers acides. La pyrite est parfaitement stable en condition sèche et dépourvue d'oxygène. En revanche, en présence d'humidité et d'oxygène, elle se décompose selon l'équation suivante :

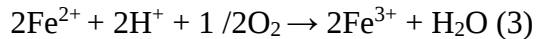


Le fer ferreux libéré par la pyrite est spontanément oxydé par l'oxygène en fer ferrique Fe^{3+} dont la précipitation sous forme d'hydroxyde génère de l'acidité, il en est de même du thiosulfate $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$

– qui s'oxyde en sulfate en présence de bactéries oxydantes des espèces soufrées suivant :



En contexte naturel, l'acidité générée est soit neutralisée par des minéraux basiques comme des carbonates, soit accumulée jusqu'à des niveaux élevés donnant lieu à des pH inférieurs à 2,5. Le fer ferrique, qui peut oxyder les sulfures directement, est produit en milieu acide par la réaction :



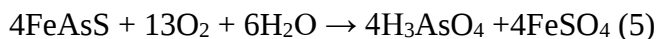
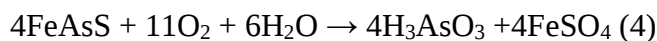
La cinétique de cette réaction est considérablement amplifiée par la présence des micro-organismes qui en tirent l'énergie nécessaire à leur croissance. Ainsi, des micro-organismes sulfo-oxydants produisent de l'acide sulfurique en dégradant les formes réduites du soufre, tendant à rendre le milieu acide, et des micro-organismes ferro-oxydants produisent en milieu acide du fer ferrique qui compose les sulfures métalliques.

Il est généralement admis qu'il y a deux mécanismes complémentaires de l'action chimique exercée par les micro-organismes reposant sur l'utilisation du fer ferrique comme agent oxydant :

– l'un, dit de contact, passant par l'attachement des microorganismes à la surface des minéraux et par l'action oxydante du fer ferrique dans un microenvironnement créé par les polysaccharides qui lient les cellules à la surface minérale ;

– l'autre, dit de non-contact où le fer ferrique produit par l'oxydation biologique en solution s'attaquerait chimiquement aux sulfures métalliques. Et Un autre composé sulfure très proche de constitution et notoirement présent avec la pyrite peut subir le même type de transformation ; il s'agit de l'arsénopyrite FeAsS .

Très fréquemment piège minéral de l'or, il représente une cible économique pour les procédés de biolixiviation. Les réactions d'oxydation spécifiques de l'arsénopyrite sont les suivantes :

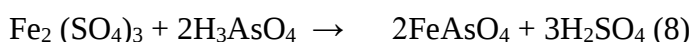
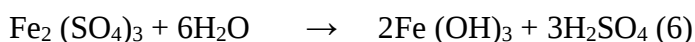


De plus, en milieu aqueux, l'arsénite [As (III)] est susceptible d'être oxydé en arséniate [As (V)] par action du fer ferrique généré par la réaction (3).

Et Dans la situation où pyrite et arsénopyrite sont présentes simultanément, l'arsénopyrite, ou mispickel, est attaquée plus significativement et ce, d'autant plus qu'il y aura présence de grains physiquement mixtes des deux sulfures.

Des zones de moindre résistance cristalline dans les grains de minéraux sont aussi préférentiellement attaquées, ce qui peut conduire à la libération anticipée de grains d'or dans le prétraitement des minerais d'or.

A ces réactions d'oxydation, il faut ajouter des réactions de précipitation induites par les fortes concentrations en fer ferrique :



Le composé $\text{Fe}(\text{OH})(\text{SO}_4)$ est de la jarosite. Sa composition exacte est $\text{MFe}_3(\text{OH})_6(\text{SO}_4)_2$, **M** représentant H_3O^+ , K^+ ou Na^+ . L'ajout de calcaire ou de chaux pour réguler l'acidité du milieu conduit, par ailleurs, à la précipitation de gypse, $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ et d'arséniate de calcium. Les réactions d'oxydation des sulfures sont fortement exothermiques et l'évacuation de la chaleur est un point critique de la mise en œuvre des procédés.

– libérer un métal d'une gangue sulfurée, celui-ci étant récupéré ultérieurement du résidu de biolixiviation comme dans le cas des métaux précieux, or et argent. La phase aqueuse, outre les éléments minéraux dissous, contient les éléments nutritifs nécessaires au métabolisme des bactéries ajoutées ; il s'agit de composés d'azote et de phosphore, éventuellement de potassium et de magnésium, sous la forme des produits fertilisants utilisés en agriculture.

1.2 Ecologie et processus microbiologiques

La connaissance des micro-organismes impliqués en biolixiviation des minéraux sulfurés a considérablement évolué depuis la fin des années 1990, en particulier grâce à l'utilisation des outils de biologie moléculaire.

Au cours de cette période, la vision de la diversité microbiologique mise en jeu est passée de quelques espèces bactériennes à des systèmes bactériens complexes, ainsi que des archées (micro-organismes comparables aux bactéries pour la plupart de leurs caractéristiques apparentes, constituant l'un des trois groupes d'organismes vivants à côté des bactéries et des eucaryotes).

Il est aussi apparu que cette diversité est à la base d'un fonctionnement en communauté où les différentes espèces exploitent de façon autonome, mais aussi interactive sinon mutualiste, les ressources minérales transformées. Et Les micro-organismes acidophiles extrêmes qui croissent lors des opérations de biolixiviation peuvent être classés suivant trois catégories :

- les bactéries et les archées sont des autotrophes qui peuvent catalyser l'oxydation du fer ferreux (Fe^{2+}) en fer ferrique et par la même initier l'oxydation des sulfures métalliques ;
- les sulfure-oxydants produisent de l'acide sulfurique libérant l'acidité favorable à la croissance de la communauté microbienne acidophile de ce milieu très sélectif ;
- les micro-organismes dégradant la matière organique excrétée par les bactéries et par la lyse des cellules mortes de l'ensemble de la biomasse présente. Ce dernier groupe de microbes permet par son rôle de limiter les inhibitions dues aux molécules organiques auxquelles certaines espèces lithotrophes sont très sensibles, comme les leptospires.

Il a été largement observé que, si des souches pures d'organismes lithotrophes peuvent se développer en dégradant des minéraux sulfurés, l'efficacité de ces transformations est nettement plus grande lorsqu'il s'agit de communautés. D'ailleurs à l'état naturel, ce sont toujours des communautés qui sont rencontrées. Et Un paramètre très distinctif des espèces est la température de leur croissance optimale.

On trouve des micro-organismes se développant dans de tels milieux, des températures les plus basses +5°C, aux plus élevées + 80 °C, en ce qui concerne les possibilités du vivant. Cela a une incidence importante sur les minéraux qui ont des réactivités différentes en fonction de la température et sur l'opérabilité des traitements suivant les conditions climatiques, comme d'écrit plus loin.

On distingue trois zones de température pour lesquelles les micro-organismes les plus couramment exploités dans les unités industrielles se distribuent suivant la température optimale de croissance ; les thermophiles extrêmes (> 60°C), les modérément thermophiles (40-60°C) et les mésophiles (20-40°C). Les traitements par biolixiviation sont des systèmes ouverts et il n'est pas possible d'exercer un contrôle strict des communautés microbiologiques qui se développent dans ces conditions. Le traitement du minerai dans des cuves agitées et aérées, avec alimentation continue d'une pulpe aqueuse de minerai, est généralement mené dans une gamme de températures de 40 à 45°C.

Ce sont les conditions utilisées pour des matières sulfurées à teneurs relativement élevées en métal à haute valeur ajoutée, comme de l'or ou du cobalt piégés dans de la pyrite ou de l'arsénopyrite (FeAsS). Sans doute du fait de la pression de sélection exercée par la nature des substrats, de l'uniformité des conditions chimiques, de la température et du temps de séjour relativement court et stable (quelques jours), les communautés microbiennes observées sont très similaires d'un système à un autre.

Les bactéries Ferro-oxydantes de l'espèce *Leptospirillum ferriphilum*, sulfo-oxydantes des espèces *Acidithiobacillus caldus* et *Sulfobacillus beneficiens* sont fréquemment dominantes ainsi qu'une archee comme l'espèce *Ferro plasma*. Lorsqu'il s'agit d'un traitement statique, où l'on fait percoler, à travers un tas de minerai grossièrement fragmenté, une liqueur qui véhicule la biomasse réactive, les conditions sont hétérogènes spatialement et temporellement. L'acidité, la composition chimique, la quantité d'oxygène, la température, et donc la nature de la biomasse sont susceptibles d'être variables et hétérogènes.

Et tout l'art de la mise en œuvre industrielle consiste à maîtriser cette hétérogénéité au moindre coût. Et l'inoculation du milieu est nécessaire lorsque le traitement est opéré en réacteur agité où il doit y avoir une biomasse en quantité significative pour obtenir une grande efficacité de traitement le plus rapidement possible.

L'inoculum initial est le résultat de cultures successives (repiquages) sur des échantillons de pulpe aqueuse du minerai à traiter enrichissant la population indigène auquel on adjoint une culture conservée en laboratoire connue pour son efficacité en biolixiviation.

En traitement statique il n'y a généralement pas d'inoculation mais seulement mise en condition favorable de développement de l'activité microbienne (éléments nutritifs, fragmentation du minerai, apport d'oxygène...) pour que celle-ci se développe et se maintienne durablement.

1.3 Procédés

On distingue le procédé statique, et ses différents modes de mises en œuvre, et le procédé dynamique. Le procédé statique, qui a initié cette filière de production, consiste à réaliser la biolixiviation en faisant percoler la solution aqueuse à travers la masse du substrat solide préalablement fracturé ou concassé.

Le procédé dynamique appliqué à un matériau solide finement divisé confine le traitement dans des réacteurs agités et aérés.

Le premier, de moindre coût de revient, s'applique aux gisements à faible teneur ou aux stériles de traitements ultérieurs (minerais de cuivre, de nickel, de zinc et d'uranium).

Le second, plus coûteux à la tonne de métal produit, mais rapide et efficace, concerne des minerais plutôt riches et des métaux de haute valeur ajoutée (or et marginalement cobalt).

11.0 Opérations annexes.

11.1 Epaississement. Théorie et paramètres techniques.

Introduction

Les bassins de décantation et d'épaississement sont utilisés pour séparer les fractions solides et liquide des boues de vidange. Le procédé fonctionne sur le principe de la décantation, tout d'abord mise en

œuvre pour le traitement primaire et secondaire des eaux usées dans les stations d'épuration et également utilisée pour la séparation solide-liquide dans les fosses septiques.

Les bassins de décantation et d'épaississement pour le traitement des boues de vidange sont des ouvrages rectangulaires. Les boues de vidange y sont introduites d'un côté (à l'entrée), l'effluent ressort de l'autre côté de l'ouvrage (surnageant) et les matières solides sont retenues au fond. Une couche d'écume se forme et flotte à la surface du bassin.

Lors du passage des boues dans l'ouvrage, les particules lourdes décantent et s'épaississent sous l'effet de la gravité. Les particules flottantes, comme les graisses et les huiles, s'accumulent à la surface. Les matières solides décantées doivent être extraites régulièrement et la fraction liquide est déversée à la sortie du bassin.

Ce type de traitement implique une stabilité hydraulique de l'écoulement car les processus de décantation, d'épaississement et de flottation seront moins efficaces avec des écoulements turbulents. C'est une condition pour pouvoir appliquer les modèles utilisés pour la conception. Des déflecteurs peuvent être utilisés pour réduire les turbulences à l'entrée et pour séparer l'effluent sortant, l'écume et les boues épaissies.

Après leur passage dans le bassin de décantation et d'épaississement, les fractions solide et liquide doivent être traitées selon la destination finale envisagée. Elles présentent en effet des taux de germes pathogènes élevés. Les boues ne sont ni stabilisées ni déshydratées.

Les bassins de décantation et d'épaississement peuvent être utilisés sous tous les climats. Ils ne constituent toutefois une solution intéressante pour le traitement préalable des boues de vidange que lorsque les boues sont faiblement concentrées et/ou quand le climat est tempéré ou pluvieux.

Ils permettent alors de réduire la surface nécessaire pour les étapes de traitement ultérieures, ce qui est un point important en milieu urbain avec peu de possibilités foncières. À titre d'exemple, la séparation solide-liquide réalisée par ce procédé permet une réduction des surfaces nécessaires pour la déshydratation des boues sur des lits de séchage.

11.1.1 Epaississeurs radiaux et à plaques



Mécanismes de traitement

Trois principaux mécanismes entrent en jeu dans le fonctionnement des bassins de décantation et d'épaississement : la décantation, l'épaississement et la flottation. Une digestion anaérobie se produit également dans les bassins, mais ce n'est pas un objectif de traitement recherché.

Elle génère en effet une production de gaz dont les bulles remontent à la surface, se mélangent et entraînent avec elles des particules, ce qui diminue l'efficacité de la séparation solide-liquide. Les paragraphes suivants donnent un bref aperçu de ces mécanismes.

Décantation

Au sein des bassins de décantation et d'épaississement, les matières en suspension (MES) plus denses que l'eau décantent au fond de l'ouvrage sous l'effet de la gravité. Trois grands types de décantation ont lieu :

- Discrète : les particules décantent indépendamment les unes des autres ;
- En floculation : la décantation est accélérée par l'agrégation des particules entre elles ;
- Entravée : la concentration élevée en particules entraîne une réduction de la décantation. Les formes de décantation discrète et en floculation se produisent rapidement.

La décantation entravée, elle, a lieu au niveau supérieur de la couche de boues qui se déposent au fond de l'ouvrage, où la concentration de matières en suspension est élevée. Ces processus conduisent à réduire le taux de particules présentes dans l'effluent (qui devient le surnageant) et à les stocker dans la zone inférieure du bassin.

En première approche, les particules décantent d'autant mieux que leur densité est élevée. La décantation dépend aussi de leurs types et de leurs formes avec des vitesses de décantation associées. Si la théorie est importante pour comprendre le fonctionnement des bassins de décantation et d'épaississement, on utilise dans la pratique des valeurs empiriques pour la conception, qui dépendent des caractéristiques des boues de vidange dans les conditions locales.

La vitesse de décantation théorique d'une particule peut être estimée par l'équation suivante. Elle correspond à la vitesse atteinte par la particule qui décante sous l'effet combiné de la force gravitaire, d'une part, et des forces d'Archimède et de freinage qui limitent sa descente, d'autre part.

$$V_c = [4/3 \times g \times (\rho_s - \rho) \times d / C_d \times \rho]^{1/2}$$

Où : V_c = Vitesse critique de chute de la particule (m/h).

g = Accélération de la pesanteur (m/s²).

ρ_s = Densité de la particule (g/L).

ρ = Concentration (g/L).

d = Diamètre de la particule (m).

C_d = Coefficient de freinage.

La valeur de la vitesse de décantation critique (V_c) est choisie en fonction de la proportion de matières solides à retenir. Théoriquement, en régime hydraulique laminaire (c'est-à-dire nonturbulent) et en l'absence de court-circuit hydraulique, toutes les particules ayant une vitesse de décantation supérieure à V_c seront retenues.

On peut donc ainsi dimensionner le bassin selon le taux de rétention des particules souhaité. Comme le flux dans le réservoir est longitudinal, il s'agit donc de déterminer la longueur du bassin pour s'assurer que la chute des particules à retenir se fasse en dessous du niveau de la sortie.

Épaississement Les particules qui s'accumulent au fond de l'ouvrage sont comprimées, ce qui provoque l'épaississement des boues. Leur compression est due au poids des autres particules qui s'installent au-dessus d'elles et établissent une pression qui permet de chasser l'eau et d'augmenter la concentration en matières sèches dans les boues.

L'épaississement est donc également dû aux forces de gravité. Il a pour conséquence l'augmentation de la concentration en MES ainsi que des forces de liaison entre particules. Il est important de prévoir un espace suffisant pour le stockage de ces particules de boues qui décantent et s'accumulent.

Leur accumulation entraîne en effet une diminution de la hauteur disponible pour la décantation. Il est également important de déterminer dès la conception le mode d'extraction des boues et leur programmation.

Flottation

Comme pour les processus de décantation et d'épaississement, la flottation est liée aux différences de densité et à la pesanteur. La poussée d'Archimède est une force qui pousse les particules vers le haut en fonction de leur volume. Une particule flotte lorsque sa poussée d'Archimède est plus importante que sa pesanteur.

Les particules hydrophobes comme les graisses et les huiles, ainsi que les particules moins denses que l'eau sont poussées à la surface de l'ouvrage par la flottation. Les bulles de gaz générées par la digestion anaérobie augmentent ce phénomène et entraînent d'autres particules. La couche qui s'accumule à la surface du bassin est appelée la « couche d'écume » (ou encore la « croûte » ou même le « chapeau »).

Il est important de prendre en compte cette couche d'écume dès la conception, car elle contribue à réduire le volume utile du bassin. Le volume de cette couche d'écume peut être significatif et ne doit pas être négligé. Des hauteurs d'écume importantes ont été observées à la surface de bassins de décantation et d'épaississement existants.

Digestion anaérobie La digestion anaérobie dans les bassins de décantation et d'épaississement apparaît principalement au sein de la couche de boues épaissies. L'importance de la digestion dépend du niveau de stabilisation initiale des boues de vidange, de la température et du temps de séjour dans l'ouvrage.

Ce processus permet la dégradation d'une partie de la matière organique et génère des gaz. L'expérience pratique a montré que les boues de vidange fraîches (non-stabilisées, issues par exemple des toilettes publiques fréquemment vidangées) ne décantaient pas bien. Cela s'explique par le fait que ces boues non-stabilisées contiennent plus d'eau liée et que leur digestion génère une quantité plus importante de bulles de gaz.

Les boues de vidange stabilisées (par exemple issues de fosses septiques) et les mélanges entre boues stabilisées et boues fraîches seront donc mieux adaptés à un traitement dans les bassins de décantation et d'épaississement.

Zones liquides et solides

Ces principaux mécanismes en interaction entraînent une séparation des boues de vidange en quatre couches :

- Une couche de boues épaissies au fond de l'ouvrage : la concentration dans cette couche est plus élevée en bas qu'en haut ;
- Une couche de séparation entre les boues épaissies et le surnageant, car la transition entre ces deux zones n'est pas immédiate : cette zone est le siège principal d'une décantation de type entravé. Les particules de cette zone sont plus facilement sujettes à être entraînées par le surnageant que les particules de la couche de boues épaissies ;
- Une couche de surnageant située entre la zone de séparation et la couche d'écume : elle est constituée de la fraction liquide et des particules qui n'ont ni décanté ni flotté ;
- Une couche d'écume située à la surface du bassin : elle est constituée de la matière organique et non-organique flottante, des huiles et des graisses contenues dans les boues de vidange ainsi que des autres particules entraînées par les remontées de gaz.

11.2 Filtration. Théorie et paramètres techniques.

11.2.1 Filtres à disques, à tambour. Autres types de filtres.

Ils sont basés sur le même principe que les filtres à tambour. Des disques recouverts de media filtrant plongent dans une auge où est alimentée la suspension à filtrer.

Les disques sont animés d'un mouvement de rotation dans le plan vertical, et sont reliés par leur axe de rotation à un collecteur de filtrat, puis à la pompe à vide. Des racloirs assurent l'évacuation du gâteau en continu vers une bande transporteuse ou une vis sans fin.

Principes de fonctionnement

La boue de traitement est introduite dans la cuve sur toute la longueur de la cuve pour une distribution uniforme, tandis que la boîte de débordement s'étend sur toute la longueur de la cuve. La boue est suspendue par un mélangeur à grande vitesse généralement conçu avec des palettes robustes.

L'homogénéisation des solides garantit des gâteaux toujours épais sur tous les disques parallèles, ce qui se traduit directement par une production élevée et une faible humidité des gâteaux.

Tous les disques sont fixés à un seul arbre à travers lequel un vide est aspiré. Lorsque les disques sont immergés dans la boue, le gâteau se forme sur les secteurs de disque individuels tandis que le filtrat passe à travers un tissu filtrant couvrant chaque secteur, à travers le secteur, dans les tuyaux de filtrat de barillet central décalés.

La tuyauterie de filtrat de barillet central est soudée à une plaque de tuyau qui s'accouple avec une vanne rotative. De la vanne, le filtrat s'écoule vers un récepteur à vide où l'air et l'eau se séparent de la pompe à vide et de la pompe de filtrat centrifuge auto-amorçante.

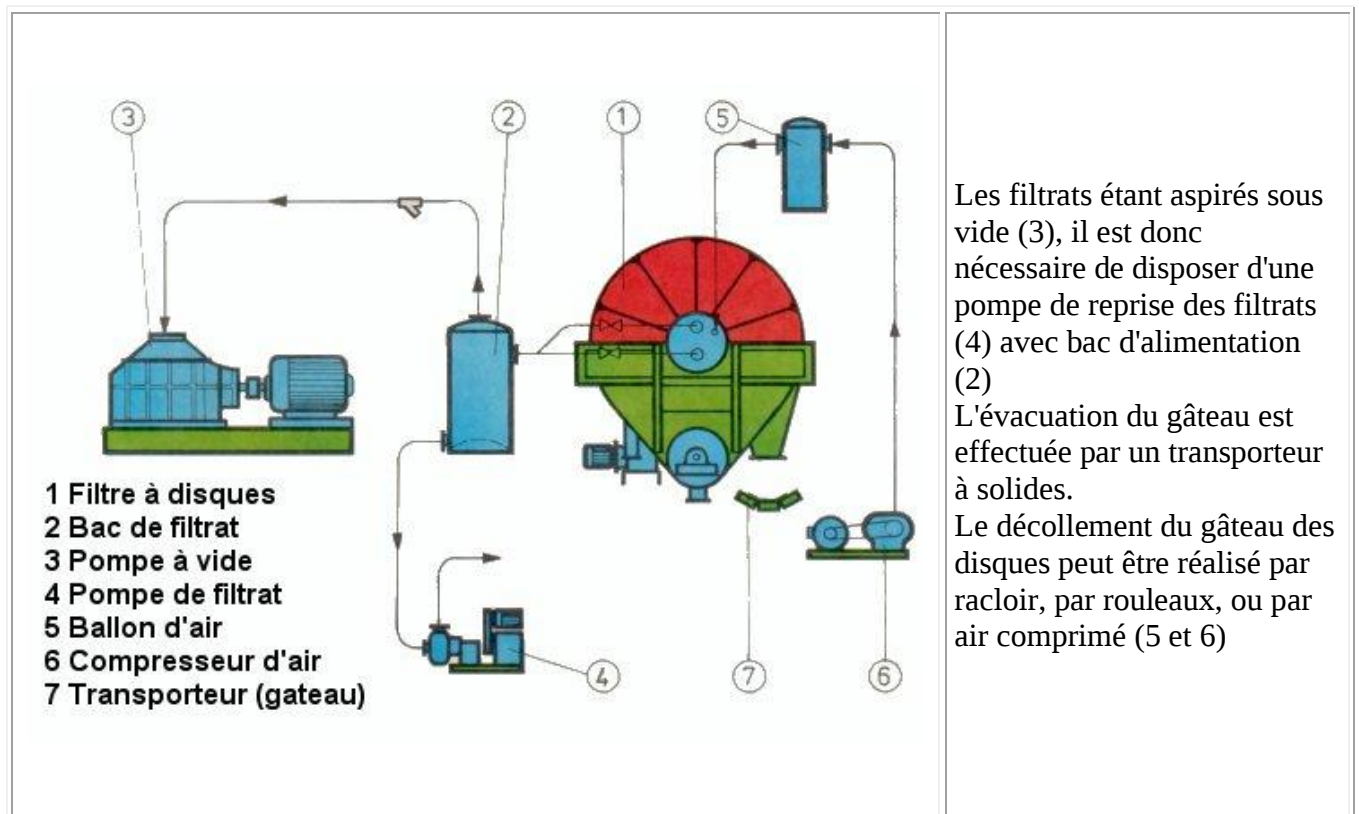
Pendant ce temps, le gâteau de filtre s'assèche lorsque le disque tourne hors du niveau de la cuve jusqu'à ce que l'aspirateur soit libéré et qu'un retour rapide d'air sous pression décharge le gâteau de filtre sur une lame de médecin réglable et vers le bas à travers une large goulotte à gâteau avec des doublures en plastique suspendues.

Les points de contrôle pour obtenir des taux de production plus élevés et des humidités de gâteau plus faibles sont le niveau de la cuve, la vitesse de rotation du disque, le moment du vide de forme par rapport au vide sec, la pression d'air d'accrochage et la position des lames de décharge du médecin.

Des taux hydrauliques élevés sont obtenus avec la fonction de décharge décalée, différentes conceptions de secteur, des tissus filtrants robustes couvrant chaque secteur, ainsi que le positionnement et le chronométrage de la vanne de filtrat rotatif.

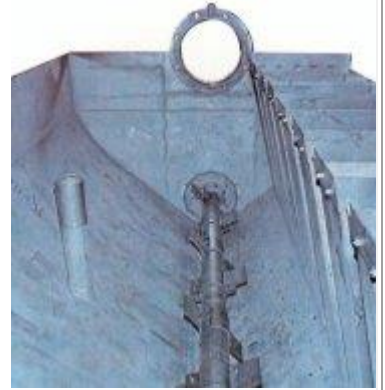
L'ensemble du lecteur de disque direct et le contrôle du niveau de la cuve sont automatisés pour obtenir l'épaisseur optimale du gâteau pour un tonnage maximal à l'humidité de gâteau la plus basse.

Par exemple, les grilles en plastique ou des conceptions métalliques avec une grande variété de tissus filtrants pour maximiser la capture des particules, la libération des gâteaux, réduire l'insu et une bonne résistance mécanique pour une longue durée de vie.





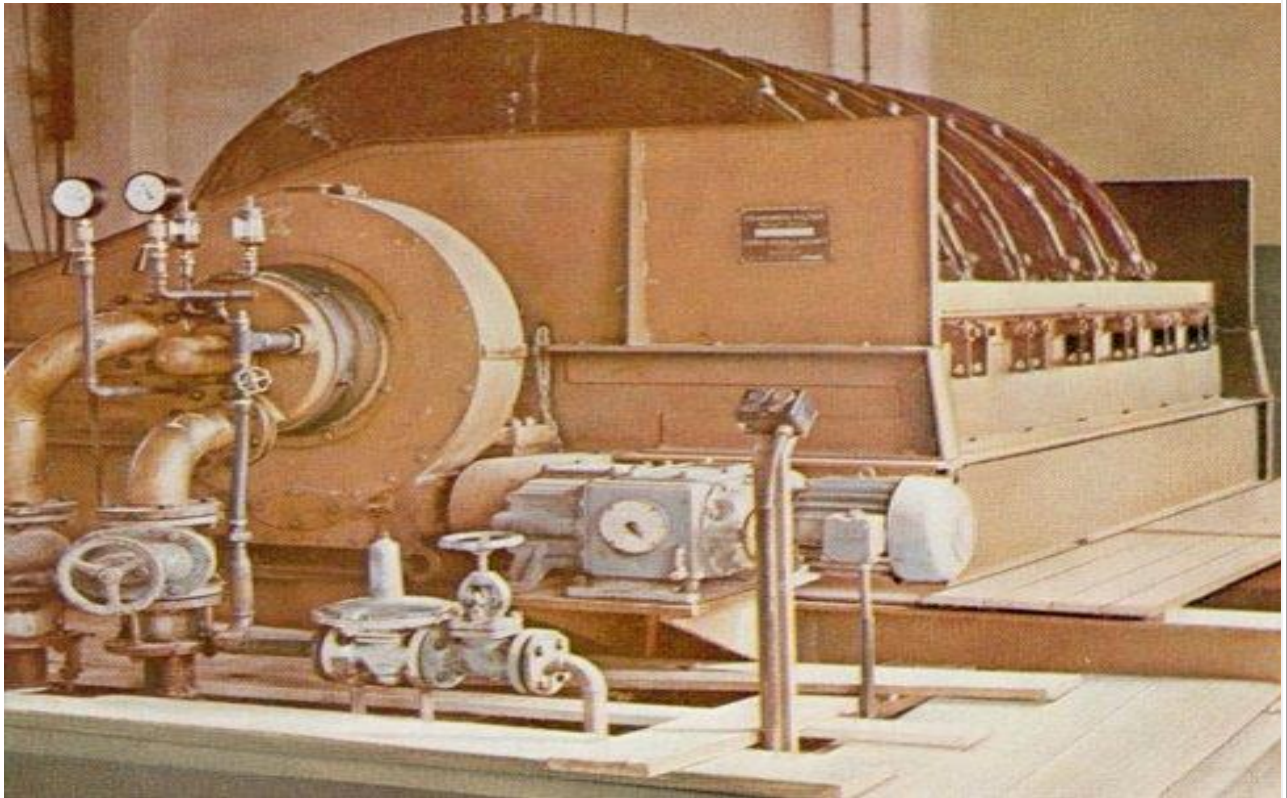
(Doc Larox)



Pour éviter la sédimentation dans la cuve, le filtre peut être équipé d'un agitateur à ailettes ou d'un barbotage d'air.



(Doc Larox)



(Doc Dorr-Oliver)

- Les filtres à disques Dorr-Oliver appartiennent au groupe des filtres à vide travaillant en continu. La filtration s'opère dans le sens normal à celui de la pesanteur, sur des disques parallèles disposés sur un arbre creux horizontal.
- Ce mode de construction permet de disposer d'une grande surface de filtration pour un encombrement réduit. Les disques présentent une immersion de 40°/o et sont constitués de 8 à 10 secteurs.
- Chacun des secteurs est revêtu sur ses deux faces d'un tissu filtrant.
- Le filtrat rejoint la valve automatique par les tuyaux disposés dans l'arbre creux horizontal. La valve comporte deux tubulures d'évacuation et une entrée d'air comprimé pour le décollage du gâteau dans la zone de décharge.
- Le gâteau tombe sur les déflecteurs situés de part et d'autre des disques dans les poches d'évacuation. L'entraînement du filtre se fait par moto-variateur.

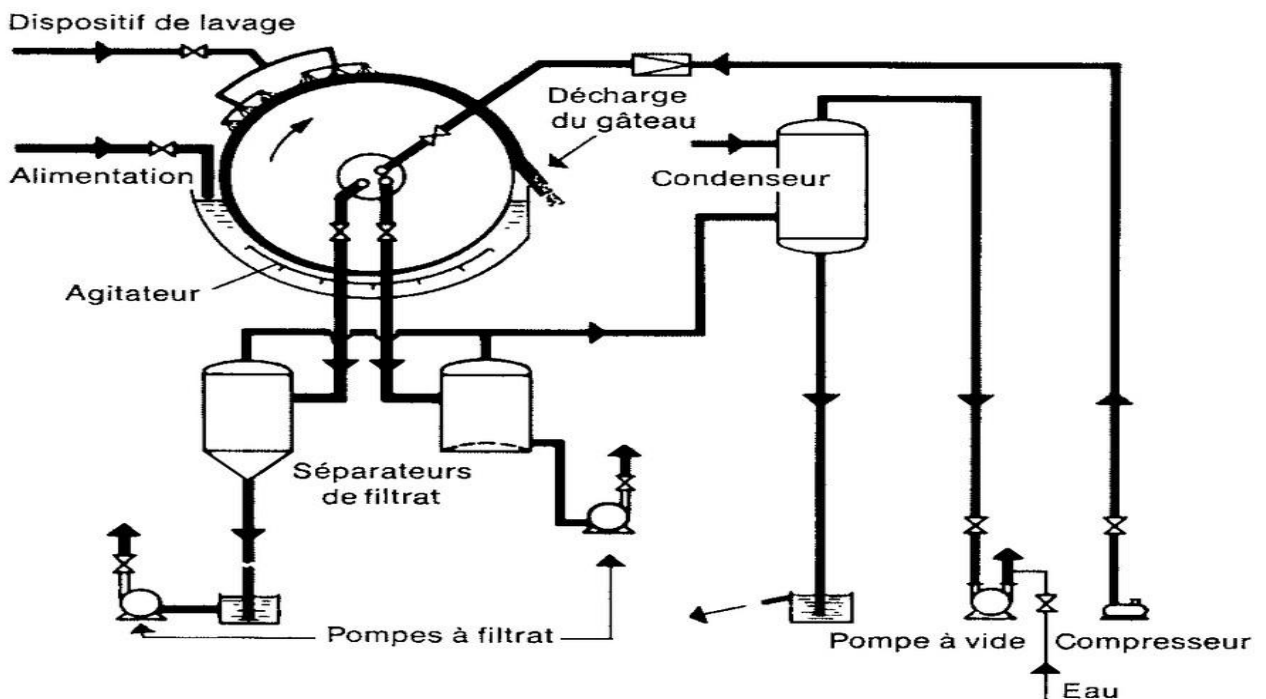
Principes de base du filtre à tambour à vide rotatif

Les filtres rotatifs à tambour sous vide traitent les boues et les gâteaux de décharge dans un processus continu. Les FVR peuvent être utilisés dans le traitement des eaux usées, l'assèchement des boues, la fabrication de produits chimiques, l'industrie pharmaceutique, les cosmétiques, l'extraction et le raffinage des minéraux et l'industrie de la transformation des aliments. Les RVDF sont idéaux pour une boue avec une épaisseur de gâteau, une teneur en humidité et une adhésivité variable.

La boue se trouve dans un réservoir avec un tambour partiellement submergé. Lorsque le tambour tourne en boue, un vide tire la liqueur à travers le média filtrant industriel, piégeant les particules

solides à sa surface, formant un gâteau. Au fur et à mesure que le tambour continue de voyager à travers la boue, le gâteau s'épaissit.

Le Micronics Engineered Filtration Group est un expert de confiance dans les solutions de filtration sous vide. En savoir plus ci-dessous sur RVDF Basics.



11.3 Séchage. Théorie et paramètres techniques.

Le séchage consiste en l'élimination de l'eau liée, c'est-à-dire celle qui ne peut pas être éliminée par un procédé mécanique. Le séchage s'effectue donc par évaporation, nécessitant la création d'un gradient de température entre la surface extérieure des grains ou flocons constituant la boue et le cœur de ceux-ci.

Beaucoup de minéraux et d'autres matériaux avant broyage sont sensibles à l'humidité et nécessitent un séchage des matériaux avant l'utilisation. L'humidité qui agit comme facteur ralentisseur ou parfois destructeur du produit final, peut causer des ralentissements à l'écoulement des minéraux, risque de provoquer la création de boue pendant le broyage ou peut résulter d'un produit non conforme aux attentes techniques.

Il existe un grand nombre de méthodes de séchage différentes. Les plus courantes sont le séchage au soleil, le séchage à l'air chaud, le séchage par contact, le séchage à l'infrarouge, la lyophilisation, le séchage sur lit fluidisé et le séchage diélectrique.



12.0 Laverie et usine de traitement.

Conception d'une laverie

La conception d'une laverie n'est possible qu'après une caractérisation précise de son alimentation et la définition des caractéristiques du concentré visé compte tenu de l'éternel compromis des méthodes de concentration en général :

Atteindre une concentration suffisante sans trop affecter le rendement poids.

Une laverie est rarement conçue pour concentrer un minerai en un seul passage.

La laverie comprend généralement deux circuits en série : le lavage et le relevage qui selon le cas retraits :

- les stériles du lavage si ce dernier privilégie la qualité sur le rendement
- le concentré du lavage si ce dernier privilégie le rendement poids sur la qualité.

L'efficacité de chaque niveau de lavage est vérifiée par les courbes de partage.

E et d_p sont souvent des données contractuelles sur lesquelles s'engagent les concepteurs d'atelier.

L'efficacité de l'atelier va ensuite dépendre de la maîtrise de la densité du médium aux différents stades de la séparation :

- la densité du médium varie en fonction de géométrie même du circuit : hauteur du circuit, pression des pompes, disposition et forme des cyclones, ... ces paramètres de marche devront être contrôlables.
- la densité du médium est influencé par la présence de fines particules dans l'alimentation ou produites à cause d'une grande friabilité du minerai. La première étape en entrée d'atelier comprend souvent une séparation granulométrique pour éliminer les fines ou plus simplement dans le but de resserrer la tranche à traiter.

Les fines ou les grosses particules ainsi enlevées peuvent être traitées par d'autres méthodes de concentration.

- la densité du médium est régulée par des ajouts d'eau dans le circuit, ces apports doivent être maîtrisés par la présence de densimètres.

La productivité de la laverie se traduit en termes de rendement de récupération de la substance recherchée, de rendement poids mais aussi de coûts opératoires. La consommation des réactifs en est la principale composante. La récupération du medium et son recyclage font partie intégrante de l'atelier.

Ainsi les principaux réactifs utilisés sont le Ferrosilicium et la Magnétite à cause de leur susceptibilité magnétique qui permet une récupération facile et efficace par séparation magnétique.

Tous les points impliquent qu'à chaque étape de lavage (séparation dans le milieu dense), les produits obtenus doivent être rincés pour éliminer le medium qui passe alors dans un circuit de récupération et égouttés afin de ne pas introduire d'eau de façon non maîtrisée dans le reste du circuit.

Ce rinçage est réalisé par arrosage du produit sur des panneaux égoutteurs qui ne sont que des toiles tendues sur un plan incliné.