



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي  
جامعة العلوم والتكنولوجيا «محمد بوضياف» وهران



République Algérienne Démocratique et Populaire  
Ministère de l'Enseignement Supérieur Et de la Recherche Scientifique  
Université des Sciences et de la Technologie Mohamed BOUDIAF - Oran

Faculté de Génie Mécanique  
Département de Mines et Métallurgie

# PREPARATION MECANIQUE DES MINERAIS

Cours

Réalisé par

**Dr. BOUZID Kouider**

Cours destiner aux étudiants LMD Master 1 – Génie Minier

Mars 2022

## **Résumé**

La minéralurgie est une discipline dont la finalité est d'assurer le passage d'un minerai à l'état "brut" à une substance dite "marchande", autrement dit son enrichissement. En observant toutes les règles de respect de l'environnement et des protocoles de mise en œuvre d'un projet minier donné, la minéralurgie opère en amont de la métallurgie et s'appuie sur des techniques aussi diverses que variées, telles que le traitement thermique, physique, chimiques,...etc. Alors que les procédés sont relativement complexes, il convient, néanmoins, de les résumer en deux grandes étapes successives : celles de la préparation mécanique et du traitement subséquent. Lors du premier procédé, celui de la fragmentation, les minerais subissent généralement un ou plusieurs épisodes de concassage, de broyage, avec des criblages intermédiaires ayant pour objectif, selon les cas, la séparation de la substance d'intérêt économique (minerai au sens strict) ou du recyclage, en amont, des particules plus grossières. Lors du second procédé, celui de la séparation proprement dite, les phases minérales d'intérêt sont séparées de leur gangue stérile via des méthodes purement physiques (magnétiques, gravimétriques, optiques, électrostatiques,...etc.), physico-chimiques (flottation, lixiviation,...etc.), biochimiques (action de bactéries), ou chimique (grillage, solubilité), le concentré obtenu faisant souvent l'objet d'un conditionnement final avant d'être relayé par la métallurgie.

Afin de répondre aux exigences théoriques et techniques qui incombent à cette discipline, l'objectif ultime de ce cours vise donc à bâtir les connaissances nécessaires autour (1) des procédés de concassage, de broyage et de criblage ; (2) des notions de base sur la structure, les principes de fonctionnement des équipements et leur classification ; (3) des modèles de construction et de mise en place des schémas de séparation et de traitement ; ainsi que (4) des méthodes de calculs statistiques, prévisionnels et autres.

### **Mots-clés :**

Procédés Minéralurgiques, Fragmentation, Concassage , Broyage , Classification.

## Table des matières

Résumé	
Tables des matières.....	01
<b>Chapitre I</b>	
<b>Généralités sur la minéralurgie</b>	
I.1. Généralités et définitions.....	04
I.2. Les propriétés physiques des minéraux.....	05
I.3. Les procédés minéralurgiques.....	06
I.4. Classification des procédés et des machines de traitement des minéraux utiles.....	06
I.4.1. Procédés et machines de fragmentation.....	07
I.4.2. Procédés et machines d'enrichissement (séparation).....	07
I.4.3. Procédés auxiliaires et machines pour leur réalisation.....	07
I.5. Terminologie générale et indices technologiques d'enrichissement.....	07
I.6. Bilan matière.....	09
<b>Chapitre II</b>	
<b>Théorie de la fragmentation</b>	
II.1. Généralités.....	12
II.1.1. Définitions.....	12
II.1.2. Désagrégation de minerai.....	13
II.2. Théorie de fragmentation.....	14
II.2.1 Divers modes de fragmentation.....	14
II.2.2. Critères d'évaluation de la fragmentation.....	15
II.2.2.1. Taux de réduction.....	15
II.2.2.2 Efficacité de la fragmentation.....	16
II.2.3. Facteurs influents de la fragmentation.....	17
II.2.3.1. Dureté.....	17
II.2.3.2. Friabilité.....	17
II.2.3.3. Granulométrie.....	17
II.2.3.4. Taux d'humidité.....	17
II.2.3.5. Température.....	17
II.2.3.6. Adjuvants.....	18
II.2.4. Evaluation de la fragmentation.....	18
II.2.4.1. Lois d'aptitude à la fragmentation.....	18
II.2.4.1.1. Indice de Hardgrove.....	18
II.2.4.1.2. Indice de Bond.....	18
II.2.4.1.3. Indice de Papadakis.....	18
II.2.4.1.4. Indice d'abrasion.....	19
II.2.4.2. Lois de distributions granulométriques.....	19
II.2.4.2.1. La loi de Gaudin Schumann.....	19
II.2.4.2.2. La loi de Rosin Rammler.....	19
II.2.4.3. Lois énergétiques de la fragmentation.....	19
II.2.4.3.1. Loi de Rittinger.....	20
II.2.4.3.2. Loi de Kick.....	20
II.2.4.3.3. Loi de Bond.....	21
II.3. Granulométrie des particules solides.....	22
II.3.1. Généralités et définitions.....	22
II.3.2. Morphologie des grains.....	23
II.3.3. Propriétés dimensionnelle (granulométrie).....	24
II.3.4. Distribution granulométrique.....	24
II.3.4.1. Objectifs de l'analyse de la distribution granulométrique.....	24
II.3.4.2. Analyse de la distribution granulométrique.....	25
II.3.4.2.1. Mesures microscopiques.....	25
II.3.4.2.2. Mesure par diffraction laser (granulométrie laser).....	25
II.3.4.2.3. Principe de mesure par diffraction laser.....	25

II.3.4.2.4. Mesure par détermination de la surface spécifique.....	26
II.3.4.2.5. Analyse granulométrique par tamisage.....	26
II.3.4.3. Analyse de la répartition des grains.....	28
<b>Chapitre III</b>	
<b>Concassage et broyage</b>	
III.1. Choix de l'opération et des appareils.....	30
III.2. Concasseurs.....	31
III.2.1. Concasseurs à mâchoires.....	33
III.2.1.1. Paramètres du régime mécanique des concasseurs à mâchoires.....	35
III.2.1.2. Capacité des concasseurs à mâchoires.....	36
III.2.1.3. Puissance consommée.....	38
III.2.2. Concasseurs giratoires et à cône.....	39
III.2.2.1. Paramètres du régime mécanique des concasseurs giratoires grossiers.....	40
III.2.2.2. Capacité des concasseurs giratoires grossiers.....	40
III.2.2.3. Puissance consommée.....	42
III.2.3. Concasseurs à cylindres.....	42
III.2.4. Concasseurs à marteaux.....	43
III.3. Broyage.....	44
III.3.1. Broyeurs à boulets.....	46
III.3.1.1. Dimension des boulets.....	49
III.3.1.2. Détermination de la masse des corps broyants.....	49
III.3.1.3. Détermination de la capacité des broyeurs à boulets.....	50
III.3.1.4. Détermination de la puissance du moteur.....	50
III.3.1.5. Construction des broyeurs.....	50
III.3.1.6. Avantages des broyeurs à boulets.....	51
III.3.2. Broyeur à barre.....	52
III.3.3. Broyeurs autogènes.....	52
III.3.4. Broyeurs à meules ou à rouleaux.....	53
III.3.4.1. Broyeurs à meules horizontales.....	53
III.3.4.2. Broyeurs à meules verticales.....	54
III.3.4.3. Broyeurs à galets meules.....	54
III.3.4.4. Broyeurs à galets pendulaires.....	55
III.3.4.5. Broyeurs à galets meules.....	55
III.3.6. Broyeurs rotatifs à percussion.....	55
III.3.7. Broyeurs pour fragmentation ultrafine.....	56
III.3.7.1. Broyeurs à rotor et à startor.....	56
III.3.7.2. Broyeurs à corps broyants.....	56
III.3.7.3. Super broyeurs.....	56
III.3.8. Désintégrateurs.....	57
III.4. Circuits fermés de broyeur.....	57
III.5. Calcul de la capacité des broyeurs à tambour.....	58
<b>Chapitre IV</b>	
<b>Criblage et Classification</b>	
IV.1. Généralités et définitions.....	61
IV.1.1. Mouvement des particules.....	62
IV.1.2. Déplacement des particules.....	62
IV.1.3. Stratification.....	62
IV.1.4. Influence des caractéristiques des particules et de la surface tamisante sur les performances du crible.....	63
IV.1.4.1. Forme des grains et taux d'humidité du solide.....	64
IV.1.4.2. Capacité de criblage.....	64
IV.1.4.3. Efficacité du criblage.....	65
IV.1.5. Caractérisation des surfaces de criblage.....	67
IV.1.5.1. Divers types de surfaces.....	67
IV.1.5.2. Les tamis et passoires de contrôle.....	68

IV.1.6. Tamisage industriel.....	69
IV.1.6.1. Les cribles statiques.....	69
IV.1.6.2. Les cribles rotatifs.....	70
IV.1.6.3. Les cribles vibrants.....	71
IV.1.6.4. Les cribles circulaires.....	73
IV.1.6.5. Autres cribles.....	73
IV.2. Classification pneumatique et hydraulique.....	74
IV.2.1. Séparation des particules suivant leur taille.....	75
IV.2.1.1. Étude du mouvement d'un solide dans un fluide immobile.....	76
IV.2.1.1.1. Cas d'une particule de forme sphérique dans une suspension diluée.....	76
IV.2.1.1.2. Cas d'une particule de forme quelconque et des solutions concentrées.....	79
IV.2.1.1.3. Séparation de particules non calibrées d'espèces différentes.....	80
IV.2.1.2. Principe de la séparation hydraulique.....	82
IV.2.1.2.1. Fluide en mouvement ascendant vertical.....	82
IV.2.1.2.2. Fluide en mouvement horizontal.....	83
IV.2.1.3. Classificateurs hydrauliques.....	83
IV.2.1.3.1. Classificateurs gravitationnels.....	83
IV.2.1.3.2. Classificateurs centrifuges.....	86
IV.2.1.4. Classement pneumatique.....	87
IV.2.1.4.1. Classificateurs à courant gazeux horizontal ou vertical.....	87
IV.2.1.4.2. Classificateurs centrifuges.....	88
Références bibliographiques.....	91

## Chapitre I

### Généralités sur la minéralurgie

#### I.1. Généralités et définitions :

La **minéralurgie** (métallurgie primaire) est la science qui s'occupe de la séparation entre les minéraux de gangue et les minéraux utiles d'une part et, entre les minéraux utiles entre eux, s'il y en a plusieurs, en utilisant des procédés physiques ou chimiques.

Le traitement des minerais consiste à séparer les différents minéraux contenus dans un minerai pour collecter sa partie valorisable. Pour ce faire, le minerai subit différents procédés de traitement impliquant des techniques physiques. Il sera ensuite prêt à être traité par voie métallurgique (traitements thermiques et chimiques) afin d'obtenir métaux et alliages.

Les **métaux** se trouvent dans des minéraux sous forme de combinaison chimique bien définie qui à leur tour compose une roche. Ce qu'on peut extraire est une roche particulière, appelée « minerai », car elle est formée de deux groupes de minéraux : Les minéraux utiles (recherchés) et les minéraux de **gangue** ou stériles (substance stérile associée au minerai ou qui entoure une pierre précieuse dans un gisement. Il s'agit donc des minéraux indésirables dont la valeur est négligeable).

Pour ne pas mélanger les notions «minéral» et «minerai» il faut préciser ces notions.

**Minerai** : c'est un ensemble rocheux contenant des minéraux utiles et inutiles disséminés dans ce dernier en proportion appréciable, et qui demandent un traitement pour être utilisés par l'industrie. Par exemple le minerai de fer se compose de minéraux suivants: magnétite, hématite, quartz. Deux premiers sont utiles et le dernier est inutile du point de vue de la sidérurgie.

**Minéral** : solide naturel homogène, habituellement formé par des procédés inorganiques, dont la composition est définie et qui présentent un arrangement atomique ordonné. Un assemblage de minéraux forme une **roche**.

Suivant la structure tous les minerais sont classés en deux groupes du point de vue du traitement: disséminés et non disséminés.

Suivant la teneur en composant utile, on distingue les minerais: riches, médiocres et pauvres. La teneur en composant utile dans un minerai est exprimée en % sauf les cas des éléments rare: radioactifs et nobles ou elle est exprimée en g/m<sup>3</sup> ou par une tonne du minerai.

On distingue 2 groupes de minéraux du point de vue de leur utilisation:

- a) métallique;
- b) non métallique;

Les minéraux métalliques sont des formations naturelles minérales qui contiennent des métaux divers soit à l'état natif (très rarement), soit sous forme de composés chimiques (hématite  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , magnétite  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , galène  $\text{PbS}$ ). L'utilisation directe des minerais est impossible dans la plupart de cas parce que les composants utiles des minerais doivent être extraits à l'aide des méthodes spéciales dans une usine de traitement.

Les minerais métallifères se divisent en 2 groupes: monométallique et polymétallique. Dans le premier cas les minerais ne contiennent qu'un seul métal et dans le second, il y en a plusieurs. Les minerais non métalliques peuvent être utilisés habituellement à l'état naturel. Ce groupe comprend: les matériaux de construction (pierres cassées, sables), les matières premières chimiques (sel, potasse, etc.).

Suivant la composition chimique les minéraux métalliques sont classés en: - natifs (or); - oxydes (hématite  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), - carbonates (sidérite  $\text{FeCO}_3$ ), - sulfates (anglésite  $\text{PbSO}_4$ ); sulfures (galène  $\text{PbS}$ ).

Du fait de la combinaison de plusieurs facteurs (géologie, géochimie, climat), chaque gisement est formé d'un ensemble plus ou moins complexe de minéraux. Ces minéraux ne sont cependant pas tous valorisables ; c'est pourquoi il est nécessaire de les séparer pour ne conserver que la partie intéressante.

Examinons les différents facteurs qui déterminent la possibilité de l'exploitation d'un minerai.

- Richesse en métal utile (la teneur) ;
- Conditions d'exploitation (à ciel ouvert ou souterrain) ;
- Situation géographique du gisement ;
- Nature de la gangue ;
- Facteurs économiques et politiques.

## **I.2. Les propriétés physiques des minéraux :**

Ce sont les éléments caractéristiques des minéraux qui permettent de les singulariser. Les propriétés physiques des minéraux servent à l'application des techniques de séparation.

Tous les minéraux possèdent des propriétés spécifiques telles que: densité, broyabilité, comportement au chauffage, couleur, dureté, susceptibilité magnétique, conductibilité électrique, mouillabilité, radioactivité, coefficient de frottement, coefficient de dilatation thermique volumétrique, etc.

### I.3. Les procédés minéralurgiques :

Plusieurs méthodes peuvent être appliquées : les t méthodes de fragmentation, les méthodes de classification et les méthodes de séparation. Les objectifs spécifiques et principaux sont consignés dans le tableau suivant.

FAMILLES	TECHNIQUES ASSOCIEES	OBJECTIF PRINCIPAL
<b>Technique de fragmentation</b>	-concassage -broyage	Réduire la granulométrie de la roche à un certain niveau de libération.
<b>Technique de classification</b>	-criblage et tamisage (classification uniquement en dimension) -classification pneumatique -classification hydraulique	Obtenir une granulométrie spécifique en vue d'une commercialisation ou pour disposer d'une granulométrie favorable à d'autres modes de traitement.
<b>Technique de séparation</b>	Séparation gravimétrique, densimétrique, magnétique, optique, électrostatique, radiométrique, hydrométallurgique, pyrométallurgique.	Séparer les grains de minéral utiles des grains mixtes et des grains de gangues.

### I.4. Classification des procédés et des machines de traitement des minéraux utiles.

L'industrie de la préparation des minerais qui avant tout est destinée à l'enrichissement des minéraux utiles est un ensemble de procédés du traitement mécanique des minerais, augmentant la teneur en composant utile par la séparation de minéraux utiles et inutiles ou les améliorant.

D'abord, tous les procédés et machines de traitement mécanique des minerais d'après leur destination peuvent être classés en trois groupes;

- procédés et machines de fragmentation,
- procédés et machines d'enrichissement (séparation),
- procédés et machines auxiliaires.



#### **I.4.1. Procédés et machines de fragmentation.**

Le but essentiel de ces procédés consiste à préparer les minerais à l'enrichissement: premièrement, au point de vue de la grosseur, car chaque appareil ou chaque machine d'enrichissement peut traiter des matériaux bien définis d'après la dimension, deuxièmement, au point de vue de la libération des grains des minéraux utiles et inutiles constituant le minerai.

Ce sont des procédés de concassage, de broyage, de criblage, de classification hydraulique et de lavage

Pour les minerais disséminés, le rôle principal des procédés de préparation appartient à la libération des grains, car sans elle la séparation (l'enrichissement) serait impossible.

#### **I.4.2. Procédés et machines d'enrichissement (séparation).**

Dans les procédés d'enrichissement (séparation) on se base sur la différence entre les propriétés spécifiques des minéraux à séparer, c'est pourquoi la dénomination de ces procédés et des machines dépend des propriétés utilisées. Les procédés et machines jouent un rôle principal dans l'augmentation de la teneur en composant utile.

#### **I.4.3. Procédés auxiliaires et machines pour leur réalisation.**

L'ensemble des procédés auxiliaires comprend tous les procédés non essentiels pour la séparation, mais indispensables pour la réalisation de la technologie de séparation. Ce sont des procédés d'égouttage, de filtration, de dépoussiérage, deséchage, d'agglomération, de contrôle et d'échantillonnage des procédés industriels et le transport technologique. Chacun de ces procédés est exécuté par la machine correspondante.

### **I.5. Terminologie générale et indices technologiques d'enrichissement.**

Les procédés d'enrichissement des minéraux utiles sont les procédés de séparation d'après laquelle on obtient quelques produits définis par la teneur en composant utile. Si cette teneur augmente dans l'un des produits, dans l'autre elle baisse.

D'habitude on obtient deux et plus rarement trois produits. Le **matériau de départ** est appelé **brut (tout-venant)**. Les produits que l'on obtient après la séparation sont appelés **concentré** riche en composant utile et **rejets** pauvres en ce composant.

Si l'on sépare le tout-venant en trois produits, le troisième s'appelle **intermédiaire** présenté par des agrégats du minéral utile et du stérile.

Chaque produit de séparation peut être caractérisé par les indices qualitatifs et quantitatifs.

**L'indice qualitatif** c'est la teneur en composant utile. Celle-ci est le rapport de la masse de composant utile du produit à toute la masse du produit exprimé en fraction de l'unité ou plus souvent en pour-cent.

**Les indices quantitatifs** sont les rendements des produits obtenus après la séparation et les taux d'extraction du composant utile dans ces produits.

Ainsi, le **rendement d'un produit** de séparation est le rapport de la masse de ce produit à la masse de tout-venant exprimé en fraction de l'unité ou en pourcent.

Le **taux d'extraction** du composant utile dans un produit de séparation est le rapport de la masse du composant utile dans ce produit à la masse du composant utile dans le tout-venant exprimé en - fraction de l'unité ou en pour-cent.

Les **teneurs en composant utile** sont indiquées par  $\beta$ , mais pour un schéma simplifié de séparation on indique par :

- $\alpha$ -teneur en composant utile «métal» dans le tout-venant ( $\alpha_M$  est la teneur en minéral dans le tout-venant),
- $\beta$ - teneur en composant utiles «métal» dans le concentré ( $\beta_M$  - la teneur en métal dans le minéral)
- $\theta_{ou(r)}$ -teneur en composant utile «métal» dans les rejets.
- $\gamma_c$ - le rendement du concentré,
- $\gamma_r$  - le rendement des rejets,  $\gamma_i$  celui du produit intermédiaire,
- $\mathcal{E}$  - **taux d'extraction** du composant utile dans un produit avec l'indice correspondant.

- **Le taux de concentration « T » (Rapport de concentration)** est le rapport d'alimentation sur le concentré (en poids); c.-à-d. un rapport de l'entrée sur la sortie.

$$T = \frac{A}{C} \text{(En poids).}$$

- **Degré de concentration « K » (Le rapport d'enrichissement):** est le rapport de la teneur du concentré sur la teneur de l'alimentation:

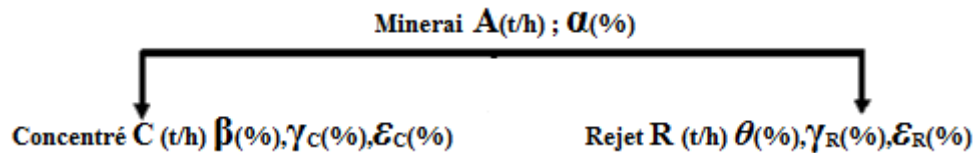
$$K = \frac{\beta}{\alpha}$$

Pour évaluer la quantité de deux produits (concentré et rejet), il est nécessaire de calculer les indices technologiques d'enrichissement de ces derniers.

## I.6. Bilan matière :

Afin de pouvoir évaluer la performance d'une usine pour un meilleur contrôle, il est nécessaire de connaître les débits et les teneurs de différents flux de l'usine.

Il est possible de calculer la valeur de certaines variables d'opération (débit, masse, volume...) à partir de la connaissance d'autres variables. Ceci est possible par l'établissement de bilan matière qui résulte de l'application de la loi de conservation de matière dans un système.



- Bilan minerai  $\rightarrow A = C + R \dots \dots \dots (1)$
- Bilan métal  $\rightarrow A(\alpha) = C(\beta) + R(r) \dots \dots \dots (2)$

• **Le rendement ( $\gamma$ )** : Le rendement du poids en fonction des teneurs :

De (1) et (2)  $\Rightarrow C = A - R$

$$A(\alpha) = (A-R)(\beta) + R(r) = A\beta - R\beta + Rr \Rightarrow A(\beta - \alpha) = R(\beta - r)$$

- **Le rendement rejet**

$$\frac{R}{A} = \gamma_R = \frac{\beta - \alpha}{\beta - r}$$

$$R = A - C$$

$$A(\alpha) = C(\beta) + (A-C)r = C(\beta) + Ar - Cr$$

$$A(\alpha - r) = C(\beta - r)$$

- **Le rendement concentré**

$$\frac{C}{A} = \gamma_C = \frac{\alpha - r}{\beta - r} \Rightarrow \gamma_A = \gamma_C + \gamma_R = 100\%$$

• **Taux d'extraction ( $\epsilon$ )** : Le rendement métal en fonction des teneurs :

$$\epsilon_C = \frac{C(\beta)}{A(\alpha)} \cdot 100 = \frac{\alpha - r}{\beta - r} \left( \frac{\beta}{\alpha} \right) \Rightarrow \epsilon_C = \gamma_C \frac{\beta}{\alpha} \cdot 100$$

$$\epsilon_R = \frac{R(r)}{A(\alpha)} \cdot 100 = \frac{\alpha - \beta}{r - \beta} \left( \frac{r}{\alpha} \right) \Rightarrow \epsilon_R = \gamma_R \frac{r}{\alpha} \cdot 100$$

$$\epsilon_A = \epsilon_C + \epsilon_R = 100\%$$

Avec le rendement du concentré on peut aussi calculer la consommation en minerai pour l'obtention d'une tonne de concentré:  $R = \frac{1}{\gamma_C}$  ou  $R = \frac{100}{\gamma_C}$  t

- **L'efficacité (E) :**

Pour déterminer l'efficacité d'enrichissement on utilise habituellement la différence entre les taux d'extraction dans le concentré des minéraux utile et inutile(gangue),

$$E = \epsilon_{cutile} - \epsilon_{cinutile},$$

Après la transformation (par l'intermédiaire de l'équation de bilan matière) donne la formule finale:

$$E = \frac{\epsilon_C - \gamma_C}{1 - \alpha_M} \text{ Ou } E = \frac{\epsilon_C - \gamma_C}{100 - \alpha_M}, \text{ Si les indices sont exprimés en \% .}$$

Ici  $\alpha_M$  est la teneur en minéral dans le tout-venant.

D'habitude, on utilise les teneurs en métal dans les produits de séparation. Pour avoir la teneur en minéral, il faut diviser la teneur donnée par la teneur en métal dans le minéral lui-même. Ainsi, pour calculer la teneur en minéral dans le tout-venant  $\alpha_M$  en sachant la teneur en métal dans ce produit, il faut diviser  $\alpha$  par  $\beta_M$ , c'est-à-dire:

$$\alpha_M = \frac{\alpha}{\beta_M} \text{ ou } \alpha_M = 100 \cdot \frac{\alpha}{\beta_M} \text{ en \%}$$

Où  $\beta_M$  - la teneur en métal dans le minéral.

**Exemple :** Déterminer les indices technologiques, en cas d'enrichissement de minerai de fer (quartzite ferrugineux magnétique) si l'on sait la teneur en fer dans le tout-venant égale à 35%, celle dans le concentré 65% et dans les rejets 10%.

**Solution :**

- Le rendement concentré

$$\gamma_C = \frac{\alpha - r}{\beta - r} = \frac{100(35 - 10)}{(65 - 10)} = 45,5\%$$

- Le rendement rejet

$$\gamma_r = \frac{\beta - \alpha}{\beta - r} = \frac{100(65 - 35)}{(65 - 10)} = 54,5\%$$

- Taux d'extraction ( $\epsilon$ )  $\epsilon_C = \gamma_C \frac{\beta}{\alpha} \cdot 100 = \frac{45,5 \times 65}{35} = 84,5\%$

$$\epsilon_R = \gamma_r \frac{r}{\alpha} \cdot 100 = \frac{54,5 \times 10}{35} = 15,5\%$$

- Rapport de concentration:  $R = \frac{100}{\gamma_C} = \frac{100}{45,5} = 2,2$

- Degré de concentration  $K = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{65}{35} = 1,9$

- L'efficacité (E)  $E = \frac{\epsilon_C - \gamma_C}{100 - \alpha_M}$

-Teneur en fer dans la magnétite :

$$\beta_M = \frac{3MFe}{3MFe + 4MO} \cdot 100 = \frac{3 \times 56}{(3 \times 56) + (4 \times 16)} \times 100 = 72\%$$

-Teneur en magnétite dans le tout-venant :

$$\alpha_M = 100 \cdot \frac{\alpha}{\beta_M} = 100 \cdot \frac{35}{72} = 48,61\%$$

$$E = \frac{\epsilon_C - \gamma_C}{100 - \alpha_M} \cdot 100 = \frac{84,5 - 45,5}{100 - 48,3} \cdot 100 = 75,4\%$$

## Chapitre II

### Théorie de la fragmentation

#### II.1. Généralités

La fragmentation (comminution) est l'opération de partage d'un corps en fragments plus ou moins volumineux et plus ou moins durs. Son efficacité est toujours évaluée par une mesure de l'accroissement de la finesse (particules plus petites qu'une certaine dimension).

La fragmentation cherche toujours à satisfaire des exigences relatives à des utilisations ultérieures. Elle vise, généralement, au moins un des buts suivants :

- Réduire les dimensions afin de faciliter la manutention, le conditionnement ou l'utilisation ;
- Réduire les dimensions afin de libérer les constituants avant une opération séparative ;
- Augmenter la réactivité vis-à-vis de processus dont la cinétique dépend de la finesse ou du degré de désordre ;
- Homogénéiser (mélanges, dilution solides, dosages) ;
- Conférer des spécifications de forme, de texture, de distribution granulométrique.

D'un point de vue pratique, la quantification des phénomènes de fragmentation est établie à l'aide de lois énergétiques, d'indices caractérisant l'aptitude à la fragmentation, de la distribution granulométrique.

##### II.1.1. Définitions

La fragmentation est effectuée dans des concasseurs et des broyeurs et se définit par plusieurs termes selon la taille des fragments obtenus :

- **l'abattage** concerne l'extraction de fragments au moyen d'explosifs ou d'outils spéciaux. Cette opération est suivie d'un pré-concassage (débitage primaire ou concassage primaire) qui permet d'aboutir à des morceaux de 30 cm maximum ;
- **le concassage** est la fragmentation rudimentaire de corps assez durs qui permet d'obtenir des morceaux de 10 à 20 cm (concassage primaire) et de 4 à 8 cm (concassage secondaire);
- **la granulation** est une forme de concassage poussé qui conduit à des fragments de 0,5 à 2 cm (concassage tertiaire);
- **le broyage grossier** produit des particules généralement comprises entre 0,1 et 5 mm de diamètre;
- **la pulvérisation** ou broyage fin consiste à fragmenter pour obtenir des particules inférieures à 0,1 mm;
- **la micronisation** ou broyage ultrafin produit des particules de l'ordre du micromètre ;
- **la désintégration** est l'opération de partage des matières tendres, agglomérées ou fibreuses.

### **II.1.2. Désagrégation de minerai**

La fragmentation de minerai résulte de l'action d'un champ de contraintes engendrées par des forces de contact (compression, cisaillement, torsion, flexion, attrition et, plus rarement, traction sur la surface du minerai. Ce champ est variable selon la distribution des forces, selon la nature, les formes et la grosseur du matériau. La répartition des contraintes provoque ainsi des fissures dont le nombre et l'importance dépendent du matériau et des forces et conditionnent la forme et la dimension des fragments et, par conséquent, la finesse. Il est admis que la fragmentation se fait en deux étapes :

- l'amorçage, qui dépend de la résistance du matériau à la traction ;
- la propagation pendant laquelle la fissure se propage selon des lignes de faiblesse structurale. Cette étape est favorisée par des promoteurs de rupture.

Un matériau est dit fragile quand il se rompt avant de dépasser sa limite élastique. Il existe en réalité divers modes de fragilisation. La fragilisation :

- mécanique résultant des opérations d'abattage, de débitage ou de concassage;
- thermique qui se fait par chocs thermiques (dilatation thermique suivie d'une trempe), par destruction thermique (libération d'un composé de sa gangue par chauffage) ou par traitement à basse température (broyage cryogénique);
- électrique par formation de plasmas à haute tension (200 kV);
- électromagnétique due aux micro-ondes ou aux hautes fréquences ;
- physico-chimique par action partielle, physique ou chimique, du matériau avec un composé qui améliore sa broyabilité.

Les conditions du broyage peuvent être améliorées en utilisant ces techniques de fragilisation et, notamment, en ajoutant certaines substances sous forme solide, liquide ou vapeur. Ces adjuvants permettent de réduire le temps et d'augmenter la capacité du broyage tout en diminuant l'usure de la machine. Deux modes d'action sont envisagés :

- les agents antimottants (composés chimiques possédant une fonction polaire aminée, sulfonate ou acide carboxylique et des chaînes hydrophobes alkyles ou aryles) empêchent l'agglomération et améliorent l'efficacité des classeurs pneumatiques ;
- le fluide de fragmentation doit permettre d'atteindre la valeur absolue maximale de la charge superficielle des particules à broyer en utilisant des dispersants classiques (polyphosphates, polyacrylates et silicates) et les déprimants utilisés en flottation. Il existe aussi un certain nombre

d'adjuvants dont le mode d'action est mal connu.

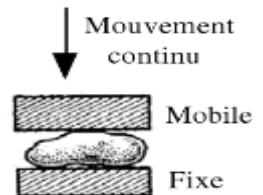
## II.2. Théorie de la fragmentation

La fragmentation d'un produit peut se faire suivant plusieurs méthodes selon les propriétés physiques des minéraux et le type de broyeur utilisé. Ces techniques dépendent de la dureté, de la friabilité et de la texture du matériau à fragmenter. Pour les substances très dures, il est préférable d'opérer par percussion ou compression, alors que pour les substances molles, le cisaillement donne de meilleurs résultats. En pratique, plusieurs de ces procédés peuvent intervenir simultanément dans le même appareil et on obtient des produits de différentes tailles à la sortie du broyeur.

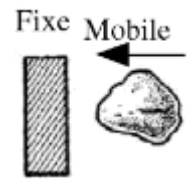
### II.2. 1. Divers modes de fragmentation

Plusieurs opérations mécaniques élémentaires peuvent être utilisées pour fragmenter les solides. La réduction de dimension peut se faire par :

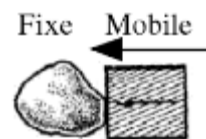
- **écrasement des particules (compression)** entre une plaque fixe et une plaque mobile. Cette compression permet de réduire les solides en gros fragments et est utilisée dans les concasseurs à mâchoires, par exemple



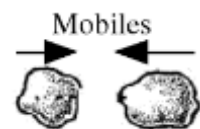
- **percussion par choc (impact)** des grains projetés à grande vitesse (vitesse moyenne voisine de 100 m/s) sur les surfaces fixes (superbroyeur) ;



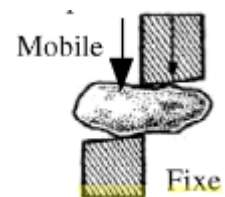
- **percussion** des particules fixes ou en mouvement lent **par des corps broyants** dynamiques (broyeur à boulets) ;



- **percussion entre particules** se déplaçant à grande vitesse (super broyeur)). Les diverses techniques de percussion permettent d'obtenir des grains de tailles différentes. Cette technique est utilisée pour le broyage moyen ou fin et pour la pulvérisation ;

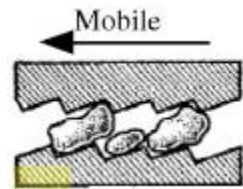


- **cisaillement (découpage ou scission)** lorsque le matériau est placé entre deux parties légèrement décalées sur lesquelles on exerce une force opposée qui va partager le matériau (désintégrateur). Ce mode est souvent associé à l'arrachement et est utilisé pour les matières relativement molles et fibreuses;





• **attrition** (*abrasion ou usure*) résultant du mouvement obtenu par glissement de deux parties rigides entre lesquelles sont placées des particules solides (broyeur à mâchoires). Cette technique est utilisée pour faire des broyages plus ou moins fins de produits tendres ou semi-durs.



Ces diverses opérations peuvent être réalisées en utilisant plusieurs techniques :

- le broyage à sec lorsque le solide à traiter est introduit seul dans l'appareil ;
- le broyage humide qui opère en présence d'eau. Cette technique présente des :
  - avantages puisque cette opération engendre moins de poussières, facilite la manutention des produits et réduit la consommation énergétique,
  - inconvénients puisqu'elle entraîne une usure plus importante du broyeur (non recommandée avec les produits abrasifs) et est inutilisable avec les produits réagissant avec l'eau ;
- le broyage en présence d'adjuvants. Il a été constaté que certains produits (acides alkylarène sulfoniques, graphite, graisses, résines), utilisés en faible quantité, favorisent le broyage en diminuant le temps d'opération. Les raisons de cette fragilisation de la structure solide ne sont pas très bien connues.

## II.2.2. Critères d'évaluation de la fragmentation

La fragmentation augmente la surface totale des particules obtenues par rapport aux particules initiales et augmente ainsi la surface de contact avec les autres produits. Pour les particules sphériques, la finesse du produit s'exprime par sa surface spécifique volumique qui est proportionnelle à l'inverse de sa dimension :

$$S_m = \frac{S}{m} = \frac{6}{\rho_s d}$$

Par conséquent, plus un matériau est divisé, plus sa surface spécifique est grande.

### II.2.2.1. Taux de réduction

Le taux de réduction ( $R$ ) se définit par le rapport des dimensions des particules avant ( $d_1$ ) et après fragmentation ( $d_2$ ), selon la formule :

$$R = \frac{d_1}{d_2}$$

Les particules broyées ont des dimensions et des formes définies qui peuvent être caractérisées par leurs dimensions moyennes. Leur granulométrie et leur forme sont mesurées par des techniques et

peuvent être évaluées à partir de quelques règles élémentaires :

- le pourcentage de particules fines augmente avec le rapport de réduction ;
- les particules sont d'autant plus cubiques que le rapport de réduction du broyage est plus petit ;
- le broyage de morceaux plats donne proportionnellement plus de particules fines que le broyage de morceaux de forme régulière ;
- le broyage dans une machine à grand degré de réduction donne un pourcentage important de gros grains et de fins mais peu d'intermédiaires;
- les gros grains ont généralement une forme allongée, les grains moyens se rapprochent de la forme cubique et les grains fins sont en majorité plats et allongés.

#### II.2.2.2. Efficacité de la fragmentation

L'efficacité d'un broyage ( $\eta_b$ ) peut se définir comme le rapport de l'énergie de surface ( $E_s$ ) créée pendant le broyage par l'énergie absorbée ( $W_b$ ) par les matériaux pendant l'opération selon l'équation suivante :

$$\eta_b = \frac{E_s(s_{m_2} - s_{m_1})}{W_b}$$

Où  $S_{m_2}$  et  $S_{m_1}$  représente la différence entre les surfaces spécifiques du solide après et avant broyage et  $E_s$  l'énergie consommée par unité de surface. Ces efficacités sont très faibles (souvent moins de 1 %) et il faut prendre en considération le rendement mécanique  $\eta_m$  qui prend en compte l'énergie totale absorbée ( $W_t$ ) donnée par la relation.

$$W_t = \frac{W_b}{\eta_m} = \frac{E_s(s_{m_2} - s_{m_1})}{\eta_b \eta_m}$$

Et si  $q_m$  est le débit d'alimentation du broyeur, la puissance requise est donnée par l'équation ci-dessous en faisant intervenir la masse volumique ( $\rho_s$ ) et la sphéricité ( $\phi_s$ ) du solide à partir de

$P = W_t q_m$  :

$$P = \frac{q_m E_s (s_{m_2} - s_{m_1})}{\eta_b \eta_m} = \frac{6 q_m E_s}{\eta_b \eta_m \rho_s} \left( \frac{1}{\phi_{s2} d_2} - \frac{1}{\phi_{s1} d_1} \right) \quad (8.4)$$

### **II.2.3. Facteurs influents de la fragmentation**

L'aptitude d'un minerai à la fragmentation est surtout influencée par la nature et l'état de la matière à broyer mais aussi par d'autres facteurs externes tels que la température, l'humidité ou la présence d'adjuvants.

#### **II.2.3.1. Dureté**

La dureté n'intervient pas réellement dans la fragmentation mais surtout dans l'usure de la machine et sa consommation énergétique. Elle s'exprime par rapport aux composés figurant dans l'échelle de Mohs qui classe les minéraux selon leur dureté croissante classée de 1 à 10, du talc au diamant.

#### **II.2.3.2. Friabilité**

La friabilité se définit comme la facilité avec laquelle un composé est brisé par percussion. La friabilité n'étant pas un critère de dureté, il est possible d'avoir une substance dure et fragile (diamant) et tendre et non friable (matières plastiques). Ce facteur est très important dans le broyage et est déterminé par l'indice de Hardgrove. Il en résulte que le débit d'un broyeur est d'autant plus important que la substance soit friable.

#### **II.2.3.3. Granulométrie**

Le débit d'un appareil est d'autant plus élevé que le produit à fragmenter est petit. Il est donc recommandé d'effectuer un concassage préalable avant de procéder au broyage final pour obtenir un produit fin. De même, le débit d'un appareil est d'autant plus faible que la granulométrie finale est petite.

#### **II.2.3.4. Taux d'humidité**

Le taux d'humidité a une grosse importance sur le débit d'un broyeur. Un taux d'humidité inférieur à 3% ne modifie pas les conditions du broyage alors qu'entre 3 et 5 % il le favorise. Entre 5 et 50 % il devient défavorable par suite de formation d'une pâte qui s'agglomère et adhère aux parois et au-delà de 50 % il le facilite de nouveau par suite du lavage de la substance. Le broyage à sec est surtout réalisé pour la pulvérisation fine. Le broyage humide est préférable, quand c'est possible, car il consomme seulement 75 % de l'énergie nécessaire au broyage à sec.

#### **II.2.3.5. Température**

L'élévation de température fragilise la structure solide et augmente généralement la division des composés en présentant, en plus, l'avantage de les sécher.

#### II.2.3.6. Adjuvants

Il a été constaté que les adjuvants (additifs) jouent souvent un rôle favorable dans la fragmentation. Le broyage à sec est réalisé parfois en présence d'adjuvants (acides alkylarène sulfoniques, charbon colloïdal, graphite, graisses, résines, etc.).

#### II.2.4. Évaluation de la fragmentation

L'établissement d'une théorie mathématique de la fragmentation est difficile, d'autant plus qu'il serait plus rigoureux de tenir compte de certains facteurs propres à la matière à broyer comme la dureté, la structure cristalline, l'humidité, etc.

##### II.2.4.1. Lois d'aptitude à la fragmentation

Industriellement, il est important de pouvoir caractériser l'aptitude au broyage d'un matériau à partir de sa dureté, sa compacité, sa résistance à la compression, ou au choc. Ces déterminations se font à partir d'essais bien définis.

###### II.2.4.1.1. Indice de Hardgrove

L'indice de Hardgrove mesure la friabilité des matériaux et est surtout utilisé pour les matériaux friables (charbon, phosphates, etc.). L'essai est réalisé dans un broyeur vertical à boulets contenant 8 billes de diamètre de 25,4 mm. Une masse de 50 g de produit à analyser et de granulométrie comprise entre 1,19 et 0,59 mm est introduite dans le broyeur. Le produit est broyé pendant 60 révolutions de l'anneau et est tamisé à travers une maille de 74 µm. L'indice de Hardgrove, H, s'exprime en fonction de la masse du passant (m en g) d'après la relation :

$$\mathbf{H = 13 + 6,93 m}$$

###### II.2.4.1.2. Indice de Bond

L'indice de Bond représente l'énergie consommée pour broyer un matériau de dimension initiale à un produit final dont 80 % en masse passe à travers les mailles d'un tamis de 100 µm de côté. Le test est réalisé dans un broyeur à boulets ou un broyeur à barres avec des caractéristiques et des conditions précises et cette énergie est déterminée par plusieurs relations empiriques.

###### II.2.4.1.3. Indice de Papadakis

L'indice de Papadakis évalue l'aptitude d'un matériau à l'agglomération (opposé à la fragmentation). Il est mesuré expérimentalement en laboratoire en traçant l'évolution de la surface spécifique du matériau en fonction de la durée du broyage. Ces essais sont réalisés avec des boulets de diamètres différents et les résultats graphiques permettent de déduire, à partir du coefficient directeur et de l'ordonnée à l'origine divers coefficients.

#### II.2.4.1.4. Indice d'abrasion

L'indice d'abrasion est une mesure de l'usure des pièces en contact avec la matière à fragmenter et est déterminé par l'usure d'un matériau de référence en présence d'un échantillon de solide à fragmenter en opérant avec un appareil de géométrie déterminée et dans des conditions précises.

#### II.2.4.2 Lois de distributions granulométriques

Il est important de posséder un critère de comparaison de la distribution granulométrique du matériau avant et après broyage. Pour la description d'une distribution granulométrique, deux lois simplifiées sont fréquemment utilisées pour la description des opérations de broyage :

##### II.2.4.2.1. La loi de Gaudin Schumann

La loi de répartition de Gaudin (1926) permet d'obtenir le pourcentage massique cumulé du passant par rapport au tamis d'ouverture de maille,  $x$ , d'un tamis en fonction du diamètre du plus gros grain,  $d$  (100 % du passant dans le tamis de diamètre  $d$ ) selon la relation :

$$P(d) = 1 - \left(1 - \frac{d}{d_{moy}}\right)^n$$

$P$  : le passant cumulé à la maille de taille  $d$  ;  
 $d_{max}$ : la taille de la plus grosse particule ;  
 $n$  : un paramètre de dispersion de la distribution.

##### II.2.4.2.2. La loi de Rosin Rammler

$$R(d) = 1 - \exp\left(-\frac{d}{d_{63,2}}\right)^n$$

$R$  : est la fraction cumulée retenue à la maille de taille  $d$  ;  
 $d_{63,2}$  : la taille de la maille laissant passer 63,2% de la masse de produit ;  
 $n$  : un paramètre de dispersion de la distribution.

Pour chacune de ces deux lois, il existe un papier de type "millimétré" spécial permettant une représentation directe de la distribution de taille dans des coordonnées convenablement choisie pour obtenir un lissage linéaire de  $R(d)$  lorsque cette distribution suit la loi correspondante. Les représentations de type "Gaudin Schumann" mettent en évidence la partie fine de la distribution et présentent donc un intérêt pour le suivi des opérations destinées à la production de particules fines. Inversement, les représentations de type Rosin Rammler, mettent l'accent sur les grandes tailles et seront donc utiles à la visualisation des opérations destinées à la suppression des grosses particules.

#### II.2.4.3. Lois énergétiques de la fragmentation

Trois principales théories ont été émises pour décrire la relation qui existe entre l'énergie consommée par le matériau ( $E$ ) et la réduction de dimension ( $d$ ) de ce matériau après broyage. Cependant ces relations ne sont pas rigoureuses dans la mesure où l'on ne sait pas quantifier

précisément cette énergie. En réalité, les trois formules de base, obtenues à des périodes différentes, dérivent toutes de la loi de Charles (1957), établie postérieurement et qui a proposé l'équation différentielle générale suivante :

$$\frac{dE}{dd} = \frac{k}{d^P}$$

Le symbole  $k$  est une constante et  $P = 1$  (loi de Kick),  $P = 2$  (loi de Rittinger) et  $P = 3/2$  (loi de Bond).

#### II.2.4.3.1. Loi de Rittinger

Cette loi a été établie en 1867 et a montré que l'énergie nécessaire au broyage est proportionnelle à la somme des nouvelles surfaces créées pendant l'opération. La surface d'un lot de particules est égale au produit de son volume par la surface spécifique volumique qui est elle-même proportionnelle à  $1/d$ . Si les dimensions des particules avant et après fragmentation sont respectivement  $d_1$  et  $d_2$ , l'énergie nécessaire à la fragmentation est donnée par  $E' = k_R (S_2 - S_1)$ . Si l'énergie spécifique,  $E'$ , représente l'énergie de broyage rapportée au volume  $V$  du matériau, l'équation suivante est obtenue.

$$E' = \frac{E}{V} = k_R \left( \frac{S_2}{V} - \frac{S_1}{V} \right) = k_R \left( \frac{1}{d_2} - \frac{1}{d_1} \right)$$

La constante  $k_R$  de Rittinger dépend du produit et du broyeur. Dans cette expression, Rittinger n'a pas tenu compte de la déformation du matériau avant le broyage. La quantité de surface produite ne peut donc être proportionnelle au travail nécessaire fourni que si elle est proportionnelle au produit de la contrainte appliquée par la longueur de déformation.

#### II.2.4.3.2. Loi de Kick

Kick a déterminé, en 1885, que l'énergie nécessaire au broyage d'un corps est proportionnelle à sa variation de volume (donc au rapport de réduction  $R = d_1/d_2$ ). L'énergie spécifique est donnée par :

$$E' = \frac{E}{V} = k_k \ln \left( \frac{d_1}{d_2} \right) = k_k \ln R$$

Le travail nécessaire pour réduire une masse donnée de matériau est donc le même, pour un rapport de réduction donné, quelle que soit la dimension initiale du matériau. Cependant, le broyage dépend aussi des imperfections du matériau.

#### II.2.4.3.3. Loi de Bond

Les deux formules précédentes sont peu précises et peu représentatives des résultats obtenus industriellement. D'autres méthodes d'estimation ont été proposées. Celle de Bond a été établie en 1952, à partir de données expérimentales, et montre que l'énergie nécessaire est inversement proportionnelle à la racine carrée de la surface produite.

$$E = E_i \left[ \sqrt{\frac{100}{d_2}} - \sqrt{\frac{100}{d_1}} \right] = 10E_i \left[ \sqrt{\frac{1}{d_2}} - \sqrt{\frac{1}{d_1}} \right]$$

Les symboles  $d_1$  et  $d_2$  représentent les dimensions des particules (en  $\mu\text{m}$ ) avant et après broyage correspondant à la dimension  $d_{80}$  de la maille carrée laissant passer 80 % en masse du matériau et  $E_i$  est l'indice énergétique déterminé par des essais de laboratoire. Il représente l'énergie nécessaire à la réduction de l'unité de masse de la matière (de dimension théorique infinie) à celle de 100  $\mu\text{m}$ , en tenant compte que cette dimension correspond à un trou carré au travers duquel passent 80 % des particules. Lorsque l'indice énergétique a été déterminé par voie humide, il doit être multiplié par 1,34 pour obtenir cet indice en voie sèche.

D'autres expressions, qui affinent les lois de Rittinger, Kick et Bond ont été proposées. Mais aucune n'a permis d'aboutir à une modélisation satisfaisante entre l'énergie consommée et la taille des particules. Cependant des essais effectués sur divers matériaux ont montré que la loi de :

- Rittinger est compatible avec les fragmentations fine et ultrafine ;
- Kick peut s'appliquer avec une fragmentation grossière et lorsqu'il y a déformation élastique ;
- Bond couvre les domaines du broyage grossier à fin et est même utilisée pour dimensionner les broyeurs.

En réalité, l'énergie nécessaire à l'exécution d'une opération de broyage est très largement supérieure à celle qui peut être déterminée par les formules précédentes. En effet, il faut prévoir en plus, les énergies de frottement, de déformations élastiques et de déplacement de la matière. Les énergies déterminées par Rittinger et Kick ne représentent que 1 à 3 % de l'énergie réellement consommée. En revanche, la formule de Bond est plus précise lorsque  $E_i$  est déterminé au laboratoire. Quoi qu'il en soit, la consommation énergétique augmente très rapidement lorsqu'il est envisagé d'améliorer la finesse de la poudre obtenue à partir de particules de tailles déterminées.

## II.3. Granulométrie des particules solides

La grosseur des particules est déterminée généralement par leurs diamètres bien que celles-ci soient rarement de forme sphérique. On prend alors le diamètre de la sphère ayant le même volume. Les matériaux fragmentés sont livrés généralement sous la forme de grains de grosseurs inégales et il est souvent nécessaire de connaître leur répartition (analyse granulométrique) avant de les utiliser et de contrôler si le produit est conforme aux spécifications.

### II.3.1. Généralités et définitions

La séparation des particules selon la taille est réalisée par criblage ou tamisage). Cette opération de classement mécanique des particules solides permet de séparer une population de fragments de matière suivant leurs dimensions, au moyen d'appareils appelés cribles ou tamis. Pour cela, on utilise une surface perforée qui laisse passer les fragments de dimensions inférieures aux dimensions des orifices et qui retient les fragments de dimensions supérieures. C'est la méthode de classement mécanique volumétrique des solides la plus simple et la plus efficace qui n'est toutefois pas utilisable lorsque les particules sont trop petites et forment des poussières. Dans ce cas, la classification est effectuée au moyen d'un fluide auxiliaire ou par d'autres méthodes.

Les opérations peuvent porter des noms différents selon la grosseur des particules à séparer. Le terme de **criblage** est surtout utilisé pour des opérations industrielles de classement de gros fragments alors que le synonyme de **tamisage** est plutôt réservé aux triages de particules plus petites et en particulier, à celles qui sont séparées au laboratoire. Ces opérations de classement direct peuvent être réalisées dans un :

- **crible** qui est un appareil industriel permettant de séparer les gros grains (dimensions supérieures à 5-10 cm) des particules moyennes et dont la surface de triage est formée par des grilles, des disques ou des cylindres ;
- **tamis** qui peut être un appareil industriel ou de laboratoire formé par un treillis et capable de séparer des particules de dimensions moyennes et petites (de 0,1 à 10 cm) ;
- **blutoir** tamis rotatif à mailles très fines est utilisé en meunerie ou dans l'industrie du graphite pour séparer des particules comprises entre 0,03 et 0,15 mm de diamètre ;
- **passoire** et tamis de contrôle qui sont des appareils définis par une norme (Afnor NF X 11.501 de 1938 en France ou Tyler aux États-Unis par exemple). Pour la norme Afnor, ces appareils sont constitués, soit de tôles perforées dont le diamètre des trous est échelonné de 0.5 à 100 mm (passoire), soit de toile métallique tissée dont la longueur des côtés du carreau varie de 0,04 à 5 mm (tamis).

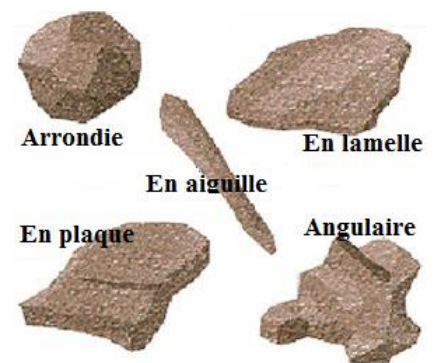


Les termes suivants sont généralement utilisés dans le classement par criblage :

- **le tout-venant** est le minerai qui alimente l'appareil destiné à faire la séparation ;
- **le refus** représente la fraction qui reste sur le tamis (ou crible), c'est-à-dire la fraction qui possède des dimensions supérieures à celles des orifices du tamis ;
- **le passant** (ou tamisat ou passé) est la fraction qui passe au travers du tamis, c'est-à-dire la fraction qui possède des dimensions inférieures aux mailles du tamis ;
- **la dimension moyenne** des particules (ou diamètre moyen) est la moyenne arithmétique des ouvertures des deux tamis qui ont laissé passer et retenu ce lot de particules. La dimension moyenne des particules déduite de l'analyse granulométrique peut être obtenue par diverses relations;
- **le scalpage** ou **ététagé** est l'opération qui consiste à éliminer les très gros blocs lors d'une alimentation en solides ;
- **le calibrage** concerne le classement de gros fragments (supérieurs à 1 m) par passage sur des grilles; le pré criblage est l'élimination des fractions fines avant une opération de fragmentation ;
- **le criblage** est utilisé pour la classification des fragments supérieurs à 50 mm et réalisé avec des cribles rotatifs, à secousses ou vibrants ;
- **le tamisage** est plutôt l'opération de classement des particules comprises entre 0,1 et 5-10 mm avec des blutoirs rotatifs ou des tamis vibrants variés.
- **granularité** est l'ensemble des propriétés morphologiques et dimensionnelles qui caractérisent les particules constituant un échantillon de solides dispersés.

### II.3.2. Morphologie des grains

- En fonction des propriétés physiques des matériaux à fragmenter, le produit de fragmentation peut avoir diverse morphologie.
- La morphologie des particules est un paramètre important à considérer dans le procédé de valorisation de minerai. Elle peut être définie par une série de termes: forme arrondie, angulaire en aiguille ...
- A ces définitions descriptives sont rattachées des définitions mathématiques : les indices d'allongement et d'aplatissement les facteurs de forme... qui font appel à l'analyse d'images.
- la forme des granulats influence souvent l'efficacité du criblage ainsi elle est étroitement liée à la surface spécifique générée après fragmentation donc elle donne une idée sur la quantité des réactifs à ajouter.

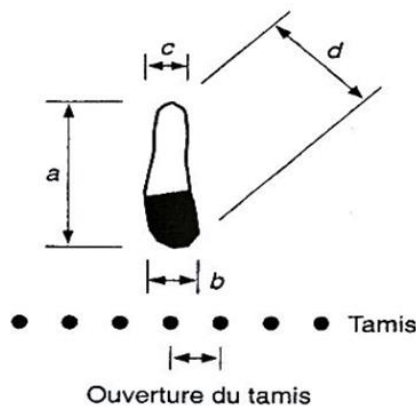


*Différentes morphologies que peut avoir une particule de minerai après fragmentation*

### II.3.3. Propriétés dimensionnelle (granulométrie)

- Une autre caractéristique très importante dans la minéralurgie est la taille des particules qu'on assimile souvent à son diamètre.

Cependant, le diamètre d'une particule est une notion difficile à définir à cause de la forme très variable que l'on peut rencontrer après l'opération de fragmentation



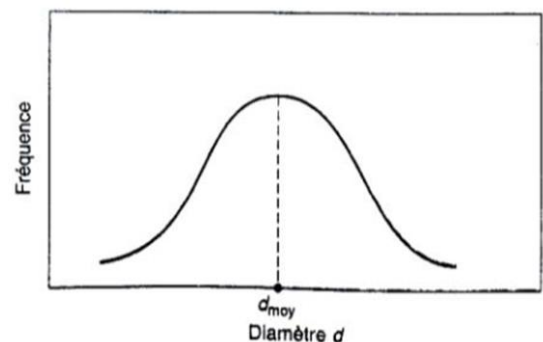
- a: diamètre linéaire maximal
- b: diamètre de tamisage (à comparer avec la dimension de l'ouverture du tamis)
- c: diamètre linéaire minimal
- d: diamètre relatif (correspondant à une position donnée d'analyse)
- Minéral utile  
Masse volumique  $\rho_{s1}$
- Gangue  
Masse volumique  $\rho_{s2}$   
 $\rho_{s1} > \rho_{s2}$

### II.3.4. Distribution granulométrique

Définition

- La taille d'une particule unique n'est pas nécessairement représentative à l'ensemble auquel elle appartient.
- En effet, lorsqu'un appareil de comminution produit un ensemble donné de particules, leur dimension suit une loi statistique de distribution appelée distribution granulométrique.

Donc si on met en graphique la fréquence (la quantité des particules en pourcentage du total) en fonction du diamètre, on observe la relation montrée ci-contre qui est une courbe théorique de distribution granulométrique



**NB:** La plus grande fréquence se trouve autour de la valeur moyenne, il y a peu de valeurs très basses ou très élevées

#### II.3.4.1 Objectifs de l'analyse de la distribution granulométrique

Dans le domaine de la valorisation de minerai, l'analyse de la distribution granulométrique a pour objectifs:

1. Contrôle l'efficacité d'une opération de fragmentation, c'est-à-dire évaluer le travail des appareils de comminution (broyeurs et concasseurs);
2. Contrôle la répartition granulométrique des produits pour vérifier si on satisfait: la libération des différents entités minéralogiques et ou les conditions souhaitées lors de l'alimentation des appareils de concentration.

#### II.3.4.2 Analyse de la distribution granulométrique

Les courbes portant sur les distributions granulométriques s'obtiennent par la mise en graphique de données de résultats fournis par une technique d'analyse granulométrique.

Il existe aujourd'hui un large éventail de techniques pour effectuer une analyse granulométrique.

Techniques	Milieu	Fractionnement ?	Domaine d'application $\mu\text{m}$
Diffraction laser	sec et humide	Non	0,05 – 2 000
Microscopie optique	sec	Non	1000 – 10 000
Microscopie électronique	sec	Non	0.005 – 1 000
Elutriation	humide	Oui	4 – 45
Mesure de surface spécifique	sec	Non	5 – 100 000
Tamissage	sec et humide	Oui	5 – 125 000

Différentes techniques d'analyse de la distribution granulométrique

##### II.3.4.2.1 Mesures microscopiques

La microscopie permet la mesure individuelle des dimensions et du nombre de grains d'un échantillon.

En fonction du grossissement du microscope utilisé (microscope optique, microscope électronique à balayage) la limite inférieure de l'analyse peut descendre jusqu'au 0,005  $\mu\text{m}$ .

##### II.3.4.2.2 Mesure par diffraction laser (granulométrie laser)

La granulométrie laser est une technique d'analyse granulométrique qui utilise la diffraction laser pour mesurer la taille des particules.

Elle est effectuée par l'intermédiaire d'un granulomètre laser qui analyse les matériaux pulvérulents de tailles comprises entre 0,05 et 2000  $\mu\text{m}$ .

##### II.3.4.2.3 Principe de mesure par diffraction laser

Cette technique consiste à mesurer l'intensité de la lumière diffusée lors du passage d'un faisceau laser à travers un échantillon de particules dispersées.

L'image qui résulte de la diffraction du faisceau lumineux par un groupe de particules est un ensemble d'anneaux concentriques dont la distance entre eux est en corrélation avec la taille des particules

Cette donnée est ensuite analysée et interprétée par ordinateur pour calculer la taille des particules qui ont créé l'image de diffraction.

#### II.3.4.2.4 Mesure par détermination de la surface spécifique

- La mesure de la surface spécifique permet d'apprécier indirectement le degré de finesse d'un produit.
- Plusieurs méthodes sont utilisées pour la mesure de la surface spécifique d'un échantillon de solide dispersé.
- La méthode la plus courante est une méthode physique selon le modèle de Brunauer Emmett et Teller, 1938 (BET) où la surface spécifique est mesurée à partir de la quantité des molécules du gaz d'azote adsorbée sur la surface des particules.

Toutefois, il existe plusieurs lois liant la dimension des grains à la surface spécifique.

D'après Kihlsted (1962), la surface spécifique de la matière fragmentée est donnée par l'équation suivante:

$$S_s = \frac{500}{m\sqrt{d_{50}}}$$

Avec  $S_s$ : Surface spécifique  $\text{cm}^2/\text{g}$

$m$ : masse volumique du matériau;

$d_{50}$ : dimension de maille du tamis correspondant à 50% de passé au travers.

La surface spécifique peut être calculée aussi par l'équation suivante:

$$S_t = 6\lambda \frac{m}{\rho D_p}$$

Avec  $S_t$ : Surface totale;

$\lambda$ : facteur de forme;

$m$ : masse de l'échantillon;

$\rho$ : masse volumique;

$D_p$ : Dimension des particules.

#### II.3.4.2.5 Analyse granulométrique par tamisage

L'analyse granulométrique par tamisage est la méthode la plus importante et la plus utilisée pour l'analyse des tailles des particules. Contrairement aux autres méthodes citées auparavant, elle est valable pour une large gamme de particules allant de à 0,025 mm à à 125 mm. C'est une opération de laboratoire qui s'effectue en voie sèche ou humide et qui se réalise en plaçant une masse connue de matière sur le tamis supérieur du jeu de tamis normalisés entassés dans l'ordre décroissant des

ouvertures. L'ensemble est agité pendant un temps déterminé sur une secoueuse ou une vibreuse avec une fréquence adaptée. Lorsque l'opération est terminée, les fractions recueillies comme refus sur les divers tamis sont pesées et les résultats établis sous la forme d'analyse différentielle ou cumulative.

- L'analyse différentielle (diagramme de répartition) consiste à exprimer, en pourcentage, la masse des fractions retenues au niveau des divers tamis et correspondant aux dimensions moyennes (moyenne arithmétique des ouvertures des tamis). La courbe différentielle qui exprime ce pourcentage différentiel en fonction du diamètre moyen des particules peut être tracée. Ces diagrammes sont réalisables en utilisant, pour les abscisses, soit une échelle normale, soit une échelle logarithmique qui est plus intéressante dans la mesure où les dimensions des ouvertures sont les termes d'une progression géométrique.

- L'analyse cumulative est représentée par le diagramme des pourcentages cumulés passés ou refusés. Cette analyse donne les pourcentages cumulés de matière, c'est-à-dire le rapport des masses des particules soit refusées, soit passées à travers chaque tamis par rapport à la masse totale. Il est possible de tracer deux courbes de partage :

- la courbe cumulée des pourcentages de refus en fonction du diamètre moyen du tamis ;
- la courbe cumulée des pourcentages de passé en fonction du diamètre moyen du tamis.

Tableau : Présentation des résultats d'une analyse granulométrique.

Diamètre ouverture (mm)	Diamètre moyen (mm)	Pourcentage de refus (%)	Pourcentage refus cumulé (%)	Diamètre ouverture (mm)	Diamètre moyen (mm)	Pourcentage de refus (%)	Pourcentage refus cumulé (%)
5,0	>5	0	0	0,8	0,9	10,6	72,4
4,0	4,5	1,6	1,6	0,63	0,71	8,6	81,0
3,15	3,57	2,9	4,5	0,5	0,56	7,0	88,0
2,5	2,82	6,0	10,5	0,4	0,45	5,1	93,1
2,0	2,25	9,1	19,6	0,315	0,36	2,8	95,9
1,6	1,8	12,3	31,9	0,25	0,28	2,0	97,9
1,25	1,42	15,9	47,8	0,2	0,22	1,1	99,0
1,0	1,12	14,0	61,8	<0,2	<0,2	1,0	100,0

La dimension moyenne des particules est la moyenne arithmétique entre les dimensions des orifices qui ont laissé passer les particules et ceux qui les ont retenues.

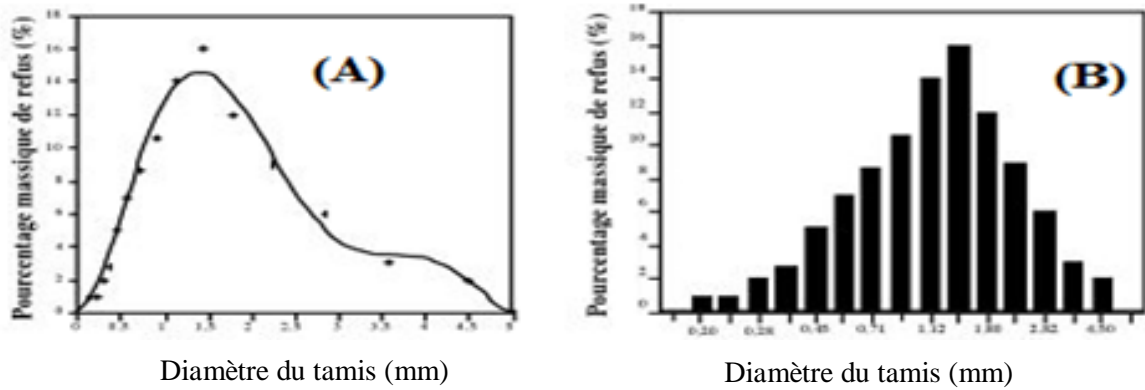


Figure : Représentation graphique d'une analyse granulométrique. (A) Diagramme de répartition en fonction du diamètre moyen ; (B) Histogramme de fréquence.

L'analyse granulométrique par tamisage n'est plus possible lorsque les particules sont très fines (quelques dizaines de microns). On utilise alors d'autres techniques telles que le comptage de particules en suspension dans un liquide électrolyte ou par mesure des vitesses de chute des particules dans un fluide.

II.3.4.3. Analyse de la répartition des grains

La répartition granulométrique d'une poudre peut être obtenue par une méthode adaptée à la grosseur des particules et est effectuée selon des normes bien précises. Les grandeurs géométriques, telles que le diamètre moyen ou la surface spécifique moyenne, sont calculées à partir des résultats de l'analyse granulométrique. A la fin de l'opération, les résultats peuvent être présentés selon divers graphes et plusieurs grandeurs sont souvent utilisées pour caractériser la distribution de taille :

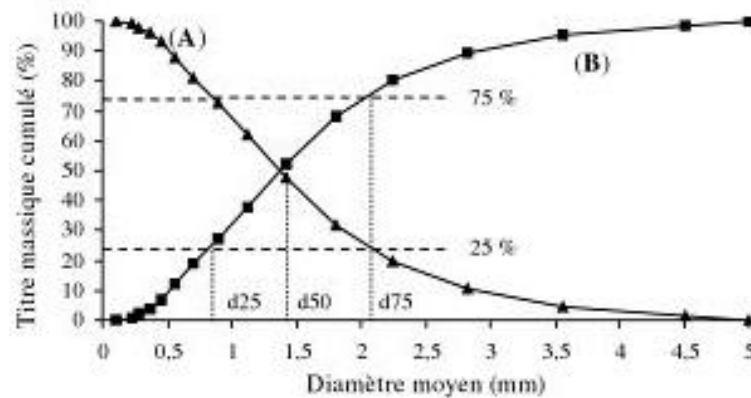


Figure : Courbe de partage. (A) Refus cumulé; (B) Passé cumulé.

- la **courbe de partage** c'est la courbe qui représente le degré de partage en fonction de la dimension des particules. Cette courbe illustre la qualité d'une séparation et plus la pente se rapproche de la verticale, meilleure est la séparation ;
- la dimension de coupure ( **$d_{100}$** ) qui représente la dimension des particules correspondant à la probabilité de 100 % de la courbe de partage (qui laisse passer toutes les particules) ;

- la **maille effective de coupure** ( $d_{50}$ ) qui représente la dimension pour laquelle les grains ont la probabilité de se séparer de façon égale en masse entre le passant et le refus (qui ont donc autant de chances d'aller dans le passant que dans le refus). En réalité, cette dimension n'est pas égale à celle du tamis à cause des imperfections de la toile et du mouvement du tamis ;
- l'**écart probable** qui représente la différence  $d_{75} - d_{50}$  de la courbe de partage, c'est-à-dire la différence de dimensions des tamis qui laissent respectivement passer 75 et 25 % du solide ;
- le **coefficient d'imperfection** qui représente le resserrement granulométrique autour du diamètre médian, c'est-à-dire le demi-rapport de l'écart probable moyen par le diamètre du tamis qui laisse passer 50 % de la matière totale :

$$I = d_{75} - d_{50} / 2 d_{50}$$

Dans cette expression,  $d_{75}$ ,  $d_{25}$  et  $d_{50}$  désignent les diamètres des particules en dessous desquelles se trouvent respectivement 75, 25 et 50 % en masse de la population.

Donc si  $d_{75} = d_{25}$ ,  $I = 0$  et la classification est parfaite. L'imperfection renseigne tout simplement sur la valeur du coefficient directeur au milieu de la courbe de partage. Plus sa valeur est faible et meilleure est la séparation ;

- le **coefficient de variation** ( $C_v$ ) qui exprime l'écart par rapport à l'uniformité du lot. Cette grandeur, souvent utilisée pour caractériser la répartition granulométrique suite à une cristallisation, pourrait être aussi utilisée même s'il est moins fréquemment rencontré avec le criblage. Elle se définit par la grandeur suivante :

$$C_v = d_{84} - d_{16} / 2 d_{50}$$

Dans cette expression,  $d_{84}$ ,  $d_{16}$  et  $d_{50}$  sont les tailles théoriques des tamis qui laissent passer respectivement 84, 16 et 50 % de la masse totale du produit (plus la taille est uniforme, plus  $C_v$  est petit). Si  $d_{84} = d_{16}$  et  $d_{50}$ ,  $C_v = 0$  et la classification est parfaite. Les coefficients de variation et d'imperfection sont évidemment des grandeurs voisines.

## Chapitre III

### Concassage et broyage

#### III.1. Choix de l'opération et des appareils

Il existe une grande variété d'appareils permettant de faire une réduction de dimension. Chaque appareil recouvre un domaine d'utilisation particulier et il est nécessaire de prendre en compte des critères tels que :

- la grosseur des fragments et le degré de finesse que l'on veut obtenir ;
- l'aptitude à la fragmentation de la substance à traiter ;
- la production horaire escomptée ;
- la pollution du produit ;
- l'usure et la maintenance de l'équipement;
- le coût en investissement, etc.

Néanmoins, ce sont encore les contraintes dimensionnelles des produits entrants et sortants qui permettent de choisir les appareils qui peuvent être classés en quatre grandes catégories conduisant à des solides de plus en plus fins :

- les *concasseurs*, utilisés pour les fragmentations grossières ;
- les *broyeurs*, qui permettent d'avoir une fragmentation relativement fine ;
- les pulvérisateurs (microniseurs ou superbroyeurs), pour obtenir une poudre ultrafine ;
- les désintégrateurs, utilisés pour fragmenter les matières fibreuses.

Pour obtenir un bon broyage, il est nécessaire de multiplier les chocs entre le produit et les parties broyantes de l'appareil. Pour un produit et un appareil donné, la finesse des particules est donc directement proportionnelle à la durée de l'opération. Cependant, lorsque l'on veut réaliser un taux de réduction élevé, il est préférable d'utiliser une succession d'appareils qui produisent des particules de grosseur décroissante adaptée au fonctionnement de la machine (figure3.1).

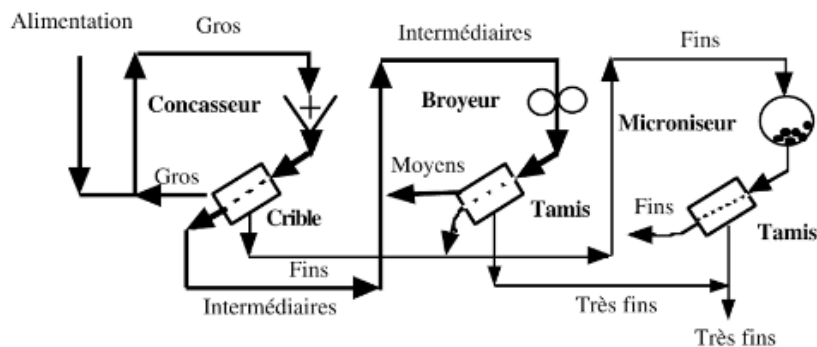


Fig.3.1. Fragmentation des solides en circuit fermé - Obtention d'une poudre fine à partir de gros fragments.



Il est possible de travailler en :

- **discontinu** sur des petites quantités de matière pour avoir la finesse désirée.

En revanche, la capacité de l'appareil est réduite et la consommation énergétique importante ;

- **continu** pour traiter des quantités plus importantes avec un temps de séjour relativement court. En revanche, ces conditions sont incompatibles avec un taux de réduction important;

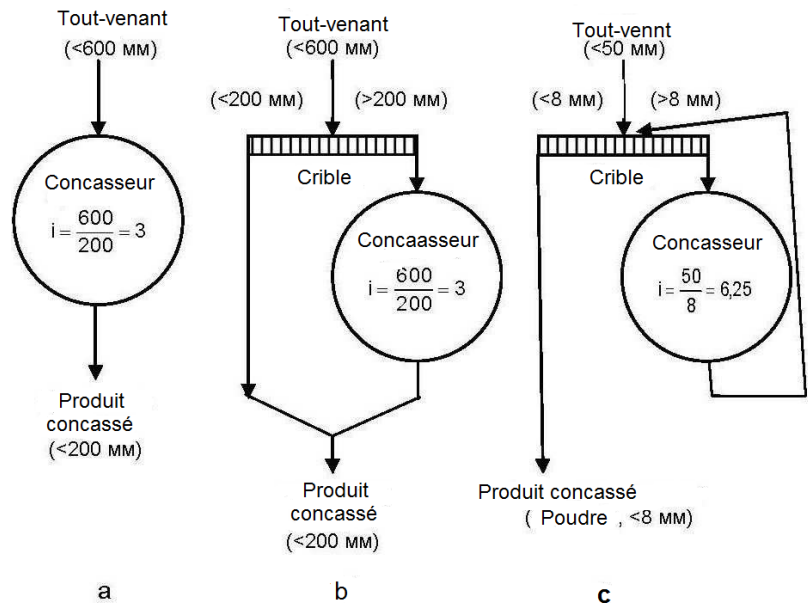
- **circuit ouvert**, lorsque la matière ne passe qu'une fois dans l'appareil. La finesse est alors fonction du débit d'alimentation ;

- **circuit fermé**, lorsque l'ensemble est séparé et que les particules de dimensions supérieures à la maille de coupure sont recyclées dans le broyeur. Un exemple de fragmentation en circuit fermé est donné dans la figure 3.1.

### III.2. Concasseurs

**Le concassage** (ou fragmentation grossière) comprend un certain nombre d'opérations qui permettent d'obtenir, à partir de morceaux relativement gros, des fragments de dimensions inférieures au centimètre

Selon les schémas *a* et *b*, il est prévu de concasser le minerai de 600 à 200 mm avec un degré de broyage de  $600/200 = 3$ . Cependant, le minerai initial contient une certaine quantité de fraction < 200 mm, qui n'a pas besoin d'être concassée et qui occupe une partie de l'espace de travail du concasseur, ce qui réduit sa productivité.



*Fig.3.2. Schémas de concassage*

Cette fraction, suite à un concassage partiel, est subroyée, ce qui augmente le rendement des fines et la consommation d'énergie.

Dans le schéma *b*, la fraction < 200 mm est séparée du minerai en amont du concasseur. Les régimes *a* et *b* se caractérisent par le fait que la taille du produit broyé n'est pas vérifiée, c'est-à-dire que les régimes sont "ouverts".

Il y a toujours une petite quantité de particules dans le produit broyé, dont la taille dépasse la valeur spécifiée. Dans les systèmes "fermés" (*c*) le produit broyé est renvoyé au crible pour séparer les morceaux sous-broyés et les renvoyer ensuite au broyeur, dans ce cas la limite supérieure de taille est assurée.

. Le concasseur est défini à partir :

- de sa capacité d'admission qui fixe les dimensions des plus gros blocs à fragmenter;
- du rapport optimal de réduction établi à partir des rapports de dimensions ;
- de la distribution granulométrique des produits à la sortie ;
- du coefficient de forme moyen des fragments obtenus ;
- du coût en maintenance et la facilité d'entretien.

Le choix d'un concasseur est aussi fonction de la dureté des matériaux à réduire. Pour les produits :

- **durs** et **abrasifs** (roches), des appareils qui agissent par compression lente sont plus adaptés et on choisit un:

- concasseur à mâchoires ou un concasseur giratoire pour les préconcassage et concassages primaire et secondaire,

- concasseur à cylindre lisse ou cannelé, un concasseur giratoire à disque ou un concasseur à cône pour les concassages tertiaires,

- un concasseur giratoire à disque ou un concasseur à cylindre ou un broyeur à barre pour le concassage tertiaire (broyage grossier);

- **moyennement abrasifs** (roches tendres ou produits semi-durs), on choisit un:

- concasseur à cylindre denté ou à mâchoires courbes,

- concasseur à percussion ou à marteau ;

- **mous**, élastiques et fibreux, on utilise des concasseurs à pointes, à cylindre denté, à couteaux ou des déchiqueteurs à lames.

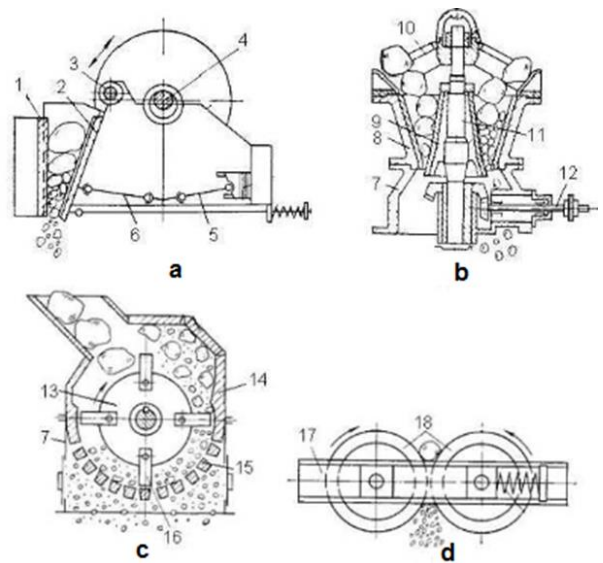


Fig. 3.3 Schémas de conception des concasseurs : a- à mâchoires ; b-giratoire ; c- à marteaux ; d- à cylindres.

- (1 - mâchoire fixe ; 2 - mâchoire mobile ; 3 - arbre de mâchoire mobile ;
- 4 - arbre excentrique ; 5, 6 - mécanisme de réglage de la largeur de la fente de décharge ;
- 7 - cadre ; 8 - cône fixe ; 9 - cône mobile ; 10 - traverse ;
- 11 - arbre du cône ; 12 - arbre d'entraînement ; 13 - rotor ;
- 14 - déflecteurs ; 15 - grille ; 16 - marteau ; 17 - cadre principal ; 18 - cylindre de broyage.

Le choix d'un concasseur est aussi fonction de la dureté des matériaux à réduire. Pour les produits :

- **durs** et **abrasifs** (roches), des appareils qui agissent par compression lente sont plus adaptés et on choisit un:

- concasseur à mâchoires ou un concasseur giratoire pour les préconcassage et concassages primaire et secondaire,

- concasseur à cylindre lisse ou cannelé, un concasseur giratoire à disque ou un concasseur à cône pour les concassages tertiaires,

- un concasseur giratoire à disque ou un concasseur à cylindre ou un broyeur à barre pour le

concassage tertiaire (broyage grossier);

- **moyennement abrasifs** (roches tendres ou produits semi-durs), on choisit un:
  - concasseur à cylindre denté ou à mâchoires courbes,
  - concasseur à percussion ou à marteau ;
- **mous**, élastiques et fibreux, on utilise des concasseurs à pointes, à cylindre denté, à couteaux ou des déchiqueteurs à lames.

Les principales caractéristiques des appareils à fragmentation grossière sont regroupées dans le tableau 3.1.

Tableau 3.1. Principales caractéristiques des concasseurs

Concasseurs	Diamètre max. admise (mm)	Rapport de réduction	Capacité maximale (t/h)	Energie consommée (k.j/t)
Concasseurs à mâchoires	2500	4/1- 6/1	4000	1,5-7,5
Concasseurs giratoires primaires	1600	4/1-5/1	7000	0,9-2,7
Concasseurs giratoires secondaires	750	5/1-8/1	1000	1,8-3,6
Concasseurs à cône tête standard	450	5/1-8/1	3000	2,5-5,5
Concasseurs à cône tête courte	175	4/1- 7/1	1500	5,5-7,5
Concasseurs à cylindres cannelés	0,05-0,6 D <sub>c</sub>	3/1-4/1	2000	1-2,5
Concasseurs à percussion	2000	8/1-15/1	1200	0,7-2,2
Concasseurs à marteaux	0,1-0,6 D <sub>r</sub>	10/1-30/1	1200	1,1-3,6
Coupeuses et trancheuses	300	10/1-15/1	60	2-70
Déchiqueteuses	1200	2/1-10/1	200	0,4-180
D <sub>c</sub> : Diamètre du(es) cylindre (s) (mm) ; D <sub>r</sub> : Diamètre du rotor (mm)				

### III.2.1. Concasseurs à mâchoires

Les concasseurs à mâchoires fonctionnent par compression simple et sont utilisés pour les matières dures. Le produit à traiter est comprimé entre une mâchoire fixe striée et une mâchoire mobile disposée en V et animée d'un mouvement alternatif oscillant (excentrique, battement périodique) (cf. figure 3.4). Le concassage se produit par compression entre les deux mâchoires et le produit est éliminé par gravité. La mâchoire mobile est maintenue par une tige possédant un ressort de tension permettant le passage des corps plus durs sans risque de détérioration. Le réglage de cette tige permet aussi de modifier la grosseur des produits fragmentés. C'est un appareil robuste qui permet de réduire des roches de plusieurs tonnes en fragments de 100 à 200 cm. Un arrosage de la machine est parfois utilisé pour éviter l'échauffement des parties mécaniques.

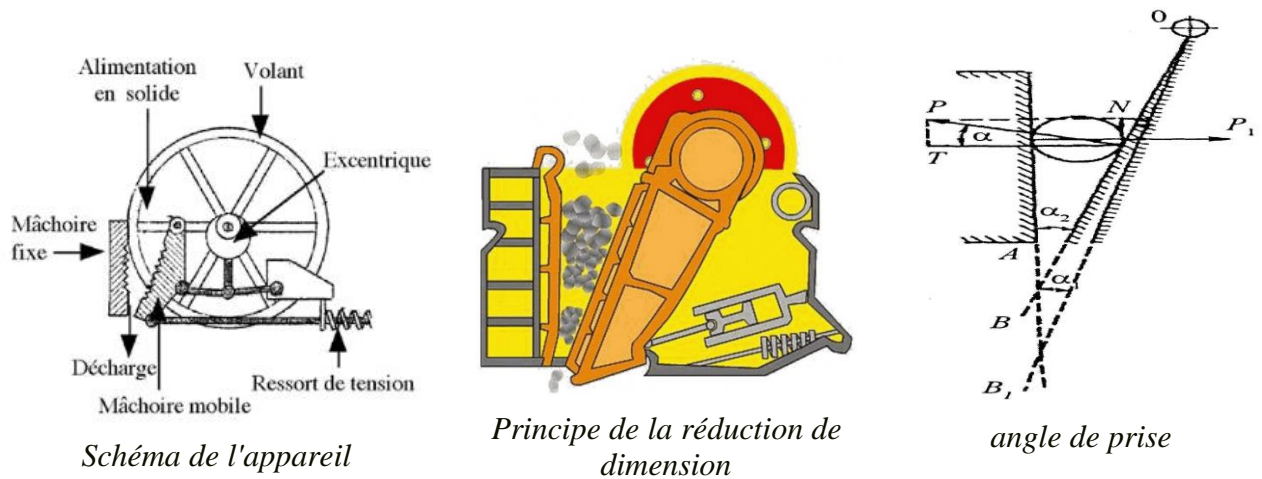


Fig.3.4. Concasseur à mâchoires ( $P$  est la pression de la mâchoire mobile;  $P_1$  - réaction de la mâchoire fixe;  $fP$  est la force de frottement du matériau sur la mâchoire mobile;  $fP_1$  est la force de frottement du matériau sur la mâchoire fixe;  $f$  est le coefficient de frottement de glissement entre le matériau et les mâchoires).

L'angle de prise limite est égal deux fois l'angle de frottement. L'angle de prise des concasseurs à mâchoires doit toujours être inférieur à deux fois l'angle  $\alpha < 2\varphi$

Le coefficient de frottement d'une roche glissant sur le fer est  $f = 0,3$ , ce qui correspond à un angle de frottement d'environ  $16^\circ$ . Ainsi, l'angle de prise  $\alpha$  peut atteindre environ  $32^\circ$

La performance des concasseurs à mâchoires dépend de la l'angle de prise, le nombre de tours de l'arbre principal, du diamètre des particules du matériau déchargé, de la taille de la mâchoire, de la valeur d'écart de la mâchoire mobile, etc. Pour calculer la productivité du concasseur  $Q$ , t/h, la formule suivante est proposée

$$Q = 60\mu\rho SLdn / \operatorname{tg}\alpha(3.1)$$

Où  $\mu$ - coefficient de relâchement du minerai concassé sortant (0,25-0,5) ;  $\rho$ - densité du matériau,  $t/m^3$  ;  $S$  - course de la mâchoire mobile, m ;  $L$  - longueur de la mâchoire, m ;  $d$  - diamètre des morceaux de minerai déchargés, m ;  $n$  - nombre de tours de l'arbre,  $tr/min$  ;  $\alpha$ - angle de prise, degrés.

Si l'angle de capture est pris comme  $22^\circ$ , alors  $\operatorname{tg}\alpha = 0,4$ , alors

$$Q = 60\mu\rho SLdn / 0,4 = 150 \mu\rho SLdn.(3.2)$$

Par **exemple**, pour un concasseur à mâchoires dont la taille de la mâchoire d'alimentation est  $1500 \times 1200$  mm à un taux de relâchement de 0,4 la densité est de  $2,5 t/m^3$ , avec une vitesse de rotation  $n = 190 tr/min$ , la longueur de mâchoire 1,5 m et  $d = 0,22$  m, course l'écart de la mâchoire mobile est de 0,03 m , la capacité sera :

$$Q = 150 \times 0,4 \times 2,5 \times 0,22 \times 190 \times 0,03 \times 1,5 = 282 \text{ t/h.}$$

En pratique, un tel concasseur a une capacité de 250-325 t/h, ce qui est proche de la valeur nominale.

### III.2.1.1. Paramètres du régime mécanique des concasseurs à mâchoires.

Les paramètres de régime mécanique des concasseurs à mâchoires sont les suivants:

l'angle de prise  $\alpha$ , la distance de marche de la mâchoire mobil S, sa fréquence d'oscillation n. L'angle de prise  $\alpha$  est limité par la condition suivante: le morceau à concasser ne doit pas être mis dehors lors du rapprochement des mâchoires. Sauf le poids G qui est beaucoup inférieur aux efforts apparaissant au cours de concassage, un morceau subit l'action des forces écrasantes  $P_1$  et  $P_2$  dont les directions sont perpendiculaires aux plans des mâchoires et des forces de frottement  $fP_1$  et  $fP_2$  (f est le coefficient de frottement) actionnantes aux plans des mâchoires (Fig.3.5)

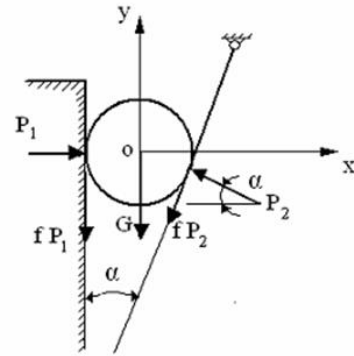


Fig.3.5.Détermination de l'angle de prise.

Le morceau à concasser sous l'action de ces forces se trouve à l'équilibre jusqu'à ce que l'angle de prise  $\alpha$  satisfait les conditions

$$\begin{aligned} \sum X &= P_1 - P_2 \cos \alpha - fP_2 \sin \alpha = 0; \\ \sum Y &= -fP_1 - fP_2 \cos \alpha + P_2 \sin \alpha = 0; \end{aligned} \quad (3.3)$$

En tenant compte que  $f = \text{tg} \varphi$  ( $\varphi$  est l'angle de frottement) on obtient d'ici :

$$\text{tg} \alpha \leq \frac{2 \text{tg} \varphi}{1 - \text{tg}^2 \varphi} \text{ et puisque } \text{tg}^2 \varphi \ll 1, \text{ on a } \alpha \leq 2 \varphi,$$

C'est-à-dire, pour assurer l'écrasement des morceaux il faut que l'angle de prise soit inférieur ou égal à double angle de frottement.

L'angle de prise des concasseurs à mâchoires se trouvent entre les limites de 20 à 24 , car pour la majorité des matériaux à concasser  $f \geq 0,2$ ,  $\varphi \geq 12$ , et  $2 \varphi = 24$ .

Pour déterminer la vitesse optimale de rotation de l'arbre du concasseur qui est égale à la fréquence d'oscillation de la mâchoire mobile a été proposée une hypothèse qui consiste en ce que pendant la marche à vide de la mâchoire mobile, de l'espace de travail du concasseur sort librement le matériau concassé dont le volume est égal à celui du prisme ayant comme la base de trapèze ABCD (Fig. 3.6) dont la base  $b = b_c + S$ . Sa hauteur est égale à  $h = S / tg\alpha$ . D'autre part, si le matériel passe cette hauteur librement sous l'influence de la pesanteur  $h = gt^2 / 2$  et la demi-période d'oscillation  $T/2 = \sqrt{2S/(gtg\alpha)}$

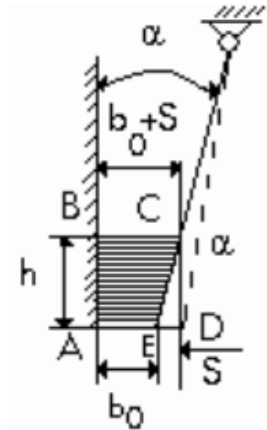


Fig.3.6.Schéma pour le calcul de la vitesse de rotation de l'arbre

D'ici, on obtient la vitesse de rotation de l'arbre excentrique :

$$\omega = \frac{1}{T} = \frac{1}{2} \sqrt{\frac{gtg\alpha}{2S}} \text{ en s}^{-1} \quad (3.4)$$

Ou bien

$$n = 30K_{dch} \sqrt{gtg\alpha/(2S)} \text{ en tr/mn} \quad (3.5)$$

Où  $K_{dch}$  est le coefficient correcteur tenant compte des conditions de déchargement

$K_{dch} = 1$  et  $tg\alpha = 22^\circ = 0,4$  on a obtenu la valeur de la distance de marche de la mâchoire mobile:

$$S = 0,054B \quad (3.6)$$

Où B est la largeur de l'ouverture de chargement.

### III.2.1.2. Capacité des concasseurs à mâchoires.

La capacité volumétrique des concasseurs à mâchoires se détermine par le produit algébrique du volume du matériau concassé déchargé pendant une période d'oscillation et la fréquence d'oscillation de la mâchoire mobile:

$$V = v\omega \quad \text{en m}^3/\text{s}.$$

En conformité du dessin III-6 ce volume est égal à

$$\mathcal{V} = S_{ABCD} \cdot L = \frac{b_0 + S_0 + b_0}{2} \cdot h \cdot L = \frac{2b_0 + S}{2} \cdot h \cdot L = \frac{2b_0 + S_0}{2} L \frac{S}{tg\alpha},$$

Où L est la largeur des mâchoires.

De cette façon la capacité volumétrique est égale à

$$V = \frac{2b_0 + S}{2} L \frac{S}{tg\alpha} \cdot \frac{1}{2} \sqrt{\frac{gtg\alpha}{2S}} = \frac{2b_0 + S}{8} L \sqrt{\frac{2gS}{tg\alpha}} \text{ en m}^3/\text{s} \quad (3.7)$$

Et celle de masse

$$Q = V\rho / K_f \text{ en kg/s. (3.8)}$$

En pratique on utilise le calcul suivant de la capacité des concasseurs à mâchoires :

$$V = K_0 V_0 b' / b \text{ en m}^3/\text{h, (3.9)}$$

Où  $K_0$  le coefficient correcteur tenant compte des conditions de concassage,  $b'$  et  $b$  sont respectivement les largeurs de la fente de déchargement réelle et celle-là nominale;  $V_0$  est la capacité du concasseur avec la largeur nominale de la fente de déchargement (donnée par la caractéristique technique ou calculée par la méthode ci-dessous).

$$V_0 = q_0 L b \text{ (3.10)}$$

Où  $q_0$  est là capacité spécifique volumétrique rapportée à l'unité de superficie de la fente de déchargement en  $\text{m}^3/(\text{m}^2\text{h})$ .

La valeur de  $q_0$  est calculée à l'aide de la formule empirique suivante :

$$q_0 = 10 + 750B \text{ en m}^3/(\text{m}^2\text{h}), \text{ (3.11)}$$

Où  $B$  est la largeur de l'ouverture de chargement en m.

Le coefficient correcteur présente le produit algébrique de trois coefficients:

$$K_0 = K_d K_w K_g . \text{ (3.12)}$$

Ici  $K_0$ ,  $K_d$ ,  $K_w$  et  $K_g$  sont les coefficients qui tiennent compte, respectivement, de la dureté du minerai à concasser, de son humidité et de sa grosseur (voir tableau 3.2 ci-dessous).

Tableau 3.2

Formule	Intervalle d'application
$K_d = \sqrt[3]{1300 / \sigma}$	Résistance à compression: $\sigma = 500 \dots 2000 \text{ kgf / cm}^2$
$K_w = 1,06 - 3,31 \cdot 10^{-3} W^2$	Humidité: $W = 4 \dots 11 \%$
$K_g = 1,12 - 2,86 \cdot 10^{-3} \beta$	Teneur en classes $>0,5B$ : $\beta = 5 \dots 80 \%$

**Exemple.** Déterminer la capacité du concasseur à mâchoires ( $B=1,5\text{m}$ ;  $L = 2,1\text{m}$ ) destiné au concassage du minerai de cuivre-nikel ( $\rho = 1800 \text{ kgf/cm}^2$ ) avec la densité  $\rho = 2,7 \text{ t/m}^3$ , la grosseur de 0-1250 mm et l'humidité  $W = 5\%$ . La teneur en classe  $>750 \text{ mm}$  ( $>0,5B$ ) est égale à 25%. La largeur de la fente de déchargement  $b' = 160 \text{ mm}$ , celle-là nominale  $b = 180 \text{ mm}$ . Prendre le coefficient de foisonnement  $K_f = 1,5$ .

**Solution :**

$$q_0 = 150 + 750B = 150 + 750 \cdot 1,5 = 1275 \text{ m}^3/(\text{m}^2\text{h});$$

$$V_0 = q_0 L b = 1275 \cdot 2,1 \cdot 0,18 = 480 \text{ m}^3/\text{h};$$

$$K_d = \sqrt[4]{1300/\sigma} = \sqrt[4]{1300/1800} = 0,92;$$

$$K_w = 1,06 - 3,31 \cdot 10^{-3} W^2 = 1,06 - 3,31 \cdot 10^{-3} \cdot 5^2 = 0,98;$$

$$K_g = 1,12 - 2,86 \cdot 10^{-3} \beta = 1,12 - 2,86 \cdot 10^{-3} \cdot 25 = 1,05;$$

$$K_0 = K_d K_w K_g = 0,92 \cdot 0,98 \cdot 1,05 = 0,95;$$

$$V = K_0 V_0 b' / b_0 = 0,95 \cdot 480 \cdot 160 / 180 = 405,3;$$

$$Q = v\rho / K_f = 405,3 \cdot 2,7 / 1,5 = 729,6 \text{ t/h}.$$

III.2.1.3. Puissance consommée.

La puissance consommée par les concasseurs à mâchoires dépend, de la dureté de la roche à concasser et de la capacité de cet appareil. Principalement elle peut être déterminée à l'aide de l'index W du travail de destruction d'après

Bond (voir la formule (III-11) et le tabl. III-1):

$$N = E_B Q \text{ en kW} \quad (3.13)$$

Compte tenu de la surcharge du concasseur et de la réserve nécessaire pour la mise en marche, cette puissance doit être augmentée à 40-50%, c'est-à-dire:

$$N_m = (1.4 \dots 1.5) E_B Q / \eta \quad (3.14)$$

Cette formule peut être présentée de la manière suivante:

$$N_m = 15W \left( \frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) V\rho / (K_f \eta) \quad (3.15)$$

Où  $\eta$  est le rendement de la commande.

La puissance du moteur électrique  $N_m$  peut être calculée aussi par l'intermédiaire de la formule empirique reçue à la suite de l'analyse des données pratiques:

$$N_m = 73V / b \text{ en kW} \quad (3.15)$$

Où  $V$  est la capacité volumétrique en  $\text{m}^3/\text{h}$ ;  $b$  - la largeur de la fente de déchargement en mm.



### III.2.2. Concasseurs giratoires et à cône

Le mode de fonctionnement des concasseurs giratoires est analogue au précédent, mais l'action est continue au lieu d'être alternative et permet ainsi des débits relativement importants de fragments plus petits que le précédent. Les matières à concasser sont fragmentées par écrasement entre deux parois coniques fixes striées à l'intérieur de laquelle se déplace un rouleau tronconique inversé par rapport à la paroi et animé d'un mouvement excentrique (cf. figure 3.7.A). La rotation du cône intérieur autour de l'axe est faible. Cet appareil est utilisé pour les produits durs et les parties broyantes sont en acier au manganèse. On ne peut ni traiter des blocs aussi gros ni travailler avec un aussi grand débit qu'avec le concasseur à mâchoires. En revanche il fournit des particules plus petites, surtout si l'on effectue un second concassage sur les fragments primaires.

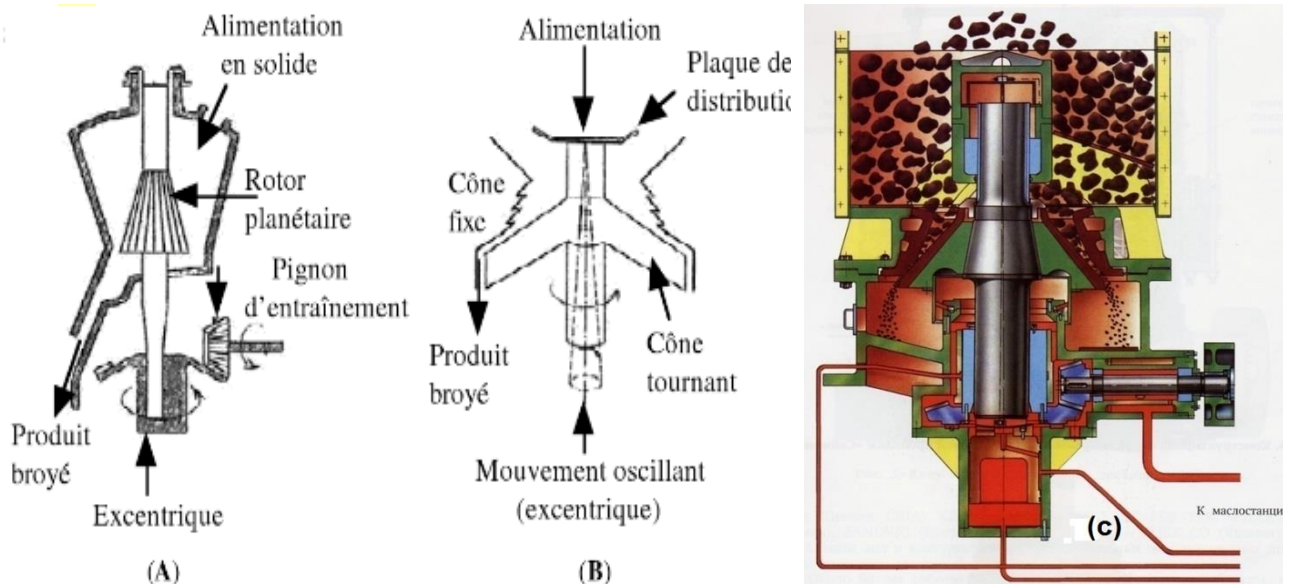


Fig. 3.7. Concasseurs : (A) Giratoire ; (B) À cône ; (C) Principe de la réduction de dimension.

Les concasseurs à cône dérivent des concasseurs giratoires et sont constitués d'un cône mobile animé d'un rapide mouvement de rotation à l'intérieur d'un cône fixe (cf. figure 3.7.B). Cet appareil induit des percussions importantes qui permettent d'obtenir une bonne fragmentation. L'alimentation est plus facile qu'avec les concasseurs giratoires. Ces appareils peuvent fonctionner en voie humide, afin d'éviter l'engorgement par des produits pâteux et collants.

Les concasseurs giratoire et à cône sont cependant sensibles à une alimentation comportant des produits collants. Mais c'est le mode de concassage le plus facile pour des produits non argileux et présentant de grandes variations de broyabilité.

III.2.2.1. Paramètres du régime mécanique des concasseurs giratoires grossiers.

L'angle de prise de ce type de concasseur est déterminé de la même manière que pour les concasseurs à mâchoires et doit être inférieur ou égal à double angle de frottement. Ici cet angle est composé de deux angles  $\alpha_1$  et  $\alpha_2$  formés par les génératrices du cône fixe et celui-là mobile (fig.III-8). Pratiquement pour les matériaux ayant le coefficient de frottement  $f \geq 0.24$  et l'angle de frottement qui lui correspond  $\varphi \geq 13^{\circ}30'$  on prend  $\alpha_1=17^{\circ}$  et  $\alpha_2 = 9,5^{\circ}$  ce qui donne  $\alpha = \alpha_1 + \alpha_2 = 26^{\circ}30'$ . Théoriquement, la fréquence d'oscillation du cône mobile se détermine en tenant compte du déchargement du minerai concassé de la hauteur où la distance entre les génératrices des cônes mobile et fixe est égale à la largeur maximale de la fente de déchargement (Fig. 3.7.d).

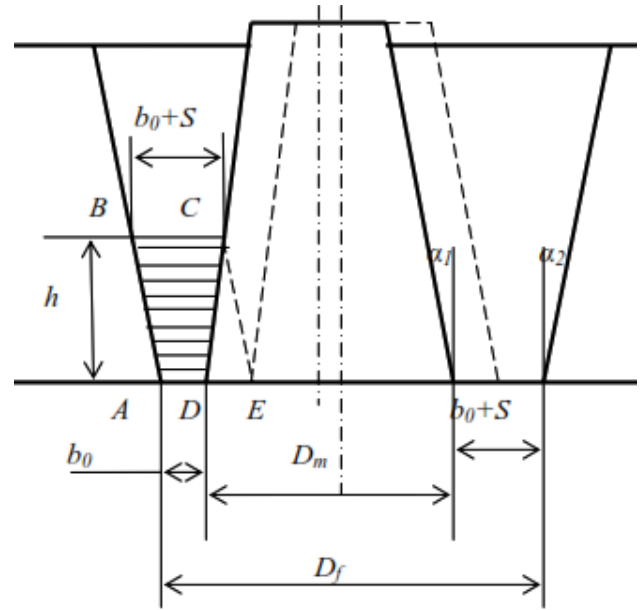


Fig. 3.7.d.-Schéma pour le calcul de la fréquence d'oscillation du cône mobile

Du triangle CDE suit

$$\frac{h}{\operatorname{tg}\alpha_1} + \frac{h}{\operatorname{tg}\alpha_2} = S, \quad \text{d'où} \quad h = \frac{S}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2} \quad (3.17)$$

Suivant la méthode utilisée pour les concasseurs à mâchoires on a

$$\omega = 1/T = \sqrt{g(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2)/(2S)} \quad \text{en } s^{-1}$$

ou bien

$$n = 60K_{dch} \sqrt{g(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2)/(2S)} \quad \text{en tr/mn} \quad (3.18)$$

En pratique on utilise la formule empirique suivante  $n = 240 - 85B$  (3.19)

où B est la largeur de l'ouverture de chargement en m

III.2.2.2. Capacité des concasseurs giratoires grossiers.

En supposant que pendant un tour, du cône mobile du concasseur sous l'action de la gravité tombe le volume du matériau concassé qui est égal environ au produit algébrique de la superficie de la section ABCD (Fig. 3.7.d) par la longueur de la circonférence passant au milieu de la fente de

déchargement  $b_0$  , on a la capacité volumétrique:

$$\begin{aligned}
 V = \mathcal{Q}\omega &= S_{ABCD}\pi\bar{D}\omega = \frac{2b_0 + S}{2}h\pi(D_f - b_0)\sqrt{\frac{g(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2)}{2S}} \\
 &= \pi\frac{2b_0 + S}{2}(D_f - b_0)\sqrt{\frac{gS}{2(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2)}} \text{ en m}^3/\text{s} \quad (3.20)
 \end{aligned}$$

Où  $D_f$  est le diamètre du cône fixe au niveau de déchargement du matériau concassé. Pour les fins pratiques on utilise les formules empiriques, l'une desquelles est comme suit:

$$V = K_0qb' \text{ en m}^3/\text{h} \quad (3.21)$$

Où  $q$  est la capacité spécifique volumétrique calculée à l'aide de la formule suivante:

$$Q = 600(D_m^2rn) \text{ en m}^3/(\text{mh}) \quad (3.22)$$

Ici:  $D_m$  est le diamètre de la base du cône mobile en m;  $r$  - l'excentricité au niveau de déchargement en m;  $n$  – la fréquence d'oscillation du cône mobile en tr/mn;  $b'$  – la largeur de la fente de déchargement en m;  $K_0$  – le coefficient correcteur dont le calcul s'effectue par la formule (3.21) et le tableau 3.2.

Si la capacité volumétrique pour la largeur de la fente de déchargement  $b$  est donnée par la caractéristique technique du concasseur, on utilise la formule (3.9).

Exemple. Calculer la capacité du concasseur giratoire grossier KKD-1500/180 ayant la largeur de la fente de déchargement  $b'=180\text{mm}$  lors du concassage du minerai de magnétite avec la grosseur de 0 à 1200 mm, l'humidité  $W=4\%$ , la contrainte de compression  $\sigma=1800\text{kgf/cm}^2$ , la densité  $\rho=3.5\text{t/m}^3$ , le coefficient de foisonnement  $K_f = 1.7$ . La teneur en classe granulométrique  $> 750 \text{ mm} (>0,5B)$  dans le tout-venant est égale à 20%.

Solution: suivant le tabl. III-5 le paramètre  $D_m^2rn = 13.3$ , ainsi:

$$q = 600(D_m^2rn) = 600 \cdot 13.3 = 7980 \text{ en m}^3/(m \cdot h).$$

Suivant le tableau 3.2:

$$K_d = \sqrt[4]{1300/\sigma} = \sqrt[4]{1300/1800} = 0,92;$$

$$K_w = 1,06 - 3,31 \cdot 10^{-3} W^2 = 1,06 - 3,31 \cdot 10^{-3} \cdot 4^2 = 1,0;$$

$$K_g = 1,12 - 2,86 \cdot 10^{-3} \beta = 1,12 - 2,86 \cdot 10^{-3} \cdot 20 = 1,06;$$

$$K_0 = 0,92 \cdot 1,0 \cdot 1,06 = 0,98;$$

$$V = K_0 q b^l = 0,98 \cdot 7980 \cdot 0,18 = 1407,7 m^3 / h;$$

$$Q = V \rho / K_f = 1407,7 \cdot 3,5 / 1,7 = 2898,2 t / h.$$

### III.2.2.3. Puissance consommée.

La puissance nécessaire du moteur électrique du concasseur giratoire grossier peut être calculée de la même manière que pour les concasseurs à mâchoires mais compte tenu des charges maximales (la possibilité de la mise en marche à l'état chargé) elle doit être augmentée à 2 fois, c'est-à-dire:

$$N_m = 2 E_B Q / \eta \quad (3.23)$$

On peut aussi recommander la formule empirique suivante, compte tenu du concassage des minerais avec la dureté maximale  $f = 20(\sigma = 2000 \text{ kgf/cm}^2)$  :

$$N_m = 45(D_m^2 r n)_{\text{en kw}} \quad (3.24)$$

### III.2.3. Concasseurs à cylindres

Avec les concasseurs à cylindres, la matière est soumise à une compression entre deux cylindres lisses, dentés ou cannelés qui tournent en sens contraire et à la même vitesse ou à des vitesses différentes. Au phénomène de compression est associé celui de frottement lorsque les cylindres sont lisses ou d'incision lorsqu'ils sont munis de cannelures ou de dents. Si les cylindres tournent à la même vitesse, l'action principale est due à l'écrasement, alors que si les vitesses sont différentes, il s'exercera, en plus des forces de concassage, des forces d'attrition-frottement (cylindres lisses) ou d'attrition-cisaillement (cylindres cannelés). Le diamètre des cylindres (D) doit être adapté à la dimension des particules à concasser.

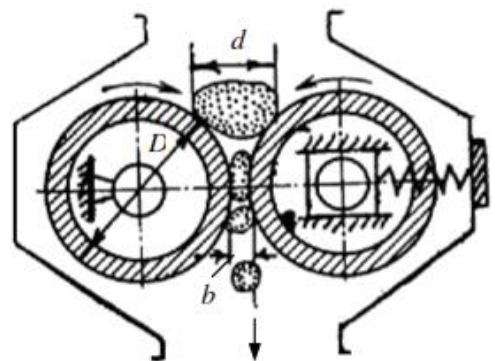


Fig. 3.8.a-Concasseur à deux cylindres

En effet, le diamètre des cylindres est, au maximum, 22 fois la taille des particules broyées.

La hauteur et la forme des dents sont variables et ces appareils agissent par cisaillement, éclatement, percussion et compression. Il est parfois possible d'obtenir des rapports de réduction de 10 avec ces appareils, à condition d'utiliser au maximum l'autobroyage des grains.

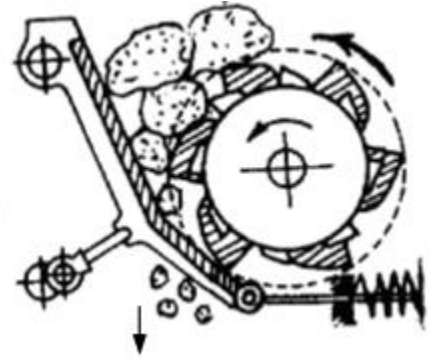


Fig. 3.8.b-Concasseur à un cylindre denté

Ces appareils sont utilisés pour des matériaux friables ou demi-durs. La finesse du produit est réglée par l'écart entre les deux cylindres. Un des cylindres est porté par deux paliers fixés rigidement sur le bâti alors que les paliers portant le second ont la possibilité de se déplacer dans des glissières et sont maintenus dans leur position de fonctionnement par des ressorts. Ceux-ci se compriment et permettent le passage des matériaux trop durs introduits malencontreusement dans l'appareil (cf. Fig. 3.8.a).

Le rendement des concasseurs à cylindres  $Q$ , t/h, dépend de la largeur de l'interstice de sortie, du diamètre, de la longueur des cylindres et de la vitesse de rotation des cylindres :

$$Q = 0,377 \mu \rho L R S n \quad (3.25)$$

Où  $\mu$ - coefficient de relâchement du minerai ;  $\rho$  - poids spécifique du minerai,  $g/cm^3$  ;  $L$  - longueur des cylindres, cm ;  $R$  - rayon des cylindres, cm ;  $S$  - largeur de la fente, cm ;  $n$  - nombre de tours des cylindres par minute.

### III.2.4. Concasseurs à marteaux

Le concasseur à marteaux est constitué d'une cuve épaisse et résistante dans laquelle sont pratiquées des ouvertures. A l'intérieur de la cuve tourne, sur un axe horizontal, à grande vitesse (20 à 60 m.s-1 de vitesse périphérique), un rotor muni de marteaux, rigides et articulés, qui prennent une position radiale pendant la rotation. Le broyage se fait par percussion et attrition (cf. Fig. 3.9).

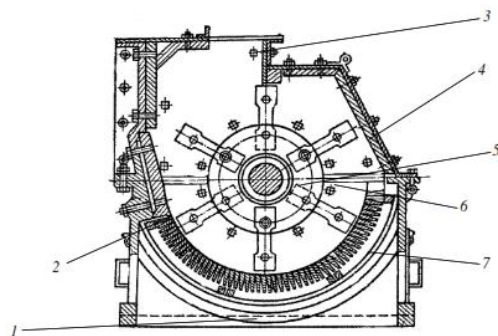


Fig. 3.9.Schéma d'un Concasseur à marteaux

1 - déchargement du minerai broyé ; 2 - corps du concasseur ; 3 - trappe pour le chargement du minerai ; 4 - marteaux ; 5 - arbre ; 6 - rotor ; 7 - grille tamisante.

Le produit broyé passe à travers les trous. Cet appareil permet de faire des réductions grossières et fines mais ne peut pas être utilisé pour les matériaux durs et abrasifs car l'usure des pièces serait trop importante. Ces appareils permettent d'avoir de grands rapports de réduction (jusqu'à 30), sont peu encombrants et consomment peu d'énergie.

Les concasseurs à impacts fonctionnent selon un principe analogue et sont munis de percuteurs rigides et de plaques de chocs sur lesquelles les matériaux sont projetés. Le rapport de réduction est deux fois plus faible qu'avec le précédent, mais il consomme également peu d'énergie.

La puissance consommée dépend des dimensions du rotor et sa vitesse de rotation. Pour les concasseurs ayant le diamètre du rotor (avec les marteaux) inférieur ou égal à 1300mm elle est égale à

$$N_m \approx 0.15D^2 Ln \approx 3DL\mathcal{G} \text{ en KW (3.26)}$$

et pour ceux-ci ayant le rotor de diamètre supérieur à 1300mm:

$$N_m \approx 0,21D^2 Ln \approx 4DL\mathcal{G} \text{ en KW (3.27)}$$

Où  $D$ ,  $L$ ,  $n$  et  $v$  sont, respectivement, le diamètre, la longueur, la vitesse angulaire et celle-là linéaire du rotor.

La capacité de ce type de concasseur est également proportionnelle à la puissance consommée :

$$Q = N / E_B \text{ en t/h (3.28)}$$

Où  $E_B$  est le travail de la destruction du minerai à concasser d'après Bond en kWh/t

### **III.3. Broyage**

Le broyage consiste à la réduction des fragments obtenus au cours du concassage, au premier lieu en vue de la libération des grains des minéraux utiles et stériles constituant le minerai, ou pour obtention des produits de la granulométrie nécessaire.

Le broyage est effectué dans des broyeurs cylindriques, dans lesquels le minerai broyé dont la granulométrie est comprise entre 8 et 50 mm est chargé après la deuxième, la troisième et même la quatrième étape de broyage. Le broyage s'effectue par des corps broyants en chute libre dans des broyeurs à boulets ou à barres.

Le broyage peut être effectué soit par voie humide, soit par voie sèche. Le plus souvent, on l'applique par voie humide en circuit fermé avec un appareil de la classification dimensionnelle.

A l'échelle industrielle le broyage est réalisé dans des broyeurs à tambour tournant autour de l'axe longitudinal horizontal ou faiblement incliné et rempli partiellement par un milieu broyant.

D'après le caractère et la forme des corps du milieu broyant on distingue les broyeurs à boulets, à barres, à galets, les broyeurs autogènes (ce que l'on appelle «autobroyage» utilisait comme le milieu broyant les gros morceaux de minerai à broyer lui-même) etc.(Fig. 3.10).

Les broyeurs à boulets peuvent être cylindriques et cylindro-coniques. Les tambours des broyeurs à barres sont toujours de forme cylindrique. Les diamètres des tambours des broyeurs autogènes sont toujours supérieurs à leurs longueurs et peuvent, aller jusqu'à 10m et même plus.

Le broyage est donc réalisé à la fois par choc et frottement provoqués par le mouvement des corps du milieu broyant lors de la rotation du tambour. La pulpe contenant le matériau à broyer (s'il s'agit du broyage par voie humide) traverse le broyeur et en sorte par le tourillon creux opposé soit par débordement (Fig. 3.10a), soit par des aubes élévatrices fixées à l'intérieur du tambour (Fig. 3.10b) et protégées par une grille métallique, ce qui permet d'éviter l'entraînement des boulets.

Les broyeurs à tube sont fréquents dans la production de ciment (Fig. 3.10c et d). Les broyeurs autogènes et à galets permettent de réduire la consommation en acier, car ici on n'utilise pas ni boulets, ni barres métalliques, mais ils sont plus encombrants (Fig. 3.10g et h)

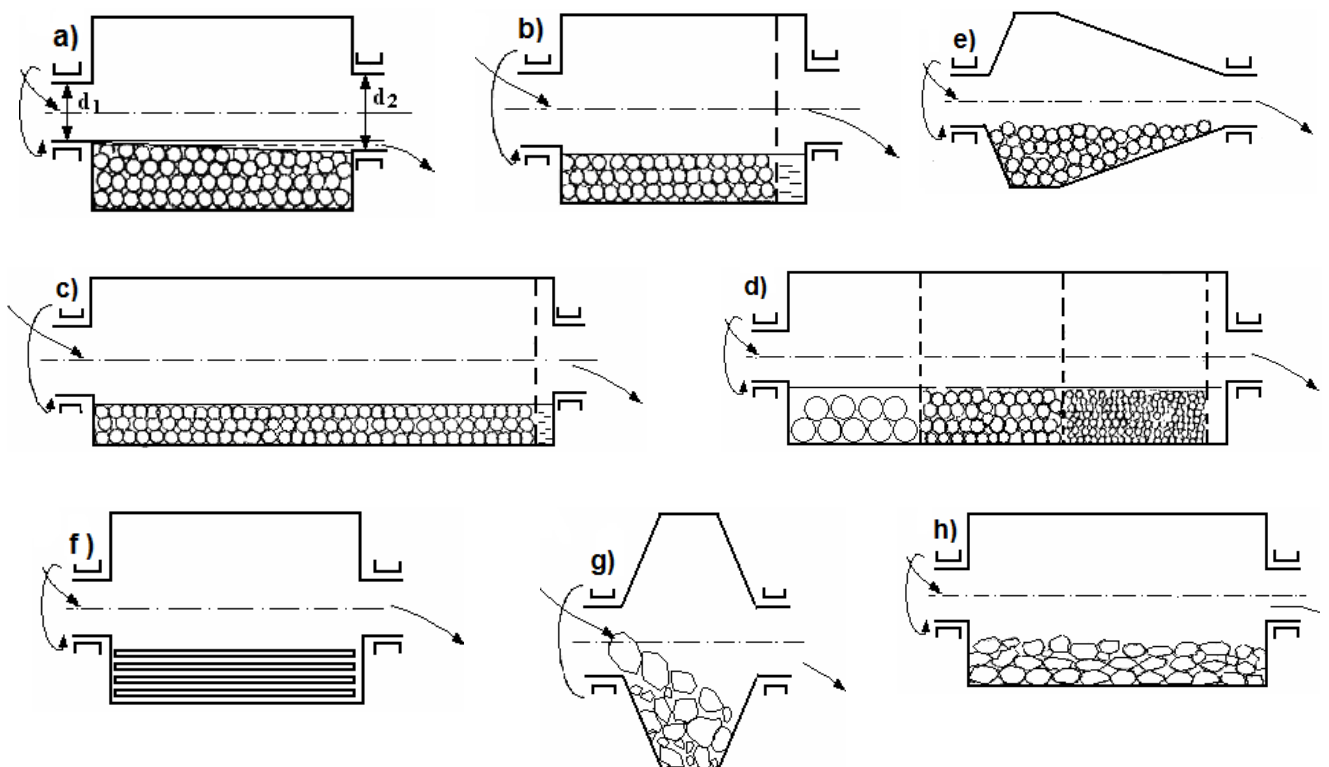


Fig. 3.10.Schémas des broyeurs à tambour: a – à boulets à déchargement par débordement (central); b – à boulets à déchargement par grille; c – à tube à une seule chambre, d – à tube à plusieurs chambres; e – cylindro-conique à boulets; f – à barres; g – broyeur autogène; h – à galets.

### III.3.1. Broyeurs à boulets:

Les broyeurs à boulets sont le choix pour le finissage fin. Ils ont un rapport longueur sur diamètre de 1,5 à moins de 1. Certains broyeurs ont ce rapport variant de 3 à 5, mais sont considérés comme des «broyeurs tube» fonctionnant à 70%-80% de  $\omega_{cr}$ . calibré par la puissance, plutôt que la capacité 4MW-15MW utilisé pour le broyage fin dans le circuit fermé.(alimentation ~80% passant 6 mm).

Le broyage peut avoir lieu en présence d'eau (humide) ou sans eau (sec). En règle générale, le broyage humide est effectué si le traitement ultérieur du minerai a lieu dans un environnement aqueux.

Lors de la rotation du broyeur, en raison du frottement entre les boulets et sa paroi, les boulets commencent à s'élever vers le sens de la rotation jusqu'à ce que l'angle de levage ne dépasse pas l'angle de la pente naturelle, après quoi ils commencent à tomber, en broyant le matériau. En fonction de la vitesse de rotation du tambour du broyeur, différents modes de broyage sont créés (Fig. 3.11) : en cascade (a), mixte (b), en cataracte (c).

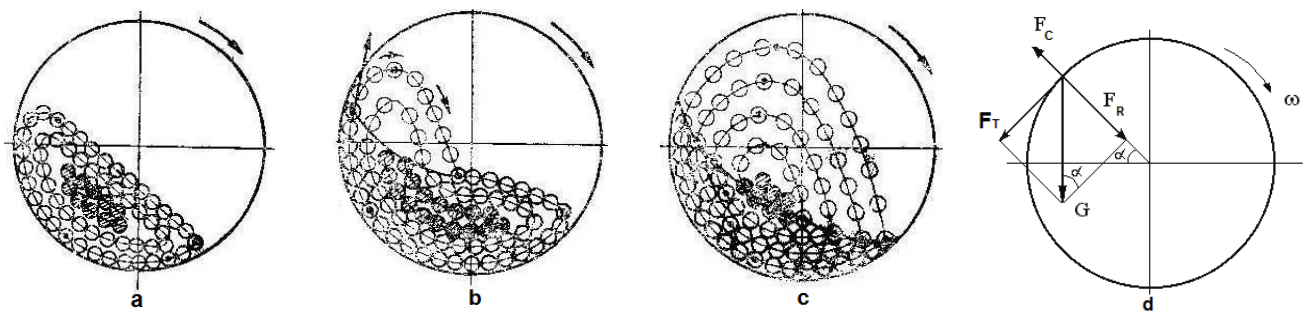


Fig. 3.11. Schéma du mouvement des corps broyants dans le tambour du broyeur pour différents modes de mouvement

La gestion de la vitesse du broyeur est importante. La vitesse détermine le circuit de la charge. À vitesse réduite, la plupart de la charge cascade, tandis qu'aux vitesses élevées, la plupart de la charge cataracte à vitesse réduite et par conséquent la charge cascading a comme résultat la production de fines et l'usure accrue de la doublure de protection. La charge Cataractant à comme conséquence un broyage grossier et une usure réduite. Cependant, une vitesse trop élevée entrainera l'usure de la doublure. Comme le matériau tourne de plus en plus rapidement dans le broyeur, il atteindra un point où l'accélération centripète sur la charge de broyage provoquée par la paroi du broyeur égalera l'accélération de la gravité. La vitesse critique se produit quand la charge du broyeur demeure contre la paroi latérale du broyeur de manière continue (l'accélération centripète et l'accélération de la gravité sont égales au sommet)

Déterminons la vitesse angulaire du tambour à l'angle de montée des boules (Fig. 3.11.d). Pour cela,



il faut considérer la position de la boule au point A (à la surface du revêtement). Cette boule sera soumise à l'action de la force de gravité  $G$  et de la force centrifuge

Décomposons la force de gravité  $G$  en deux composantes : la composante dirigée tangentiellement  $F_T$  et la composante dirigée radialement vers le centre  $F_R$  selon un angle  $\alpha$  par rapport à l'horizontale.

La force  $F_R$  est contrebalancée par la force  $F_C$  centrifuge, à condition que

$$F_C = F_R.$$

La valeur de la force centrifuge est déterminée par la formule :

$$F_C = m \cdot \frac{V^2}{R} = 2 \cdot G \cdot \frac{V^2}{g \cdot D}$$

Où  $m$  - masse de la boule, kg ;

$D$  - diamètre du tambour, m ;

$R$  - distance entre le centre de la boule et le centre du tambour, m ;

Par simplification, nous prenons  $R$  égal au rayon interne du tambour

$V$  - vitesse linéaire (circonférentielle) du tambour, m/s ;

La valeur de la force normale  $F_C$  est déterminée à partir du triangle des forces :

$$F_R = G \cdot \sin \alpha$$

$$\text{Donc } 2 \cdot G \cdot \frac{V^2}{g \cdot D} = G \cdot \sin \alpha \text{ ou } 2 \cdot \frac{V^2}{g \cdot D} = \sin \alpha$$

Exprimons la vitesse linéaire  $V$  par la vitesse angulaire  $\omega$  :

$$V = \frac{\pi \cdot D \cdot \omega}{60} \text{ et}$$

$$\frac{2}{g \cdot D} \left( \frac{\pi \cdot D \cdot \omega}{60} \right)^2 = \sin \alpha$$

D'où

$$\omega = \sqrt{\frac{g \cdot 60^2 \cdot \sin \alpha}{2 \cdot \pi^2 \cdot D}} \text{ tr/mn}$$

Ou après substitution de valeurs numériques

$$\omega = 60 \cdot \sqrt{\frac{0,5 \sin \alpha}{D}} = 42,4 \sqrt{\frac{\sin \alpha}{D}} \text{ tr/mn} \quad (3.29)$$

La vitesse angulaire du tambour, à laquelle les boules ne se détachent pas des parois du tambour, est caractérisée par le fait que la force centrifuge soit supérieure aux composantes de la force de gravité  $F_R = G \cdot \sin \alpha$  qui atteint le maximum à la position supérieure lorsque  $\alpha = 90^\circ$  et  $\alpha = 1$ . Pour cette position, nous obtenons la vitesse angulaire critique :

$$\omega_{cr} = \frac{42,4}{\sqrt{D}} \text{ tr/mn} \quad (3.30)$$

Les meilleures conditions de fonctionnement atteignent avec un nombre de tours égales à  $(0,7 - 0,8)\omega_{cr}$

- pour les broyeurs à sec à revêtement lisse :

$$\omega = \frac{32}{\sqrt{D}} \text{ tr/mn} \quad (3.31)$$

- pour les broyeurs à voie humide

$$\omega = \frac{35}{\sqrt{D}} \text{ tr/mn} \quad (3.32)$$

La vitesse de rotation du tambour se détermine par la relation suivante:

$$\omega = \psi \omega_{cr} \quad (3.33)$$

Où  $\psi$  est la vitesse relative de rotation déterminée par le régime de rotation du tambour.

**Exemple:** calculer la vitesse de rotation du tambour d'un broyeur à boulets ayant le diamètre inférieur de 3,6m. La marche de ce broyeur est en cataracte ( $\psi=85\%$  ou 0.85)

**Solution:**

$$\omega_{cr} = \frac{42,4}{\sqrt{D}} = \frac{42,4}{\sqrt{3,6}} = 23,7 \text{ tr/mn}$$

$$\omega = \psi \omega_{cr} = 0,85 \cdot 23,7 = 18,9 \text{ tr/mn}$$

La vitesse relative de rotation dépend aussi du taux de remplissage volumétrique du tambour par le milieu broyant et le matériau à broyer. Avec l'augmentation du remplissage du tambour la marche en cataracte peut être obtenue avec la vitesse plus basse.

### III.3.1.1. Dimension des boulets

La dimension des boulets à choisir dépend de la finesse de la poudre que l'on veut obtenir. La formule de Starke donne la relation entre le diamètre des grains ( $d$ ) à broyer et le diamètre des boulets ( $D$ ) selon la formule ci-dessous dans laquelle les dimensions sont exprimées en  $\mu\text{m}$ .

$$D = \frac{\sqrt{d}}{25,4 \cdot 10^{-4}} \quad (3.34)$$

### III.3.1.2. Détermination de la masse des corps broyants

L'efficacité des broyeurs à boulets dépend non seulement de la détermination correcte de la vitesse angulaire du tambour, mais aussi de la valeur de sa charge en boulets de broyage, qui est caractérisée par le coefficient de charge  $K_C$ , qui est le rapport entre la masse des boulets et leur masse dans le volume du tambour.

$$K_C = \frac{G}{\pi \cdot R \cdot L \cdot K_R \cdot \gamma} \quad (3.35)$$

Où  $G$  - masse des boulets, kg ;

$R$  - rayon interne du tambour, m ;

$L$  - longueur du tambour, m ;

$K_R$  - facteur de relâchement de la charge ; ( $K_R = 0,575$  pour les boules en acier et cailloux;  $K_R = 0,55$  - pour les cylindres en acier) ;

$\gamma$  - densité de la matière des corps broyants ( $\gamma = 7,85 \text{ t/m}^3$  - pour l'acier ; pour les cailloux  $\gamma = 2,6 \text{ t/m}^3$ ).

Les meilleurs résultats sont obtenus avec  $K_C = 0,26 - 0,32$ .

La taille et la forme des corps broyants sont choisies en fonction des propriétés physico-mécaniques du matériau à broyer, de la répartition granulométrique et est déterminée par

$$E \geq E_{con}$$

Où  $E$  - est l'énergie que doit posséder une boule capable d'écraser le grain ;

$E_{CON}$  est l'énergie nécessaire pour briser le grain.

La masse (en tonnes) des corps broyants est calculée selon la formule :

$$G = K_C \cdot V \cdot \gamma \quad (3.36)$$

Où  $K_C$  - coefficient de charge du tambour par les corps broyants ;

$\gamma$ - densité du matériau des corps broyants, t/m<sup>3</sup>

V - volume géométrique du tambour par diamètre intérieur, m<sup>3</sup>.

### III.3.1.3. Détermination de la capacité des broyeurs à boulets

La capacité des broyeurs à boulets dépend de nombreux facteurs qui ne peuvent pas être exactement calculés.

La capacité des broyeurs (t/h) est déterminée par la formule :

$$Q = 6,45 V \cdot \sqrt{D} \cdot \left(\frac{G}{V}\right)^{0,8} \cdot q_s \cdot k_s \quad (3.37)$$

Où  $q_s$  est la capacité spécifique, t/kW.h de puissance (au broyage humide 0,05-0,25, au broyage sec 0,03-0,4) ;

$K_p$  -coefficient de correction pour la finesse de broyage (au résidu sur le tamis numéro 009 de 2 à 20% respectivement allant de 0,588 à 1,425) ;

D - diamètre intérieur du broyeur, m ;

G - masse des corps broyants, t

V - volume interne du broyeur en m<sup>3</sup>.

### III.3.1.4. Détermination de la puissance du moteur

La puissance (W) du moteur du broyeur est déterminée par la formule suivante :

$$N = \frac{1,07GR}{\eta} \quad (3.37)$$

Où  $\eta$  est le rendement de l'entraînement du broyeur, égal à 0,9 - 0,94.

### III.3.1.5. Constructions des broyeurs.

Le broyeur à boulets à déchargement central se compose d'un tambour en acier (1) à brides à deux extrémités de celui-ci. A ces brides sont boulonnés les couvercles latéraux (2). Ces derniers portent des tourillons creux (3,4) par lesquels le tambour s'appuie sur les paliers (5) reposant sur une fondation en béton armé (6). La surface intérieure du tambour et des couvercles est couverte de plaques d'usure (revêtement) en acier de manganèse (7) (Fig.3.12). Le diamètre du tourillon de déchargement (4) est ordinairement supérieur à celui du tourillon de chargement ce qui fait se déplacer la pulpe et le matériau à broyer le long du tambour vers le tourillon de déchargement. Donc, le déchargement du broyeur de ce type se fait par débordement sous pression du minerai arrivant continuellement avec de l'eau par le tourillon de chargement.

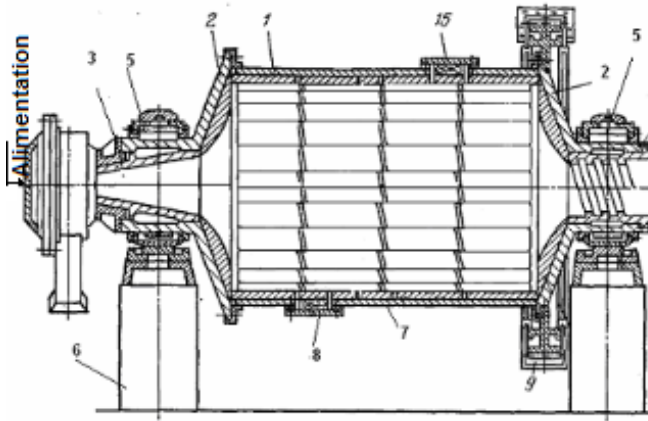


Fig.3.12..Broyeur à boulets à déchargement central (par débordement): 1 - tambour; 2 - couvercles; 3 – tourillon de chargement; 4 – tourillon de déchargement; 5 – pâliers; 6 – fondation; 7 – plaques d’usure (revêtement); 8 – trappe.

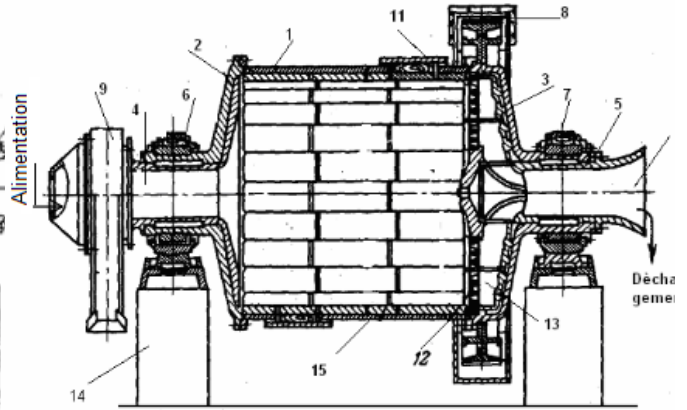


Fig.3.13. Broyeur à boulets à déchargement par grille: 1 – tambour; 2, 3 – couvercles latéraux; 4, 5 – tourillons creux; 6, 7 – pâliers; 8 – couronne dentée; 9 – alimentateur; 10 – gorge de déchargement; 11 – trappe; 12 – grille; 13 – pôle (aube élévatrice); 14 – fondation; 15 – plaques d’usure (revêtement).

Les broyeurs à boulets à déchargement par grille (Fig.3.13) sont exécutés avec des grilles de constructions différentes.

Le matériau est déchargé à travers une grille composée de huit ou six secteurs cunéiformes réalisés sous forme de grille à barreaux. Entre la grille et le couvercle latéral sont disposées radialement les pâles (aubes élévatrices) qui lors la rotation du tambour, soulèvent le produit broyé passé à travers les ouvertures de la grille et le mettent dans le tourillon ou se produit son évacuation.

Dans les autres broyeurs, les grilles cunéiformes ou rectangulaires sont fixées radialement au diaphragme de déchargement disposé à une certaine distance du couvercle et fixé à ce dernier par les boulons. Entre le diaphragme et le couvercle il se forme une chambre de déchargement d’où l’évacuation du produit broyé se produit par les pâles radiales. Ces pâles forment un entier avec le diaphragme et passent dans le cône de déchargement sortant dans le tourillon de déchargement.

La construction des broyeurs à barres est pareille à celle des broyeurs à boulets à déchargement central sauf le profil des plaques de revêtement

### III.3.1.6. Avantages des broyeurs à boulets

Le broyeur à boulets présente un certain nombre d'avantages :

- il peut être utilisé pour des broyages à sec ou humide, quoi que le broyage humide soit plus performant et facilite l'élimination du produit ;
- les frais d'investissement et de fonctionnement sont relativement faibles et le milieu broyant bon marché ;

- les boulets peuvent être utilisés en atmosphère inerte et aussi pour le broyage de substances explosives;
- l'opération peut se faire en discontinu ou en continu ainsi qu'en circuit ouvert ou fermé. En circuit fermé, l'utilisation d'un séparateur externe peut être évitée par une élimination continue de la poudre au travers du tamis adapté. En circuit ouvert, une large gamme de tailles de particules peut être obtenue.

### **III.3.2. Broyeur à barre :**

Les broyeurs à barre sont considérés comme concasseurs fins ou broyeurs grossiers. Ils sont préférés aux machines de concassage fin quand le minerai est argileux ou humide. Une fois utilisés, ils sont normalement la première phase dans le broyage après le concassage. Les broyeurs à barre utilisent des tiges presque de la même longueur que le broyeur pour écraser entre elles le minerai. Les tiges doivent être presque de même longueur que le broyeur tout en restant parallèles aux parois du broyeur. Autrement elles pourraient se bloquer en tournant. Broyage normalement humide. Le broyage à sec devrait être évité.

-Alimentation 50 millimètres. Produit 300 micromètres

-15-20:1 rapport de réduction.

-La longueur de coquille est 1.5-2.5 fois son diamètre. Longueur est limitée à 6.4 m car les tiges plus longues

Fléchiraient.

Diamètres de barre : 25mm à 150 millimètres

-Marche à 50 - 65%  $\Omega_{Cr}$  pour les tiges cascade. Peut aller à 80% de  $\Omega_{Cr}$

Le mécanisme de fragmentation assure la taille de produit presque uniforme (le broyage se focalise sur les grosses particules). Par conséquent, ce broyeur est utilisé dans le circuit ouvert.

-Décharge périphérique centrale: Le circuit court et escarpé du matériau avant décharge a comme conséquence le morcellement grossier. Rapport de réduction limité. Utilisé dans l'industrie du sable

-Décharge périphérique de fin: Particules modérément grosses.

-Décharge tourillon: Plus commun. Principalement utilisé pour préparer le produit de broyage pour l'alimentation du broyeur à boulets.

### **III.3.3. Broyeurs autogènes :**

Peut réaliser des réductions de la taille de 25 cm à 75 microns en une seule étape.

-Bas coût d'investissement

-Manipule bien les matériaux mouillés et collants

-Utilise une combinaison du minerai lui-même et une charge réduite de billes en acier. Quand des billes sont utilisées, ils s'appellent les broyeurs Semi-Autogène (SAG). La charge de boulet est habituellement 4-15% du volume du broyeur. Plus effectif quand la charge de boulet en acier occupe 6-10% du volume du broyeur.

(Diamètre : Longueur) va de bas 1:3 (Afrique du Sud, Scandinavie) à haut de 3:1 (USA, Australie). Les broyeurs de forme basse demandent plus de puissance à la tonne. Le mécanisme de fragmentation est principalement l'abrasion et le choc. La fragmentation se produit autour des graines/frontières des cristaux. L'AG donne des particules plus douces. Puisqu'elles ne sont pas contaminées avec du fer des billes en acier, elles flottent mieux (plus rapide et plus sélective) qu'avec le non-AG. AG/SAG sont plus sensibles à la dureté d'alimentation et la taille que les broyeurs boulet/barre. L'attraction de puissance est par conséquent plus variable avec le broyeur AG/SAG qu'avec les broyeurs boulet/barre. AG travail mieux avec l'alimentation grossière puisque les grandes roches aident la fragmentation. Les broyeurs SAG fonctionnent mieux avec les fines (que AG) puisque la fragmentation se fait la plus part du temps par les boulets. La taille croissante n'aide pas beaucoup. Difficile d'estimer le broyage AG/SAG par des essais en laboratoire.

### III.3.4. Broyeurs à meules ou à rouleaux

Les broyeurs à meules opèrent par écrasement de la matière entre un ou plusieurs rouleaux et une piste circulaire. La pression est obtenue soit par gravité (meules lourdes) soit par la force centrifuge, soit par des ressorts. Il existe plusieurs types de broyeurs à meules.

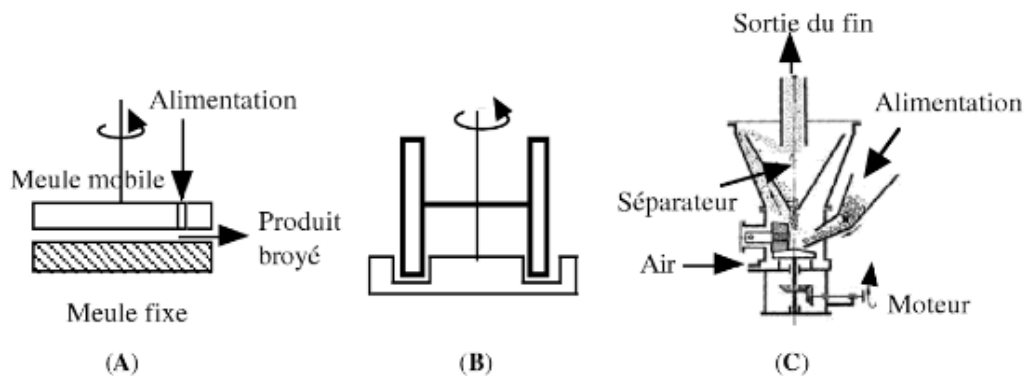


Fig.3.14. Broyeurs : (A) À meules horizontales; (B) À meules verticales; (C) À meules fixes et à sole mobile.

#### III.3.4.1. Broyeurs à meules horizontales

Ce type de broyeurs est d'utilisation restreinte de nos jours. La réduction est obtenue par compression et frottement entre deux meules en pierre siliceuse, en émeri ou carborundum formées par deux cylindres coaxiaux à axe vertical et de faible hauteur.

Le cylindre inférieur est fixe et la meule supérieure est animée d'un lent mouvement de rotation (2 à

3 tours par seconde). La matière à broyer est introduite par une ouverture au centre et le taux de réduction peut être élevé (jusqu'à 50) (Fig. 3.14.A).

### III.3.4.2. Broyeurs à meules verticales

Ces appareils comportent le plus souvent deux meules à axe horizontal roulant dans une auge ou sole circulaire. La fragmentation se produit par écrasement mais aussi par frottement à cause du glissement. Ces appareils sont utilisés pour un travail discontinu et la charge est placée sur la sole et peut subir un broyage prolongé. Ils sont utilisés dans les industries agroalimentaires et papetière (Fig. 3.14.B).

Des appareils plus récents, basés sur le même principe, sont conçus différemment pour diminuer les frottements et l'usure. Les meules sont fixées sur des axes liés sur le bâti. L'alimentation est effectuée sur la sole horizontale animée d'un mouvement de rotation uniforme. Le galet vient écraser les particules solides en ménageant le contact avec la sole (Fig. 3.14.C).

### III.3.4.3. Broyeurs à galets meules

Les broyeurs à galets meules sont finalement une variante des broyeurs à sole mobile et le glissement peut être complètement supprimé. Le produit à broyer s'écoule par gravité, de façon continue sur l'assiette horizontale de broyage. Sous l'influence de la force centrifuge qui lui est appliquée par la rotation de la sole, le solide vient se loger entre les galets et le chemin de roulement. Un courant d'air ascendant entraîne les particules suffisamment fines et assure ainsi la régularité du broyage. Le dispositif à cyclone ou à chicanes permet de renvoyer à la fragmentation les particules trop grosses. Ces broyeurs consomment peu d'énergie et sont utilisés pour pulvériser des produits minéraux et organiques, secs ou humides (Fig. 3.15.A).

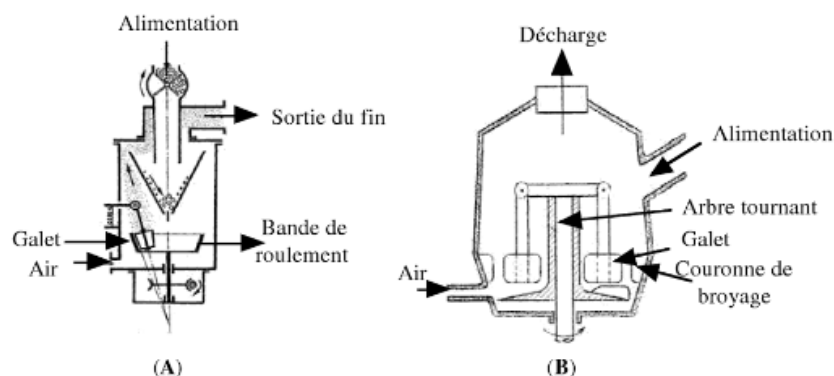


Fig.3.15. Broyeurs : (A) À galets meules; (B) À galets pendulaires de type Raymond.

Le broyeur à galets sphériques est une variante de cet appareil et les galets précédents sont remplacés par des billes disposées entre un anneau tournant inférieur et un anneau fixe supérieur appliqué par des ressorts. La matière, alimentée au centre du dispositif, est pulvérisée par le passage



entre les billes et les anneaux. Ces appareils donnent un bon broyage mais leur usure est assez grande.

#### III.3.4.4. Broyeurs à galets pendulaires

Dans un broyeur à galets pendulaires la sole est fixe et comporte une partie plane à la périphérie de laquelle se trouve un chemin de roulement de forme cylindrique et réalisé en acier dur. Les deux meules sont portées par un arbre vertical articulé aux extrémités d'une double potence qui est animée par un mouvement de rotation autour d'un axe vertical. La force de pression est uniquement due à la force centrifuge et le galet roule, sans glissement, sur la couronne de broyage (Fig. 3.15.B).

#### III.3.5. Broyeurs à disques

Le broyeur à disques est constitué de deux disques tournant en sens inverse ou un disque fixe et un disque mobile (Fig.3.16). Il n'est pas très différent du broyeur à meules horizontales dans son principe. Cependant, les pièces mobiles sont de dimensions plus petites et les vitesses de rotation plus grandes.

Les particules solides, introduites dans la région centrale où les disques sont coniques, se déplacent vers la périphérie sous l'effet de la rotation en subissant un écrasement et un phénomène d'attrition entre les deux disques qui tournent en sens contraire. Lorsque le produit est suffisamment fin, il est entraîné par la force centrifuge et est évacué après passage à travers des ouvertures calibrées ou recyclé pour subir une nouvelle fragmentation. Les broyeurs à disques sont de bons broyeurs de laboratoire et sont utilisés pour le broyage de produits spéciaux comme les déchets de matière plastique, la tourbe et les engrais.

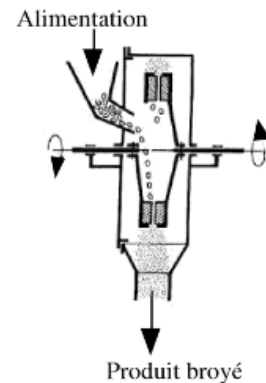


Fig.3.16. Concasseur à disques

#### III.3.6. Broyeurs rotatifs à percussion

Le broyeur rotatif à percussion est très utilisé car il permet, malgré un faible encombrement, le traitement de débits importants grâce aux grandes vitesses de rotation possibles. La partie principale est le rotor, tournant à une vitesse comprise entre 750 et 3000 tr.min<sup>-1</sup>. Dans les broyeurs à marteaux, le rotor est muni de masses articulées qui, sous l'influence de la force centrifuge, se placent dans une position radiale et ont une vitesse circonférentielle de l'ordre de 50 m.s<sup>-1</sup>. Dans les broyeurs à masses de percussions rotatives rigides, il n'y a pas d'oscillation possible des pièces de percussion autour d'une position moyenne.

Le solide est introduit à la partie supérieure et tombe dans la chambre de percussion limitée par des

blindages en acier au manganèse à l'intérieur de laquelle tournent des masses à percussion. La fragmentation est obtenue par des chocs répétés sur les parties fixes et mobiles. Les produits fins sont éliminés par passage à travers une grille qui contrôle la dimension maximale.

Les broyeurs à percussions conviennent pour le broyage de substances friables : calcaire, sels minéraux, phosphates. Les broyeurs à broches fonctionnent selon le même principe mais l'alimentation se fait au centre et la matière doit passer entre plusieurs couronnes de broches, les unes fixes portées par le carter, les autres mobiles portées par le rotor. Cette catégorie convient aussi pour le traitement des matières fibreuses.

### **III.3.7. Broyeurs pour fragmentation ultrafine**

Le broyage ultrafin est en plein essor, surtout avec les produits manufacturés qui exigent une très grande finesse pour être utilisés. Le mode de broyage à sec ou humide donne des résultats différents en ce qui concerne les caractéristiques dimensionnelles et superficielles. Le broyage humide est surtout intéressant lorsque le solide est ensuite utilisé sous cette forme. Sinon, il est nécessaire de faire une séparation supplémentaire. Le broyage à sec est réalisé par jets de fluide gazeux opposés, avec ou sans lit fluidisé. Les forces de frottement-attribution sont les forces les plus importantes dans le broyage ultrafin et les appareils sont de trois types.

#### **III.3.7.1. Broyeurs à rotor et à stator**

Dans le broyeur à meule de corindon, le rotor tourne à grande vitesse contre une meule stator fixe. Le produit est alimenté à sec et subit des effets de cisaillement, de frottement et de choc entre les meules. Il est possible d'avoir des particules de 10 à 20  $\mu\text{m}$  avec ce type d'appareil.

Le broyeur à agitateur est constitué par des tubes horizontaux ou verticaux qui forment un stator lisse pourvu d'un agitateur formé par des disques excentrés à disposition hélicoïdale.

#### **III.3.7.2. Broyeurs à corps broyants**

Cette catégorie comporte les broyeurs vibrants et les broyeurs à billes. Le broyeur vibrant est constitué d'une chambre de broyage verticale, cylindrique ou annulaire à laquelle on impose une vibration tridimensionnelle à haute fréquence. Les corps broyants sont des cylindres qui travaillent en discontinu.

Les broyeurs à billes peuvent être à circulation forcée dans des corps cylindriques ou biconiques.

#### **III.3.7.3. Superbroyeurs**

Les superbroyeurs, appelés aussi microniseurs, fournissent des poudres dont les dimensions sont de l'ordre du micron. Dans ces appareils, le broyage résulte d'une action particulière d'éclatement ou d'impact. Ils sont autogènes puisqu'il n'y a pas d'intervention de corps broyants. La fragmentation se fait par accélération de particules solides en les injectant par des buses.

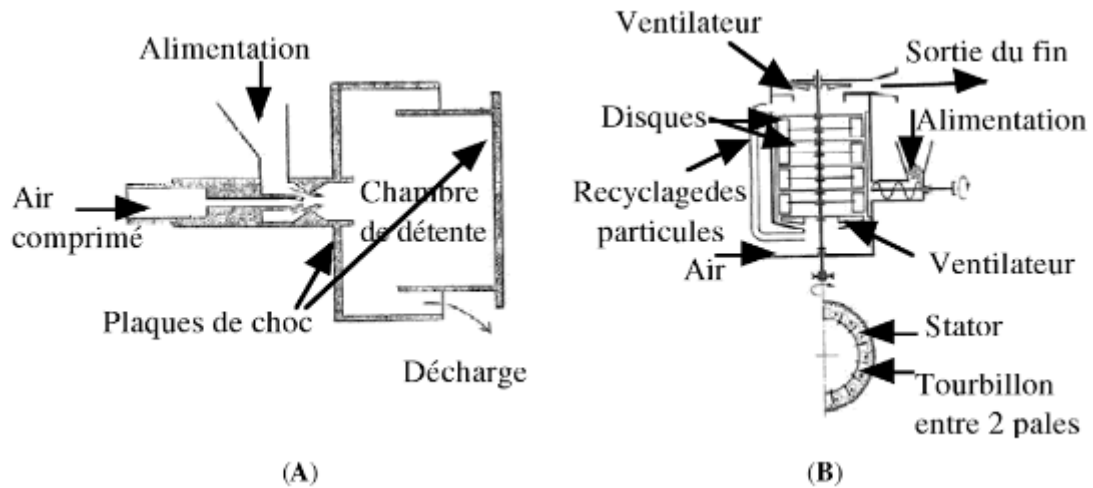


Fig.3.17. Microniseurs : (A) À jets gazeux; (B) À turbulence.

Le broyeur est souvent associé à un sélecteur. On distingue les microniseurs à :

- jet gazeux dans lequel un jet d'air entraîne à très grande vitesse les particules déjà réduites en petits éléments et les projette sur un blindage (Fig.3.17A);
- turbulence. Les fines particules d'une suspension dans un courant gazeux très turbulent auront tendance à s'entrechoquer et à se fragmenter (Fig.3.17B). Ce principe est utilisé pour obtenir des produits très fins. Dans un cylindre fixe, un rotor à pales radiales tourne à grande vitesse et provoque des tourbillons dans la région comprise entre les deux pales. Les particules en suspension dans ce gaz se déplaceront très rapidement et seront soumises à de nombreux chocs assurant la micronisation.

### III.3.8. Désintégrateurs

Les produits fibreux, élastiques ou mous peuvent être fragmentés par cisaillement, arrachage ou déchiquetage dans des appareils dénommés désintégrateurs. La fragmentation des matières fibreuses est produite par arrachement, cisaillement et celles des matières tendres par des chocs rapides et répétés. Les matières fibreuses (bois, écorces, chiffons) sont déchiquetées dans un appareil où elles entrent en contact avec un rotor muni de lames coupantes ou couteaux. D'autres couteaux sont fixés sur le corps du désintégrateur et contribuent à l'arrachement. La matière est ensuite éliminée par une grille qui assure le calibrage des produits.

### III.4. Circuits fermés de broyage.

Le but principal de broyage est l'obtention des produits avec la granulométrie nécessaire pour les procédés technologiques postérieurs. Le surbroyage des grains baisse le rendement des broyeurs et crée des difficultés à leur séparation (enrichissement), provoque l'augmentation de l'énergie consommée. Pour éviter cet inconvénient il est désirable que les particules dont les dimensions sont

déjà prêtes soient extraites du broyeur au fur et à mesure de leur formation. Cela peut être assuré par application des circuits fermés de broyage (Fig. 3.18) où n'extrait des broyeurs le produit de la granulométrie plus grande qu'il est nécessaire et puis on le sépare à l'aide d'un appareil de la classification dimensionnelle (hydraulique ou pneumatique) en deux produits: celui qui est déjà prêt suivant la granulométrie et celui, qui exige le rebroyage. En cas du broyage par voie humide le premier s'appelle overflow et le deuxième – sables formant le charge circulante d'un broyeur laquelle se mesure par le taux de circulation représentant le rapport du débit de masse des sables à celui du tout-venant.

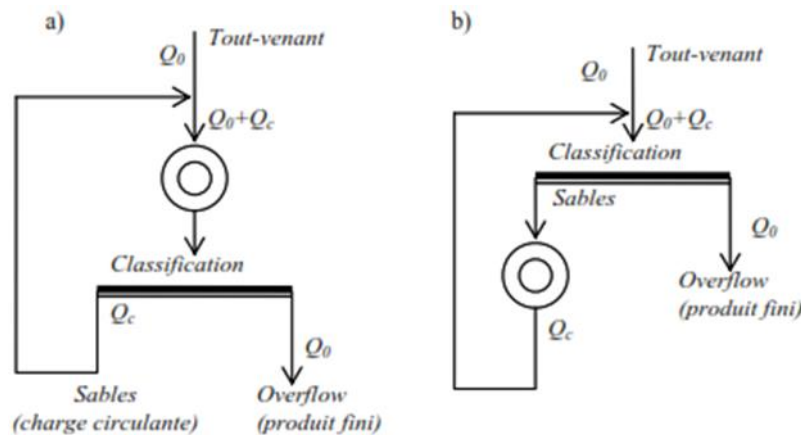


Fig.3.18.Circuits fermés de broyage:

a – avec la classification de contrôle

b – avec la classification préalable et de contrôle.

Habituellement le taux de circulation est exprimé en pour cent et peut atteindre 800-1000% et même plus. Le plus souvent, il est égal à 200-400%. Son calcul est basé sur l'équation de balance de la masse des classes granulométriques dans l'opération de la classification :

$$(Q_C+Q_O)\alpha = Q_C \nu + Q_O \beta \quad (3.38)$$

Compte tenu que le taux de circulation  $C = Q_C/Q_O$ , on obtient

### III.5. Calcul de la capacité des broyeurs à tambour.

On détermine la capacité des broyeurs à tambour en utilisant la capacité spécifique en classe granulométrique servant à ce calcul (on dit «classe calculée»). Cette capacité est le rapport de la capacité totale en cette classe au volume du broyeur pris comme étalon.

La capacité totale du broyeur en classe granulométrique exprime le travail fait par ce broyeur et représente la différence entre le débit de cette classe à la sortie de broyeur et celui-ci à l'entrée :

$$Q_\alpha^e = Q^e \beta_\alpha^e - Q^e \alpha_\alpha^e = Q^e (\beta_\alpha^e - \alpha_\alpha^e) \quad (3.40)$$

Où  $Q_{\alpha}^e$  et  $Q^e$  sont respectivement la capacité totale en classe granulométrique inférieure «a» et celle en tout-venant,  $\beta_{\alpha}^e$  et  $\alpha_{\alpha}^e$  sont les teneurs en cette classe à la sortie et à l'entrée du broyeur.

Il en suit: la capacité spécifique en classe calculée:

$$q_{\alpha}^e = Q^e (\beta_{\alpha}^e - \alpha_{\alpha}^e) / V^e \text{ en } t/m^3 \quad (3.41)$$

Où  $V^e$  est le volume du broyeur d'étalon.

Cette capacité doit être corrigée en fonction des conditions concrètes, c'est-à-dire, pour le broyeur à calculer la capacité spécifique en classe calculée est égale:

$$q_{\alpha} = q_{\alpha}^e K_D K_t K_d K_{\psi} K_{\phi} \quad (3.42)$$

Où sont les coefficients correcteurs tenant compte du diamètre intérieur du tambour du broyeur à calculer, du type de broyeur, de la dureté du matériau à broyer, de la vitesse de rotation du tambour et du taux de remplissage du tambour par le milieu broyant.

$$K_D = (D / D^e)^{0,5} \quad (3.43)$$

Ici  $D$  et  $D^e$  sont les diamètres intérieurs des tambours du broyeur à calculer et celui d'étalon.

Ayant le broyeur d'étalon avec déchargement central et celui à calculer déchargement par grille on a  $K_t = 1,2$ , dans le cas inverse  $K_t = 1/1,2$  et pour les broyeurs du même type  $K_t = 1$

$$K_d = \sqrt[4]{25/d_n} \quad (3.44)$$

Où  $d_n$  est la grosseur du tout-venant en mm.

$$K_{\psi} = 0,8 / \psi \quad (3.45)$$

$$K_{\phi} = 46 / \phi)^{0,9} \quad (3.46)$$

Où  $\psi$  est la vitesse relative.

Où  $\phi$  est le taux de remplissage en %

Ainsi, la capacité du broyeur à calculer est égale à

$$Q = q_{\alpha} V / (\beta_{\alpha} - \alpha_{\beta}) \quad (3.47)$$

Où  $V$  est le volume du tambour du broyeur à calculer en m<sup>3</sup>;  $\alpha$  et  $\beta$  sont les teneurs en classe calculée dans le produit broyé et dans le tout-venant.

Parfois, pour le calcul de la capacité on utilise la méthode se basant sur l'énergie dépensée pour une tonne de produit broyé compte tenu des conditions concrètes:

$$e^e = N^e / [Q^e (\beta_\alpha^e - \alpha_\alpha^e)] \quad (3.48)$$

$$e = e^e (K_t K_d) \quad (3.49)$$

$$Q = N / [e (\beta_\alpha - \alpha_\alpha)] \quad (3.50)$$

Où  $N^e$  et  $N$  sont les puissances consommées par le broyeur d'étalon et celui à calculer.

**Exemple :**

Calculer la capacité du broyeur à boulets à déchargement par grille ayant  $D = 4.5\text{m}$ ,  $L = 6.0\text{m}$ , la teneur en classe  $<74\text{mkm}$  dans le tout-venant égale à 55%, celle dans le produit broyé égale à 80%. Comme l'étalon prendre le broyeur à boulets à déchargement central ayant  $D = 3,6\text{m}$ ,  $L = 4.0\text{m}$ , la capacité égale à 90 t/h. La teneur en classe  $<74\text{ mkm}$  dans le tout-venant est égale à 50% et celle dans le produit broyé à 75%. La vitesse relative de rotation, le taux de remplissage du tambour et le matériau à broyer restent les mêmes dans tous les deux cas.

**Solution :**

$$\begin{aligned} q_{74}^e &= Q^e (\beta_{74}^e - \alpha_{74}^e) / [\pi (D - 0,2)^2 (L - 0,2) / 4] \\ &= 90(75 - 50) / \left[ \frac{100\pi (3.6 - 0,2)^2 (4 - 0.2)}{4} \right] = 0.65 \text{t}(\text{h} \cdot \text{m}^3) \end{aligned}$$

$$K_D = (4.5/3.6)^{0.5} = 1.12 ; K_t = 1.2 ; K_d = K_\psi = K\phi = 1$$

$$q_\alpha = 0,65 \cdot 1,12 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 0,87 \text{ t}(\text{h} \cdot \text{m}^3) ;$$

$$Q = 100 \cdot 0,87\pi (4,5 - 0,2)^2 (6 - 0,2) / [4(80 - 55)] = 293 \text{t/h}.$$

## **Chapitre IV**

### **Criblage et Classification**

#### **IV.1. Généralités et définitions**

La séparation des particules selon la taille est réalisée par criblage ou tamisage). Cette opération de classement mécanique des particules solides permet de séparer une population de fragments de matière suivant leurs dimensions, au moyen d'appareils appelés cribles ou tamis. Pour cela, on utilise une surface perforée qui laisse passer les fragments de dimensions inférieures aux dimensions des orifices et qui retient les fragments de dimensions supérieures. C'est la méthode de classement mécanique volumétrique des solides la plus simple et la plus efficace qui n'est toutefois pas utilisable lorsque les particules sont trop petites et forment des poussières. Dans ce cas, la classification est effectuée au moyen d'un fluide auxiliaire ou par d'autres méthodes.

Les opérations peuvent porter des noms différents selon la grosseur des particules à séparer. Le terme de criblage est surtout utilisé pour des opérations industrielles de classement de gros fragments alors que le synonyme de tamisage est plutôt réservé aux triages de particules plus petites et en particulier, à celles qui sont séparées au laboratoire. Ces opérations de classement direct peuvent être réalisées dans un :

- **crible** qui est un appareil industriel permettant de séparer les gros grains (dimensions supérieures à 5-10 cm) des particules moyennes et dont la surface de triage est formée par des grilles, des disques ou des cylindres ;
- **tamis** qui peut être un appareil industriel ou de laboratoire formé par un treillis et capable de séparer des particules de dimensions moyennes et petites (de 0,1 à 10 cm) ;
- **blutoir** tamis rotatif à mailles très fines est utilisé en meunerie ou dans l'industrie du graphite pour séparer des particules comprises entre 0,03 et 0,15 mm de diamètre ;
- **passoire** et tamis de contrôle qui sont des appareils définis par une norme (Afnor NF X 11.501 de 1938 en France ou Tyler aux États-Unis par exemple). Pour la norme Afnor, ces appareils sont constitués, soit de tôles perforées dont le diamètre des trous est échelonné de 0,5 à 100 mm (passoire), soit de toile métallique tissée dont la longueur des côtés de la carne varie de 0,04 à 5 mm (tamis).

Les termes suivants sont généralement utilisés dans le classement par criblage :

- le **tout-venant** est le minerai qui alimente l'appareil destiné à faire la séparation ;
- le **refus** représente la fraction qui reste sur le tamis (ou crible), c'est-à-dire la fraction qui possède des dimensions supérieures à celles des orifices du tamis ;

- le **passant** (ou tamisat ou passé) est la fraction qui passe au travers du tamis, c'est-à-dire la fraction qui possède des dimensions inférieures aux mailles du tamis ;
- la **dimension moyenne** des particules (ou diamètre moyen) est la moyenne arithmétique des ouvertures des deux tamis qui ont laissé passer et retenu ce lot de particules. La dimension moyenne des particules déduite de l'analyse granulométrique peut être obtenue par diverses relations;
- le **scalpage** ou **ététage** est l'opération qui consiste à éliminer les très gros blocs lors d'une alimentation en solides ;
- le **calibrage** concerne le classement de gros fragments (supérieurs à 1 m) par passage sur des grilles; le précriblage est l'élimination des fractions fines avant une opération de fragmentation ;
- le **criblage** est utilisé pour la classification des fragments supérieurs à 50 mm et réalisé avec des cribles rotatifs, à secousses ou vibrants ;
- le **tamisage** est plutôt l'opération de classement des particules comprises entre 0,1 et 5-10 mm avec des blutoirs rotatifs ou des tamis vibrants variés.
- **granularité** est l'ensemble des propriétés morphologiques et dimensionnelles qui caractérisent les particules constituant un échantillon de solides dispersés.

#### **IV.1.1. Mouvement des particules**

Pour que la séparation se produise, il est nécessaire que les surfaces criblantes soient mises en régime dynamique pour provoquer le déplacement et le classement des particules

#### **IV.1.2. Déplacement des particules**

Les particules, ayant des dimensions irrégulières, devront être convenablement orientées par rapport à la surface criblante pour passer à travers le tamis. Il est donc nécessaire de provoquer un déplacement vertical continu de la particule et un déplacement transversal du tamis. L'efficacité d'un tamisage peut dépendre aussi bien de l'hétérogénéité de tailles des particules. En effet, les gros grains ont tendance à former un lit sur le tamis et à empêcher les petites particules de l'atteindre. C'est pourquoi il est recommandé de mettre plusieurs surfaces de criblage inclinées en série dans les opérations industrielles.

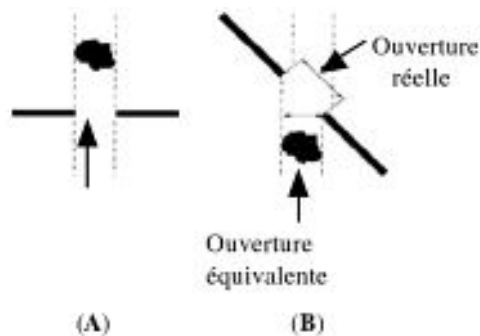
Cependant l'inclinaison des surfaces criblantes modifie la dimension apparente. Il est alors nécessaire de définir la dimension équivalente comme la dimension d'ouverture d'une surface de référence donnant une coupure équivalente à celle d'une surface réelle. La figure 4.1 et le tableau 4.1 montrent l'influence de l'inclinaison du tamis sur l'ouverture équivalente.

#### **IV.1.3. Stratification**

La stratification (stratification) est un phénomène qui apparaît pendant le criblage à la suite des vibrations de la surface tamisante. Le lit de particules est en mouvement permanent et les plus



grosses se retrouvent dans la partie supérieure tandis que les plus fines passent à travers les interstices et se concentrent dans la partie la plus basse du lit. Cette stratification favorise finalement la séparation bien qu'il existe une épaisseur maximale de la couche de matière pour que la stratification soit optimale. Après stratification, les particules les plus fines peuvent traverser la surface alors que les plus grosses peuvent obturer les orifices du tamis. Il est donc nécessaire que les particules les plus fines aient eu la possibilité de traverser un orifice au cours de rebonds successifs avant que celui-ci soit obstrué par une plaque plus grosse.



*Figure 4.1. Principe de séparation des particules sur les mailles d'un tamis (A) Crible conventionnel ; (B) Crible incliné.*

Tableau 4.1 Dimension équivalente d'une surface criblante en fonction de l'ouverture

Type d'ouverture	Dimension équivalente (eq)
Trou carré à plat	Côté eq = 1 x côté réel
Trou carré pente à 30°	Côté eq = 1.25 x côté réel
Trou rond à plat	Diamètre eq = diamètre réel
Trou rond pente à 30°	Diamètre eq = 1.50 x diamètre réel
Fentes parallèles au sens du produit sur crible plat	Ecartement eq = 0,65 x écartement réel
Fentes perpendiculaires au sens du produit sur crible pente moyenne 45°	Ecartement eq = 2 x écartement réel

#### **IV.1.4. Influence des caractéristiques des particules et de la surface tamisante sur les performances du crible**

La séparation des particules selon leur grosseur n'est jamais parfaite et les caractéristiques des particules peuvent influencer sur la capacité et l'efficacité du criblage.

#### IV.1.4.1. Forme des grains et taux d'humidité du solide

Le criblage mécanique repose sur la probabilité de passage du grain à travers la surface criblante. Cette probabilité dépend de la trajectoire des grains (vitesse, direction), de la forme et de l'épaisseur de l'orifice ou du nombre d'orifices successifs que peut rencontrer un grain donné. La probabilité de passage pour un grain de dimension égale à 0,9 fois celle de l'ouverture est d'environ 1%, c'est à-dire qu'il faut un minimum de 100 ouvertures de cette dimension sur la trajectoire de chaque grain.

On appelle grains '*difficiles*', ceux dont la dimension est comprise entre 0,7 et 1.5 fois celle de l'ouverture et l'ensemble constitue la fraction critique. De plus, la forme des grains a une influence sur l'efficacité du criblage et, tout paramètre étant égal par ailleurs, l'efficacité est d'autant meilleure que la forme de la particule est proche de celle de l'orifice. De même, l'augmentation du taux d'humidité, qui tend à augmenter l'agglomération, favorise le colmatage en diminuant l'efficacité. En revanche, l'élévation de température réduit l'agglomération des grains et permet d'éliminer parfois le colmatage.

#### IV.1.4.2. Capacité de criblage

La capacité d'un crible dépend de son aptitude au :

- transfert de matière qui correspond au débit total admissible sur la surface criblante ;
- passage à travers les trous qui correspond au débit total possible de traversée sur la surface criblante.

La capacité de criblage est en fait un compromis entre les deux critères précédents. Elle est affectée par :

- le pourcentage de passant (grains de dimensions inférieures à celles du tamis) et, plus il est faible, moins la séparation est bonne ;
- la fraction critique (pourcentage de grains difficiles) et plus elle est élevée, moins la séparation est efficace ;
- le pourcentage en eau qui agit sur la coulabilité et sur la facilité de colmatage des fines ;
- la morphologie des grains par rapport à la géométrie des orifices.

La capacité d'un crible (C) peut être déterminée en fonction de la surface tamisante (A) et l'ouverture des mailles (d) à l'aide des deux formules suivantes, selon l'état du solide. Dans ces expressions,  $\rho$  représente la masse volumique du solide et le temps de criblage. La capacité s'exprime par les relations suivantes, en voie :

- humide:  $C = \rho \cdot A \cdot d / t$  (4.1)

- sèche :  $C = 1,5(\rho \cdot A \cdot d) / t$  (4.2)

#### IV.1.4.3. Efficacité du criblage

L'efficacité du criblage est affectée par plusieurs facteurs :

- la détérioration des surfaces criblantes ;
- la différence de forme des fragments;
- l'angle d'inclinaison des surfaces ;
- les trajectoires des grains au voisinage des surfaces;
- la dimension des trous.

L'efficacité est déterminée expérimentalement en comparant les résultats du criblage à ceux déterminés par analyse granulométrique et en faisant passer l'échantillon dans un tamis (ou une série de tamis) normalisé(s). Il existe une certaine confusion dans la signification de l'efficacité. Elle sera établie en se basant sur l'établissement des bilans massiques selon que l'objectif soit de recueillir le produit cible dans le refus ou la tamisat. Considérons une alimentation en solide de A kg contenant a % (ou a' en valeur réelle) de grosses particules (de dimensions supérieures aux mailles du tamis) (cf. figure 4.2.A). A la fin de l'opération on recueille R kg de refus et P kg de passé de teneurs respectives r et p% en grosses particules (r' et p' en valeurs réelles). Les dimensions de coupure sont déterminées après analyse granulométrique sur une série normalisée.

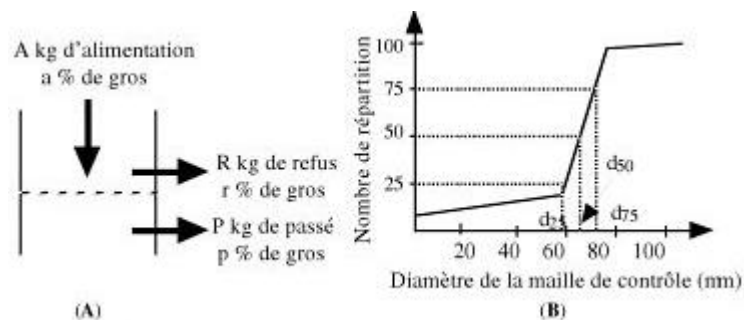


Figure 4.2. Criblage. (A) Schéma de principe ; (B) Courbe de partage.

La représentation du bilan-matière du crible donne :

- bilan global :  $A = P + R$
- bilan par rapport au gros:  $A_a = P_p + R_r$

La séparation des particules n'étant jamais parfaite, la sélectivité (ou efficacité) du tamisage, ou de passage peut se définir de deux façons selon l'objectif recherché. Il est possible de définir :

- l'efficacité ou rendement de passage ( $\eta_p$ ) qui doit fournir le maximum de particules fines dans le tamisat. Dans ces conditions, l'efficacité s'exprime par le rapport des particules effectivement recueillies dans le tamisat (R') par rapport au tamisat prévisible dans le brut (R déterminé par analyse granulométrique sur des tamis normalisés). Dans ces conditions, et d'après le symbolisme adopté,  $R'_r = (100 - p)P/100$  et

$$R_r = (100 - a)A / 100.$$

$$\text{Donc } \eta_r = \frac{R_r}{R_T} = \frac{(100 - p)}{(100 - a)} \frac{P}{A} \quad (4.3)$$

Où  $a$ ,  $p$  et  $r$  sont les pourcentages des particules de dimensions supérieures à la taille du tamis, respectivement dans l'alimentation, le passé et le refus. La substitution de  $R=A-P$  dans l'équation bilan par rapport au gros donne :

$$A a = P p + A r - P r \Rightarrow A (a - r) = P (p - r) \Rightarrow \frac{P}{A} = \frac{a - r}{p - r} \text{ soit :}$$

$$\eta_r = \frac{(100 - p)}{(100 - a)} \frac{(a - r)}{(p - r)} = \frac{(1 - p')}{(1 - a')} \frac{(a' - r')}{(p' - r')} \quad (4.4)$$

Industriellement, l'efficacité varie de 60 à 90 % en zone critique, c'est-à-dire lorsque les dimensions des grains sont comprises entre 0,7 et 1,5 fois celles de la surface criblante:

• l'efficacité d'épuration ( $\eta$ ) doit fournir le maximum de grosses particules dans le refus. Dans ces conditions, l'efficacité s'exprime par le rapport de la masse des grosses particules récupérées dans le refus ( $R_r$ ) sur le refus prévisible ( $R$  déterminé par analyse granulométrique), soit

$$R_r = r R \text{ et } R_R = a A. \text{ L'efficacité sera donc } \eta_r = \frac{R_r}{R_R} = \frac{r R}{a A}. \text{ La substitution}$$

de  $P = A - R$  dans l'équation bilan par rapport au gros donne :

$$A a = A p - R p + R r \Rightarrow A (a - p) = R (r - p) \Rightarrow \frac{R}{A} = \frac{a - p}{r - p}. \text{ Donc :}$$

$$\eta_r = \frac{r (a - p)}{a (r - p)} \quad (4.5)$$

L'efficacité d'épuration est aussi appelée de taux de recouvrement :

• le taux de refus ( $\eta_r$ ) (rejection ratio) qui représente, par analogie, le rapport de la masse du produit intéressant trouvé dans le tamisât à la masse de ce même produit contenu dans le brut. C'est une

grandeur complémentaire de l'efficacité de passage qui s'exprime par  $\eta_p = \frac{R}{A} \frac{(100 - r)}{(100 - a)}$ . La

substitution de  $P$  par  $A - R$ , dans l'équation bilan, donne  $\frac{R}{A} = \frac{a - p}{r - p}$  (voir ci-dessus) et le taux de refus est donné par l'équation (4.6).

$$\eta_r = \frac{(a - p)}{(r - p)} \frac{(100 - r)}{(100 - a)} = \frac{(a' - p')}{(r' - p')} \frac{(1 - r')}{(1 - a')} \quad (4.6)$$

Dans ces conditions, le rendement pourrait être déterminé comme étant le produit de  $\eta_p$  et  $\eta_r$ . Il faut noter que l'efficacité de passage,  $\eta_p$ , caractérise le tamisat (produit fin devant être valorisé) alors que l'efficacité d'épuration,  $\eta_r$ , est surtout utilisée lorsque le produit noble est dans le refus.

#### **IV.1.5. Caractéristiques des surfaces de criblage**

##### IV.1.5.1. Divers types de surface

Selon la nature des produits traités, plusieurs types de surface tamisante peuvent être utilisés :

- Tôles perforées (passoires). Elles sont utilisées dans de nombreuses installations pour le criblage de produits lourds et de granulométrie supérieure à 70-80 mm. Les passoires sont des plaques de tôles percées de trous circulaires égaux. Elles sont adaptées pour les solides à forme sphérique. Ces tôles sont réalisées avec plusieurs nuances d'acier allant de l'acier doux aux aciers spéciaux ;

- grilles métalliques lissées. Elles sont utilisées pour le criblage de fragments compris entre 1 et 70 mm. Elles sont réalisées en acier haute résistance ou en acier inoxydable ou galvanisés. Elles se présentent sous forme :

- ondulées droites,

- à surface plane sans point d'accrochage,

- ondulées à mailles rectangulaires (matériaux colmatants),

- en forme de harpe pour les produits très colmatants,

- anticolmatante, constituées d'un réseau de fils ondulés avec fil de lisse intercalé :

- toiles métalliques. Elles sont utilisées industriellement pour les granulométries inférieures à 1mm et elles peuvent être à mailles carrées ou à mailles rectangulaires. Elles sont, en général, obtenues par l'entrelacement de fils (soie, crin, nylon, métaux, etc.) tendus parallèles (fils de chaîne) et de fils disposés perpendiculairement par un moyen mécanique (fils de trame)

Elles sont caractérisées par :

- la maille qui représente l'ouverture formée par l'entrelacement des fils de chaîne et deux fils de trame. Son ouverture se définit comme la distance entre deux fils consécutifs. Elle peut être carrée, rectangulaire, triangulaire, etc.,

- l'ouverture qui est la dimension de l'orifice dans laquelle passe la particule. Elle est définie, soit par la largeur des fentes, soit par le diamètre du trou. Le pourcentage d'ouverture (surface utile pourcentage de vide) est le rapport de l'aire totale des ouvertures par l'aire totale de la surface tamisante :

- *grilles en matériau anti-abrasion*. Elles sont réalisées avec diverses catégories de matériaux synthétiques ou en caoutchouc anti-abrasion et sont utilisées pour les produits fragiles. Elles permettent une meilleure tenue à l'abrasion, un criblage plus silencieux. Il existe plusieurs formes

de trous en fonction de leurs applications pour un rendement optimal (fissures, trous carrés, trous oblongs, trous ronds).

- L'inclinaison de la surface tamisante modifie sa projection horizontale et a une grande importance sur l'efficacité de la séparation (cf. figure 4.1). Le choix des surfaces tamisantes est lié aux caractéristiques de ces surfaces et du solide à séparer.

#### IV.1.5.2. Les tamis et passoires de contrôle

Les tamis et passoires de contrôle sont des appareils utilisés au laboratoire pour déterminer l'analyse granulométrique des solides. Il existe deux sortes de surfaces tamisantes :

- les toiles tissées à mailles carrées appelées tamis ;
- les tôles perforées de trous ronds dénommées passoires

Il est évident que, pour un même lot de solide, les résultats obtenus avec ces deux types de surfaces tamisantes seront différents. Il existe cependant une correspondance entre ces deux types d'appareils. Différents systèmes ont été définis dans divers pays et normalisés en fonction d'une échelle de diamètres d'ouverture d'une série de tamis de contrôle. Les plus importants sont :

- *la série Afnor* (française) (norme NF X-11.501 de 1938) est définie par le côté (a), du carré formé par le vide intérieur des mailles. Les longueurs de ces côtés sont échelonnées de 0,040 mm jusqu'à 5 mm suivant la série des nombres normaux avec une progression géométrique de  $\sqrt[10]{10} = 1,259$ . Un tamis peut être aussi désigné par un chiffre appelé module M (M varie de 17 à 38) défini par la relation (4.7) dans laquelle a est la longueur du côté, en  $\mu\text{m}$  :

$$M = 10 \log (a + 1) \quad (4.7)$$

Pour les passoires, les diamètres des trous sont normalisés, en France, par l'Afnor, selon la formule :  $d=0,5 \cdot 10^n/10$  (avec d en mm) et dans laquelle n'est égal à 0, 1, 2, etc. Les passoires possèdent des trous échelonnés de 0.5 à 100 mm suivant une série variant selon une progression de  $\sqrt[10]{10} = 1,259$  et elles sont définies aussi par un numéro de module M', par la relation (4.7) dans laquelle d est la longueur du côté, en  $\mu\text{m}$ :

$$M = 10 \log d \quad (4.7')$$

- *la série Tyler* (américaine) qui a pour base un tamis métallique de 200 mailles par pouce (mesh) (200 ouvertures pour 2,54 cm) avec un fil de 0,0021 pouce soit une ouverture de 0,074 mm de côté. Le vide (ouverture) entre les fils du tamis varie suivant une progression de  $\sqrt{2} = 1,414$  (pour la série standard) et  $\sqrt[4]{2} = 1,189$  (pour la série normale) :
- *les séries* ASTM E 11-70 (1970) (États-Unis), Din 1171 (Allemagne), BS 410.1931 (Grande-Bretagne) sont aussi utilisées.

#### IV.1.6. Tamisage industriel

Le tamisage (*criblage*) est une opération courante dans l'industrie minérale (roches fragmentées), végétale (grains, farines), manufacturière et en chimie fine. Il est utilisé pour:

- éliminer les gros fragments, avant de les retraiter dans un broyeur pour réduire leurs dimensions ;
- éliminer les poussières ;
- classer les produits en différentes catégories suivant leur taille pour répondre aux exigences commerciales (graviers, charbons, sables, etc.) ;
- obtenir un lot homogène de fragments pour optimiser l'efficacité du traitement physique (gravimétrie) ou physico-chimique (flottation).

En théorie un produit brut devrait se partager en deux fractions solides après criblage :

- le passé, constitué de particules dont le diamètre est inférieur à celui des mailles du tamis;
- le refusé, constitué de particules dont le diamètre est supérieur à celui des mailles du tamis. En pratique il n'en est pas toujours ainsi parce que ;
- le produit peut être humide et les fines particules colmatent les mailles ;
- le temps de tamisage est trop court ou la fréquence de secouage est trop faible pour avoir une séparation parfaite ;
- les toiles peuvent être usées ou les mailles brisées ;
- il y a des déformations locales, une particule pouvant écarter les fils de la maille sous l'action du choc et passer alors que son diamètre est supérieur.

On distingue quatre grands types d'appareils industriels qui peuvent être fixes ou mobiles : les cribles statiques, les cribles rotatifs (trommels et blutoirs), les tamis vibrants et les cribles circulaires.

##### IV.1.6.1. Les cribles statiques

Les cribles statiques sont surtout utilisés pour la séparation de solides qui se présentent en gros fragments (supérieurs à 5-10 cm). Il est possible d'utiliser :

- *le crible à barres planes inclinées*. Il est constitué par une série de barreaux trapézoïdaux parallèles fortement inclinés sur l'horizon. Le produit descend par gravité et les morceaux les moins gros passent au travers de fentes alors que les refusés sont collectés en bout de chaîne (cf. figure 4.3.A).

Ces cribles peuvent être parfois mobiles (mouvement alternatif dans le sens des barreaux). Ces grilles, de dimensions décroissantes, peuvent éventuellement être disposées en cascade vers la décharge de façon à procéder à un classement grossier de fragments de dimensions comprises entre 100 et 1000 mm et l'écartement des barreaux peut varier de 25 à 250 mm au plus (cf. figure 4.3 B).

Les cribles statiques fonctionnent sous inclinaison de  $45^\circ$  et sont utilisés, par exemple, dans les mines de fer, en voies sèche ou humide :

- *le crible à cylindres ou à rouleaux* est constitué par une série de cylindres animés d'un mouvement de rotation. Les fragments dont les dimensions sont supérieures à l'écartement des cylindres sont retenus (cf. 4.4.A). Ces cribles sont généralement utilisés pour des produits dont la dimension est comprise entre 1 et plusieurs mm. Ces appareils peuvent être équipés de systèmes décolmatants, mais ne sont pratiquement plus utilisés maintenant :

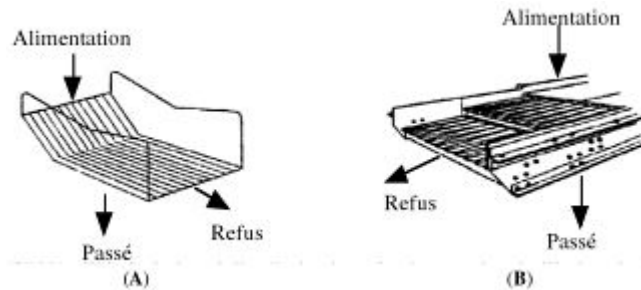


Figure 4.3. Cribles. (A) A barres inclinées; (B) A barres en cascade.

- *le crible à grilles courbes* est utilisé pour le criblage à l'eau. Ce sont des grilles concaves composées de barreaux transversaux (cf. figure 4.4.B). Ils permettent de faire des classifications relativement grossières de grains compris entre 0,1 et 3-4 mm. L'usage de grilles courbes présente l'avantage de déterminer la quantité de fines dans le refus ainsi que l'influence des masses volumiques de certains minéraux.

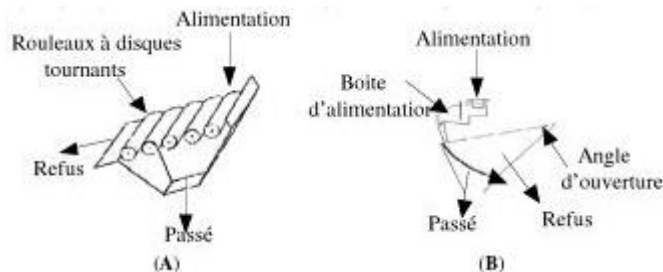


Figure 4.4. Cribles (A) A rouleaux : (B) A grille courbe.

#### IV.1.6.2. Les cribles rotatifs

Les trommels et blutoirs sont constitués d'une surface cylindrique ou conique tamisante en toile ou tôle perforée montée autour d'un arbre d'entraînement. Le cylindre est ouvert aux deux extrémités et légèrement incliné par rapport à l'horizontale. Ces cribles sont alimentés à la partie supérieure et tournent à vitesse modérée ( $20$  à  $50 \text{ tr.min}^{-1}$ ). Les trommels sont réalisés en tôle perforée et possèdent des diamètres de  $0,6$  à  $2 \text{ m}$  pour des longueurs de  $2$  à  $15 \text{ m}$ . La vitesse de rotation périphérique de l'ordre de  $1 \text{ m.s}^{-1}$ . Le débit des solides traités est de l'ordre de  $0,25 \text{ t/h}$  de surface perforée développée et par mm d'ouverture ( $50 \text{ t.h}^{-1} \text{ m}^{-2}$  pour une perforation de  $20 \text{ mm}$  par exemple). Ils sont utilisés pour les particules de dimensions moyennes (de l'ordre du cm).



Les trommels sont des appareils mobiles qui se divisent en deux classes :

- *le trommel compound*, constitué par deux ou plusieurs cylindres coaxiaux légèrement inclinés (5 % au maximum) et animés d'un mouvement de rotation (cf. figure 4.5.A). Les parois des cylindres intérieurs comportent des trous de tailles décroissantes quand on va vers l'extérieur et il est ainsi possible de séparer le produit en plusieurs fractions (n+1 fractions pour n tamis);
- *le trommel tandem* est formé par une série de tamis dont les ouvertures s'agrandissent de l'alimentation au déchargement (cf. figure 4.5.B). Les blutoirs sont des trommels constitués par un cadre à section hexagonale fine (mailles de 0,1 mm ou moins) supportant une toile permettant de séparer des poudres sèches très fines et non abrasives (farines, graphite, kaolin). Tous ces appareils tournent à faible vitesse et possèdent de faibles capacités et efficacité. Ils sont maintenant d'usage limité et ont été remplacés par des tamis vibrants.

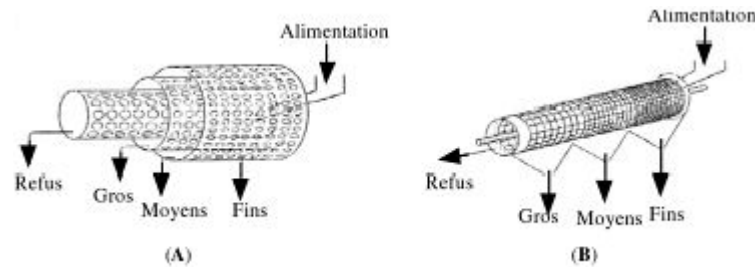


Figure 4.5. Trommels (A) Compound; (B) Tandem.

#### IV.1.6.3. Les cribles vibrants

Les tamis vibrants sont les appareils les plus employés et sont constitués par une série de 1 à 4 cadres portant une toile ouverte (généralement un grillage métallique horizontal ou incliné) animés d'un mouvement périodique. Ils peuvent posséder jusqu'à 3 m de large pour une longueur de 1 à 10 m. Ils peuvent effectuer tous les tamisages à sec pour des dimensions comprises entre 0,3 et 120 mm avec des débits horaires pouvant s'étaler de quelques tonnes à plusieurs centaines de tonnes. Ils sont soumis à des vibrations à l'aide d'un dispositif mécanique ou électromagnétique qui produit des vibrations ou des secousses d'une grande variété et permet de distinguer un certain nombre d'appareils :

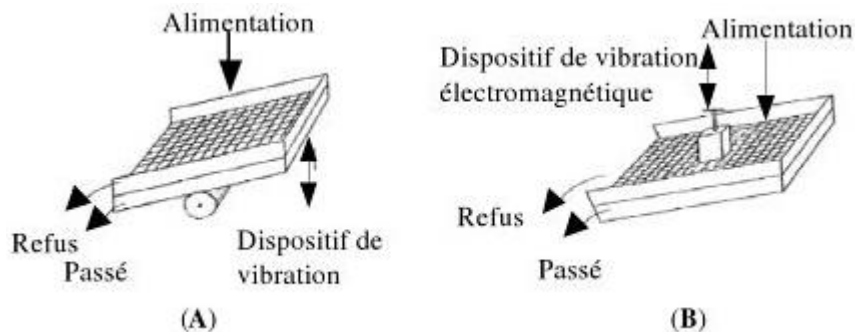


Figure. 4.6. Tamis (A) Vibrant; (B) Magnétique.

- *le crible vibrant simple* est animé d'un mouvement vertical avec une fréquence supérieure à 600 vibrations.min<sup>-1</sup> et d'amplitude inférieure à 25 mm. Ces vibrations peuvent être d'origine mécanique ou magnétique. La surface criblante peut être inclinée (12-30°). L'alimentation se fait à la partie supérieure et s'écoule selon la pente sous l'effet de la vibration. La stratification permet le passage des fines à travers le crible alors que les grosses sont évacuées, à la partie inférieure de la surface (cf. figure 4.6). Dans le cas d'un crible horizontal, le mouvement résultant des vibrations verticales elliptiques ou curvilignes, orientées selon l'axe du crible, permet une progression des produits vers l'avant du crible. Ce type de crible est utilisé en égoutteur dans les sablières ;
- *le crible oscillant* est agité d'un mouvement linéaire avec des gammes d'amplitude plus importantes et de fréquences plus faibles que les précédents (100-400 secousses.min<sup>-1</sup>);
- *le crible à secousses* est animé d'un mouvement linéaire de va-et-vient dans le plan du bâti principal par l'intermédiaire d'un système bielle-manivelle. L'amplitude des secousses est de 12 à 50 mm et la fréquence de 30 à 200 secousses/min. Ces appareils ont une largeur de 0,6 à 2 m et une longueur de 2 à 10 m et fonctionnent horizontalement ou avec une légère pente. Le mouvement peut être :
  - *alternatif horizontal* (cf. figure 4.7.A),
  - *giratoire horizontal* (cf. figure 4.7.B),
  - *giratoire vertical* (cf. figure 4.7.C);
- *crible banane*, ainsi nommé à cause de sa forme due à ses toiles à pentes multiples dont l'angle d'inclinaison se réduit au fur et à mesure que l'on approche de la décharge des refus. Ils peuvent être munis de toiles métalliques, de panneaux de polyuréthane ou de caoutchouc. Ils peuvent atteindre des dimensions de 4,5 à 10 m de large.

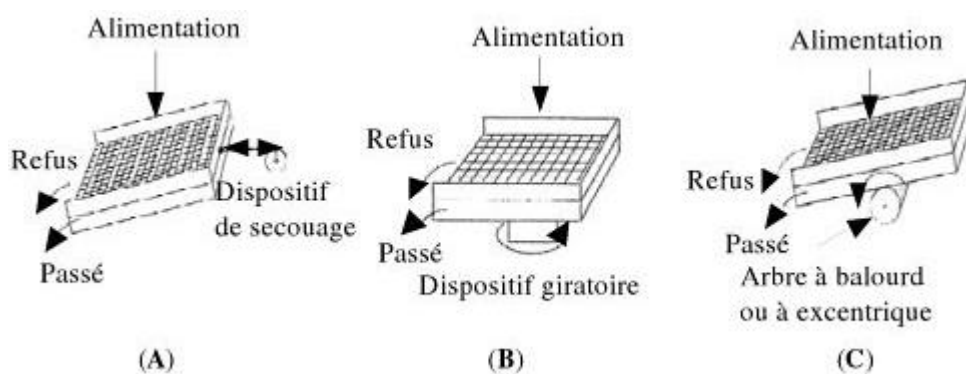


Figure 4.7. Tamis alternatifs). (A) Horizontal à secousses; (B) Giratoire horizontal; (C) Giratoire vertical.

#### IV.1.6.4. Les cribles circulaires

*Les cribles circulaires* sont utilisés pour des tamisages de très fines particules (1-2 mm). On distingue les cribles :

- à mouvement circulaire. Le crible rotatif est animé d'un mouvement circulaire *horizontal dans le plan de la surface tamisante* :
- à mouvement circulaire elliptique. *Le tamis rotatif est animé d'un mouvement circulaire horizontal dans tout le plan de la surface tamisante* :
- *cribles à vibration circulaire*. La vibration est créée par des masses excentrées (balourds) aux extrémités supérieure et inférieure de l'arbre moteur. La rotation du système provoque une vibration horizontale déplaçant le solide vers la périphérie (cf. figure 4.8 A);
- *cribles centrifuges*. La surface tamisante habille un cylindre à axe vertical qui tourne à une vitesse constante avec un mouvement circulaire qui impose une pulsation perpendiculaire à la surface. L'alimentation se fait à la partie supérieure et la force centrifuge provoque le passage des particules fines à travers la toile alors que le refus glisse vers le bas du cylindre (cf. figure 4.8 B);
- *crible NKM*. Ce crible est apparu ces dernières années dans les circuits de carbone en pulpe pour séparer les granules de carbone. C'est un crible cylindrique statique que la pulpe peut traverser grâce au mouvement induit mécaniquement par le liquide.

#### IV.1.6.5. Autres cribles

Il existe un certain nombre d'autres cribles utilisés pour des applications plus spécifiques telles que les :

- cribles à haute fréquence (supérieures à 3000 vibrations.min<sup>-1</sup>);
- cribles à mouvement ondulatoire par vibrations circulaires dont le mouvement est produit par un rotor à balourd ;
- cribles à plans inclinés disperseurs qui sont caractérisés par des mailles d'ouverture plus importantes que celles des mailles de coupure désirée puisque l'ouverture rencontrée par la particule est diminuée par l'augmentation de pente ;

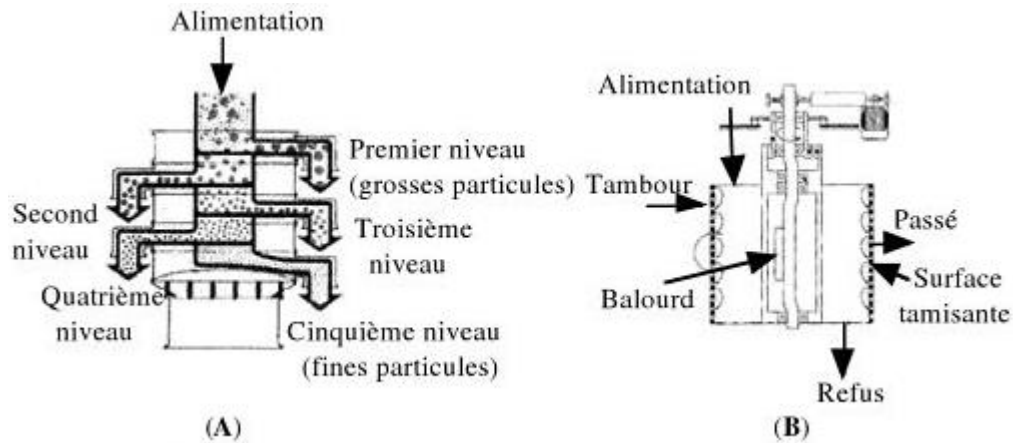


Figure 4.8. Cribles : (A) À mouvement vibratoire circulaire Sweco (4 niveaux de tamisage); (B) Centrifuge.

- cribles à tambour séparateur. Le mécanisme de séparation est basé sur la différence des forces d'adhésion des particules sphériques et des particules irrégulières de même nature sur la surface d'un tambour rotatif en présence d'humidité contrôlée.

#### IV.2. Classification pneumatique et hydraulique

Les procédés par voie indirecte font intervenir un fluide pour favoriser la séparation des solides selon leur taille ou leur nature. Cette technique est essentiellement utilisée pour les lots de fines particules difficiles à séparer en phase solide et consiste à mettre les particules en suspension dans un liquide (souvent de l'eau) ou un gaz (généralement de l'air). La phase solide-fluide est ensuite traitée par la technique la mieux adaptée à la séparation.

On regroupe sous le nom générique de sédimentation, l'ensemble des opérations fondamentales de l'industrie chimique faisant intervenir le mouvement et le dépôt des particules solides dans les fluides sous l'influence de leur poids. Une certaine confusion peut régner dans la dénomination des opérations. Aussi, nous définirons par :

- *sédimentation*, la formation de dépôts solides à partir de suspension de particules solides dans un liquide ou un gaz. Cette sédimentation peut se faire sous l'influence d'un champ de forces et peut donc être gravimétrique, centrifuge, magnétique ou électrique. C'est une opération de classement qui peut être aussi :

- *hydraulique*, c'est-à-dire une classification dimensionnelle des granulats en fonction de leurs différences de vitesse de chute au sein d'un liquide,
- *pneumatique*, c'est-à-dire une classification dimensionnelle des particules en fonction de leurs différences de vitesse de chute dans l'air :

- *décantation*, l'opération de séparation qui consiste à laisser déposer des particules solides en suspension dans un liquide au repos sous l'influence de leur poids ou sous l'action de la force

centrifuge. Le but de cette opération est de concentrer une suspension plus ou moins diluée en un magma de solide et un liquide clair ;

- **dépoussiérage des gaz**, la séparation des particules solides en suspension dans un gaz sous l'influence de leur poids, d'une force centrifuge ou électrique. Le but est d'éliminer les particules solides contenues dans une suspension pour purifier le gaz et/ou récupérer le solide.

D'autres termes, en rapport avec un milieu diphasique solide-fluide, peuvent aussi être rencontrés et on définit par :

- **égouttage** l'opération qui élimine, par voie d'écoulement naturel, l'excédent de liquide dans les mélanges solide-liquide en laissant toutefois le solide imprégné de ce liquide ;
- **essorage** un égouttage amplifié par des moyens mécaniques (centrifugation, réduction de pression ou vibration);
- **déschlammage**, l'opération qui vise à éliminer les fines particules d'un solide en voie humide ;
- **débouillage**, un brassage énergique des roches enrobées de matières argileuses, en vue de permettre l'élimination des fines particules ;
- **lavage**, une opération permettant l'entraînement et la séparation des sédiments et matières organiques dissoutes ;
- **rinçage**, le dernier lavage à l'eau claire de granulats ou de sables préalablement débouillés. Le dépôt des particules solides dans un fluide peut donc être mis à profit pour faire des opérations de séparation (décantation, dépoussiérage), mais aussi des opérations de classification. Les méthodes de classement peuvent se faire par rapport à :
  - la taille des particules en effectuant un triage gravimétrique par classement hydraulique ou pneumatique ;
  - la nature des particules et cette séparation peut se faire par :
    - triage magnétique, - triage électrique, - triage gravimétrique, - flottation.

#### **IV.2.1. Séparation des particules suivant leur taille**

Cette méthode concerne le classement hydraulique ou le classement pneumatique et est surtout intéressante lorsque l'on a à séparer des fines particules pour lesquelles les toiles de tamis sont fragiles et se colmatent facilement. La classification hydraulique est utilisée pour séparer et/ou classer les particules solides de tailles inférieures à 1 mm. La classification pneumatique est surtout utilisée pour classer ou séparer les fines particules nécessaires à une opération dans laquelle le solide doit être sec.

IV.2.1.1. Étude du mouvement d'un solide dans un fluide immobile

Lorsqu'une particule de solide est déposée dans un fluide immobile, elle est soumise à plusieurs types de forces qui dépendent de la forme de la particule, de sa grosseur, des masses volumiques du solide et du fluide, ainsi que de la concentration de la suspension en solide.

IV.2.1.1.1. Cas d'une particule de forme sphérique dans une suspension diluée

Les particules sont rarement parfaitement sphériques, mais cette forme est facile à étudier. Ce modèle peut donc être utilisé dans le cas de particules sphéroïdales en faisant ensuite la correction avec la sphéricité.

Une particule se déplaçant dans un fluide est soumise à trois forces:

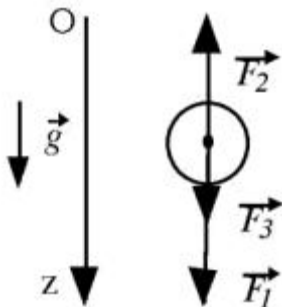
- la force de pesanteur :  $\vec{F}_1 = m \vec{g} = V \rho_s \vec{g}$  ;

- la poussée d'Archimède : opposée à la force de pesanteur et égale au poids du fluide déplacé :

$$\vec{F}_2 = -m' \vec{g} = -V \rho_f \vec{g} ;$$

- une force de résistance du fluide qui s'oppose au déplacement de la particule :

$$\vec{F}_3 = \frac{-C S \rho_f u^2 \vec{e}_z}{2}.$$



Dans cette relation, S représente la surface de projection du solide sur un plan perpendiculaire au déplacement et C le coefficient de friction (ou de traînée) qui dépend du régime de déplacement.

En examinant le cas d'une particule tombant dans un fluide, sans vitesse initiale, la résultante des forces est donnée par

$$\vec{F} = \vec{F}_1 + \vec{F}_2 + \vec{F}_3 = m \vec{a}, \text{ soit, en projection par rapport à Oz:}$$

$$m a_z = (\rho_s - \rho_f) V g - \frac{C S \rho_f u^2}{2} \quad (4.8)$$

Dès que la particule est déposée dans le fluide, elle prend un mouvement accéléré. Au fur et à mesure que la vitesse augmente, la force  $\vec{F}_3$  de résistance du fluide prend elle-même de plus en plus d'importance et il arrive un moment où  $\vec{F}_1 + \vec{F}_2 + \vec{F}_3 = \vec{0}$ . La particule a alors atteint sa vitesse limite de chute lorsque l'accélération devient nulle. Cette vitesse limite de chute ( $u_l$ ) est donc obtenue lorsque :

$$(\rho_s - \rho_f) V g = \frac{C S \rho_f u_l^2}{2} \Rightarrow u_l^2 = \frac{2 (\rho_s - \rho_f) V g}{C S \rho_f}$$

Si la valeur de C est connue, il est facile de déterminer la vitesse limite puisque dans le cas d'une

particule sphérique,  $V = \frac{\pi d^3}{6}$ ,  $S = \frac{\pi d^2}{4}$  et  $\frac{V}{S} = \frac{2d}{3}$ . La vitesse maximale que peut prendre une particule est donc donnée par la formule (4.9) :

$$u_l^2 = \frac{4 (\rho_s - \rho_f) d g}{3 C \rho_f} \Rightarrow u_l = \sqrt{\frac{4 (\rho_s - \rho_f) d g}{3 C \rho_f}} \quad (4.9)$$

Les caractéristiques du solide ( $\rho_s$ , et  $d$ ) et du fluide ( $\rho_f$ ) sont faciles à déterminer et le coefficient C dépend du régime d'écoulement. Des études ont permis d'établir que, dans le cas d'une sphère en mouvement dans une suspension diluée, le comportement du solide à l'égard du fluide varie selon la vitesse et donc le nombre de Reynolds. Pour une sphère, le coefficient de frottement varie selon

la fonction  $C = \frac{b}{Re^n}$  (où  $b$  et  $n$  sont des coefficients et  $Re = \frac{\rho_f u_l d}{\mu}$  le nombre de Reynolds des particules). Il convient donc d'envisager les trois régimes d'écoulement suivants.

• *Régime laminaire*

Ce régime est régi par la loi de Stokes. En régime laminaire, le mouvement relatif est lent et les filets de liquide, immobiles au contact de la particule, croissent avec l'éloignement de celle-ci. On admet que ce régime est obtenu lorsque le nombre de Reynolds est compris entre  $10^{-4}$  et 1. Dans ce

cas,  $C = \frac{24}{Re}$  ( $b = 24$  et  $n = 1$ ) et se transforme en:  $C = \frac{24 \mu}{\rho_f u_l d}$  L'application de la formule (4.8)

au dépôt d'une particule sphérique  $\left( V = \frac{\pi d^3}{6} \text{ et } S = \frac{\pi d^2}{4} \right)$  et en régime laminaire donne :

$$\frac{(\rho_s - \rho_f) \pi d^3 g}{6} = \frac{24 \mu \rho_f u_l^2}{2 \rho_f u_l d} \frac{\pi d^2}{4}, \text{ soit :}$$

$$u_l = \frac{(\rho_s - \rho_f) d^2 g}{18 \mu} \quad (4.10)$$

• Régime intermédiaire

Ce régime est régi par la loi de Allen. Il marque la fin du régime laminaire et, dans ce cas, les lignes de courant décollent du corps du solide et font apparaître des tourbillons qui restent stationnaires par rapport au fluide. Ce régime est atteint lorsque le nombre de Reynolds est compris entre 1-10 et 500-1000. Dans ces conditions, le coefficient de frottement est donné par la fonction  $C = 18,5 \cdot Re^{-0,6}$  ( $b = 18,5$  et  $n = 0,6$ ) et la transformation de l'équation (7.9) permet d'obtenir la vitesse limite de chute.

• Régime turbulent

Ce régime est régi par la loi de Newton. Il est atteint pour des nombres de Reynolds compris entre 500 et  $2 \cdot 10^5$ . Dans ces conditions, les tourbillons ne sont plus solidaires du solide mais le suivent à vitesse inférieure (décrochement) et le coefficient de friction est considéré comme étant constant et égal à 0,44. Dans ces conditions, l'équation (7.8) devient

$$\frac{C S \rho_f u_l^2}{2} = \frac{0,44 \pi d^2 \rho_f u_l^2}{2 \times 4} = 0,055$$

$$\pi d^2 \rho_f u_l^2 = \frac{(\rho_s - \rho_f) \pi d^3 g}{6} \Rightarrow$$

$$u_l \approx \sqrt{\frac{3 (\rho_s - \rho_f) d g}{\rho_f}} \quad (4.11)$$

• Représentation graphique

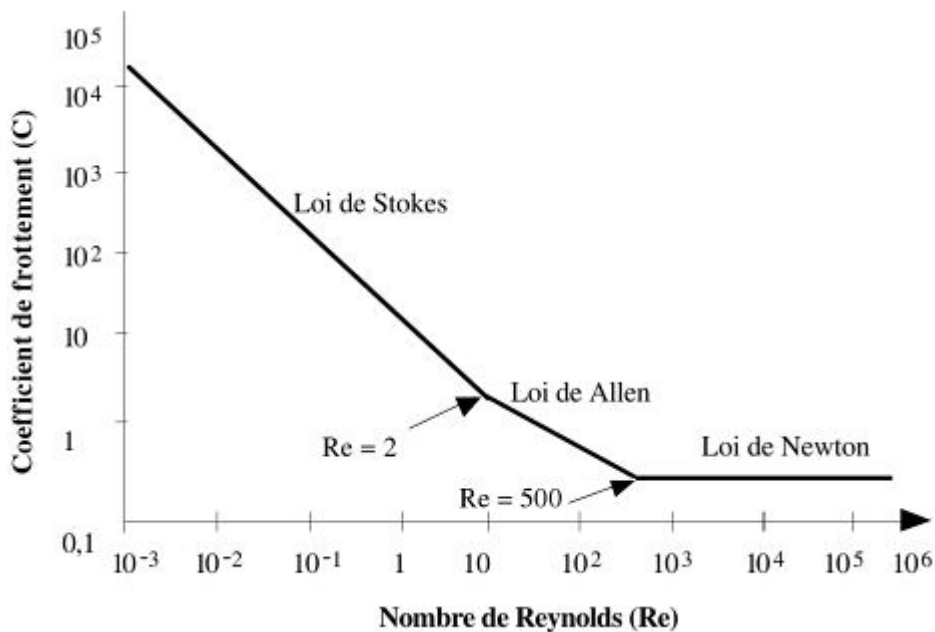


Figure 4.9. Évolution du coefficient de traînée avec le nombre de Reynolds pour des particules sphériques immergées dans un fluide.



Ces diverses lois peuvent être illustrées dans le graphique de la figure 4.9 qui exprime, en coordonnées logarithmiques, la variation du coefficient de traînée en fonction du nombre de Reynolds.

*IV.2.1.1.2. Cas d'une particule de forme quelconque et des solutions concentrées*

Lorsqu'une particule est de forme quelconque, les conclusions précédentes restent qualitativement valables, mais il est nécessaire de faire des expériences pour déterminer la vitesse limite. Pour une particule quelconque, l'orientation du solide par rapport au mouvement du fluide influe sur le coefficient de résistance. La sphéricité permet d'apporter une correction à la vitesse limite (plus la sphéricité est faible, plus la vitesse limite diminue et s'écarte de celle de la sphère de même masse). D'une façon générale, le coefficient de frottement pour une particule irrégulière est, pour un même nombre de Reynolds, supérieur à celui de la sphère équivalente. On peut aussi utiliser le facteur correctif, donné dans le tableau 4.2, pour des particules de formes géométriques régulières. Par exemple, pour des particules cubiques (diamètre équivalent = 1,241 a) se déplaçant en régime

$$C = \frac{24 \mu}{\rho_f u_l d}$$

laminaire (facteur correctif = 0,92). La force de résistance du fluide, sachant que  $F = C \rho_f u_l^2 d$ , donne, après simplification,

$$3 \mu \pi d u_l = 3 \mu \pi 1,241 \frac{u_l}{0,92}.$$

Tableau 4.2 Facteurs correctifs en fonction de la forme des particules

Forme de l'objet	Diamètre de la sphère équivalente	Facteur correctif en	
		régime laminaire	régime turbulent
Sphère	d	1,00	1,00
Cube (a <sup>3</sup> )	1,241 a	0,92	0,56
Parallélépipède			
a a 2a	1,563 a	0,90	0,52
a 2 a 2a	1,970 a	0,89	0,51
a 2 a 3a	2,253 a	0,88	0,48
a a 0,1 a	0,576 a	0,70	0,30
a a 0,01 a	0,267 a	0,19	0,15
Cylindre			
h = a	1,145 a	0,95	0,64
h = 2 a	1,442 a	0,93	0,58
h = 0,5 a	0,909 a	0,93	0,58
h = 0,15 a	0,608 a	0,79	0,38
h = 0,01 a	0,247 a	0,22	0,15

Lorsque les suspensions sont plus concentrées, les particules interagissent les unes avec les autres et la sédimentation est gênée. Ce phénomène apparaît dès que la distance interparticulaire est inférieure à 10 fois la taille des particules.

Pratiquement, pour toute suspension dont le titre volumique est supérieur à 1-3%, la sédimentation est entravée. La vitesse limite est alors donnée en fonction de la vitesse en sédimentation libre ( $u_l^0$ ) par la relation 7.12 où  $\Phi$  est le titre volumique du solide dans la suspension et n un coefficient dépendant du régime d'écoulement et égal à 4,65 en régime laminaire,  $4,4 \text{ Re}^{0,1}$  en régime intermédiaire et 2,39 en régime turbulent :

$$u_l = u_l^0 (1 - \Phi)^n \quad (4.12)$$

#### IV.2.1.1.3. Séparation de particules non calibrées d'espèces différentes

Les lois précédentes peuvent aussi être appliquées aux particules dont les masses volumiques sont différentes. Si deux particules sphériques de diamètres  $d_1$  et  $d_2$  et de masses volumiques  $\rho_{s1}$ , et  $\rho_{s2}$  se déposent avec la même vitesse de chute dans un liquide de masse volumique  $\rho_f$ , elles ne sont pas séparables et sont dites équivalentes (la plus grosse particule,  $d_2$  de l'espèce la moins dense,  $\rho_{s2}$  : tombe à la même vitesse que la petite particule,  $d_1$  de l'espèce la plus dense,  $\rho_{s1}$ ). On appelle raison de la sédimentation libre (raison du classement), le rapport supérieur des diamètres de deux particules sphériques équivalentes.

avec  $n = 0,5$  en régime laminaire  
 et  $n = 1$  en régime turbulent.

$$\frac{d_2}{d_1} = \left( \frac{\rho_{s1} - \rho_f}{\rho_{s2} - \rho_f} \right)^n \quad (4.13)$$

Pour une sédimentation, la vitesse limite de chute est égale à l'expression suivante :

$$u_l = \sqrt{\frac{4 (\rho_{s1} - \rho_f) d_1 g}{3 C_1 \rho_f}} = \sqrt{\frac{4 (\rho_{s2} - \rho_f) d_2 g}{3 C_2 \rho_f}} \quad (4.14)$$

Il peut y avoir séparation des grains de densité  $\rho_{s1}$  et  $\rho_{s2}$  (avec  $\rho_{s2} < \rho_{s1}$ ) et dont les dimensions sont comprises entre  $d_2$  et  $d_1$  (avec  $d_2 > d_1$ ) lorsque les vitesses de chute des grains les plus petits ( $d_1$ ) de la matière la plus dense ( $\rho_{s1}$ ), sont plus grandes que celle des grains les plus gros ( $d_2$ ) de la matière la moins dense ( $\rho_{s2}$ ). Il faut donc que, pour un régime :

- laminaire :

$$d_1 \sqrt{\rho_{s1} - \rho_f} \geq d_2 \sqrt{\rho_{s2} - \rho_f}, \text{ soit } \frac{d_2}{d_1} \leq \sqrt{\frac{\rho_{s1} - \rho_f}{\rho_{s2} - \rho_f}} \quad (4.15)$$

• turbulent :

$$d_1 (\rho_{s1} - \rho_f) \geq d_2 (\rho_{s2} - \rho_f), \text{ soit } \frac{d_2}{d_1} \leq \frac{\rho_{s1} - \rho_f}{\rho_{s2} - \rho_f} \quad (4.15')$$

**Exemple :**

Des gouttelettes sphériques de goudron de houille de 10 μm se déposent sous l'influence de leur poids. Sachant que la masse volumique du goudron est de 1170 kg.m<sup>-3</sup>, que la viscosité dynamique et la masse volumique de l'air sont respectivement de 0,018 cPo et 1,2 kg.m<sup>-3</sup>, déterminer le régime de dépôt et la hauteur minimale de l'appareil pour que le dépôt ait lieu en 1 min.

**Solution :**

$$d = 10 \mu\text{m} = 10^{-5} \text{ m} ; \rho_s = 1170 \text{ kg.m}^{-3}; \mu = 0,018 \text{ cPo} = 1,8.10^{-5} \text{ Pas};$$

$$\rho_f = 1,2 \text{ kg. m}^{-3}; t = 1 \text{ min} = 60 \text{ s.}$$

En régime laminaire, la vitesse de dépôt de particules est donnée par la loi de Stokes (cf. équation

(1.3)

$$u_1 = \frac{(\rho_s - \rho_f) d^2 g}{18 \mu} = \frac{(1170 - 1,2) \times 9,81 \times (10^{-5})^2}{18 \times 1,8.10^{-5}}$$

$$= 3,54.10^{-3} \text{ m.s}^{-1}$$

Pour être sûr que cette formule est applicable, il faut vérifier que la vitesse de chute des particules correspond bien au régime laminaire. Le nombre de Reynolds est égal à

$$Re = \frac{\rho_f u_1 d}{\mu} = \frac{1,2 \times 3,54.10^{-3} \times 10^{-5}}{1,8.10^{-5}} = 2,36.10^{-3}.$$

Cette valeur correspond bien à un régime laminaire (valeur comprise entre 10<sup>-4</sup> et 1). Il serait aussi possible d'utiliser la formule de Newton (cf. équation (1.4) pour établir la vitesse limite de chute et, dans ce cas, vérifier que la chute correspond à un régime turbulent. Dans ces conditions,

$$u_1 = \sqrt{\frac{3 (\rho_s - \rho_f) d g}{\rho_f}}$$

$$= \sqrt{\frac{3 (1170 - 1,2) \times 9,81 \times 10^{-5}}{1,2}} = \sqrt{0,287} = 0,536 \text{ m.s}^{-1} \text{ et } Re = \frac{\rho_f u_1 d}{\mu} =$$

$$\frac{1,2 \times 0,536 \times 10^{-5}}{1,8.10^{-5}} = 0,357.$$

Cette valeur correspond encore à un régime laminaire.

La relation de Newton n'est donc pas applicable dans ce cas.

Puisqu'il a été vérifié que le régime de chute était laminaire et la vitesse de chute était de

$3,54 \cdot 10^{-3} \text{ m.s}^{-1}$ , la distance parcourue par la particule en 1 min (60 s) est de  $3,54 \cdot 10^{-3} \times 60 = 0,212 \text{ m}$ .

La distance de dépôt est donc de 21,2 cm et il faut donc prévoir un appareil dont la hauteur est plus grande ou égale à 21,2 cm pour obtenir une séparation convenable dans ces conditions.

#### IV.2.1.2. Principe de la séparation hydraulique

Le classement hydraulique est le classement des solides de même espèce suivant leur dimension par sédimentation dans un liquide. Il est utilisé pour des séparations volumétriques de particules très fines qui ne peuvent être tamisées ( $< 0,3 \text{ mm}$ ). La séparation hydraulique est régie par trois principes fondamentaux :

- à masse volumique égale, les grosses particules ont une vitesse de chute plus importante que les fines;
- pour une même taille, les particules les plus denses ont une vitesse de chute plus élevée que les particules les moins denses ;
- les vitesses de dépôt des particules diminuent quand la viscosité et/ou la densité du fluide augmentent. Lorsqu'un système est alimenté en continu avec une suspension, le solide et le liquide sont en mouvement. La vitesse d'entraînement du fluide vient se superposer à la vitesse de chute du solide. La séparation peut se faire selon plusieurs techniques selon le mouvement du fluide.

##### IV.2.1.2.1. Fluide en mouvement ascendant vertical

Ce procédé consiste à envoyer la suspension dans un récipient où l'on introduit un courant d'eau ascendant à une vitesse  $u_a$  intermédiaire entre les vitesses de chute extrêmes  $u_l$  des particules grosses et fines. Les grains les plus fins, donc les plus légers ( $u_a > u_l$ ) sont entraînés par le fluide (surverse) alors que les plus lourds ( $u_a < u_l$ ), sont entraînés vers la sousverse (cf. figure 4.10 A). Ce principe est à la base de la séparation des particules par élutriation.

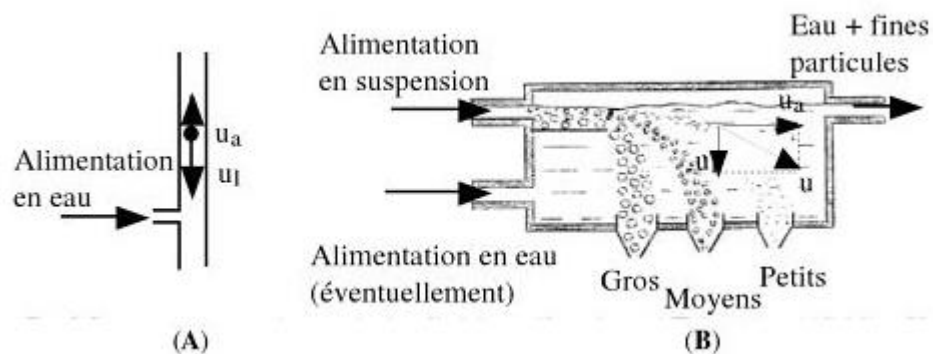


Figure 4.10. Principes de base de la classification hydraulique. (A) Mouvement vertical du fluide ; (B) Mouvement horizontal du fluide.

#### IV.2.1.2.2. Fluide en mouvement horizontal

Lorsque le solide et le fluide circulent dans la même direction, les particules de grosseurs différentes n'ont pas la même vitesse de chute et ont des trajectoires diverses qui permettent de les séparer (cf. figure 4.10 B). Une suspension aqueuse de particules est envoyée horizontalement, à faible vitesse, dans une chambre de sédimentation très large où se produit le dépôt en fonction de la vitesse de chute. Le mouvement absolu de chaque grain se compose d'un mouvement d'entraînement horizontal du système solide-fluide à la vitesse ( $\overline{u_a}$ ) et d'un mouvement de particule réglé par la vitesse de chute ( $\overline{u_f}$ ). Les trajectoires des particules sont obtenues par somme de ces deux composantes. Les particules à grande vitesse de chute (grains lourds) tombent plus vite que les particules à faible vitesse (particules légères) et se déposent plus près de l'alimentation. On obtient ainsi des fractions de diverses tailles. Un courant d'eau supplémentaire, dirigé horizontalement à la partie inférieure peut être ajouté pour améliorer la sélectivité de la séparation.

Ces méthodes sont utilisées au laboratoire (élutriation) pour déterminer les dimensions des particules et dans l'industrie pour classer les particules dans les hydro-classificateurs. Ces principes de base peuvent aussi être utilisés pour le classement pneumatique.

#### IV.2.1.3. Classificateurs hydrauliques

La classification hydraulique peut être réalisée par un grand nombre de méthodes et les appareils peuvent se classer en deux grandes catégories : les classificateurs gravitationnels et les classificateurs centrifuges.

##### IV.2.1.3.1. Classificateurs gravitationnels

Les classificateurs gravitationnels peuvent se diviser en trois catégories. Les classificateurs :

- *mécaniques à simple sédimentation*. Ils sont constitués d'une cuve de sédimentation à parois parallèles et à fond incliné muni d'un dispositif mécanique qui permet le classement;
- *coniques* qui sont basés sur la différence de vitesse de chute des particules qui permettent à certaines de sédimenter et à d'autres d'être entraînées ;
- *à injection d'eau* dans lesquels un courant d'eau vertical ou horizontal vient se superposer à la chute du solide.

Avec les classificateurs mécaniques, le mouvement des solides nécessaire à la classification est produit par un dispositif de transfert mécanique. Ces appareils sont constitués par un bac incliné dans lequel est placé un agitateur (racloir, vis, disque ou tambour). L'alimentation se fait au milieu de l'appareil et la suspension agitée se sépare selon la grosseur des grains. Les grosses particules sont remontées à l'aide d'un râteau ou d'une vis d'Archimède. Il est possible de faire varier le

diamètre de séparation en modifiant la distance entre l'alimentation et la surverse par rapport aux fines et la concentration de l'alimentation (plus la solution est concentrée et plus les grosses particules risquent d'être entraînées).

La dimension de la séparation est donc déterminée par la concentration, la pente du bac, la vitesse de raclage et la distance entre l'alimentation et la surverse. Il existe plusieurs types de classificateurs mécaniques.

➤ CLASSIFICATEUR À RÂTEAU

Dans le classificateur à râteau, un râteau en mouvement, sensiblement rectangulaire, permet de remonter les solides déposés sur le fond incliné (25 % environ) vers la sousverse supérieure (cf. figure 4.11 A). La fréquence du râteau est de 5 à 15 tr.min<sup>-1</sup> selon la dimension de coupure désirée. Ils sont utilisés en couplage avec les broyeurs pour effectuer des séparations de 100 à 800 µm.

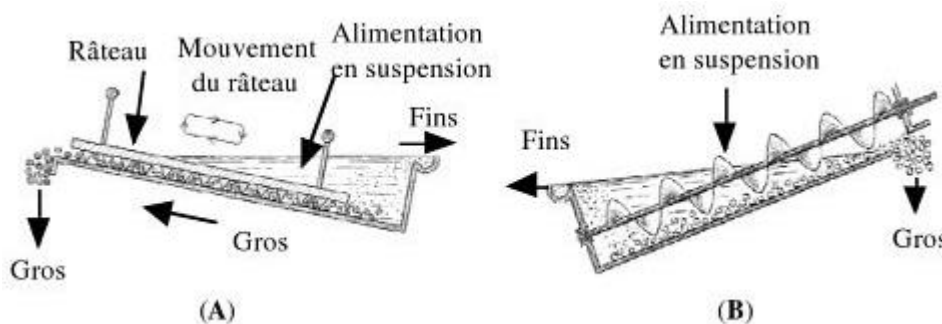


Figure 4.11. Classificateur mécanique. (A) À râteau ; (B) À vis d'Archimède.

➤ CLASSIFICATEUR À VIS

Le classificateur à vis est constitué d'un bac allongé dans lequel tourne une vis d'Archimède (cf. figure 4.11 B). Les particules les plus grosses sont entraînées vers la sousverse supérieure par la vis alors que les plus fines sont évacuées par débordement à la partie inférieure (*surverse*). La distance de la vis par rapport à l'aube permet de classer en fonction de la grosseur des particules. Ces appareils sont simples, robustes, nécessitent peu de maintenance et sont utilisés pour réaliser des séparations de 75 à 1000 µm.

➤ CLASSIFICATEUR CONIQUE

Le classificateur conique est un classificateur non mécanique, constitué d'un cône renversé où la suspension est introduite vers le milieu du cône (cf. figure 4.12 A).

Le poids des sédiments des grosses particules permet l'ouverture de la sousverse alors que les plus fines sont entraînées en surverse par le courant d'eau. Ces appareils sont souvent utilisés en série avec des cônes de plus en plus gros. La vitesse d'entraînement étant de plus en plus faible, un mélange peut être séparé en plusieurs fractions. Il existe aussi des couloirs de classement qui

permettent de faire des séparations en plusieurs lots comme dans le cas de l'élutriateur (cf. figure 4.13 B).

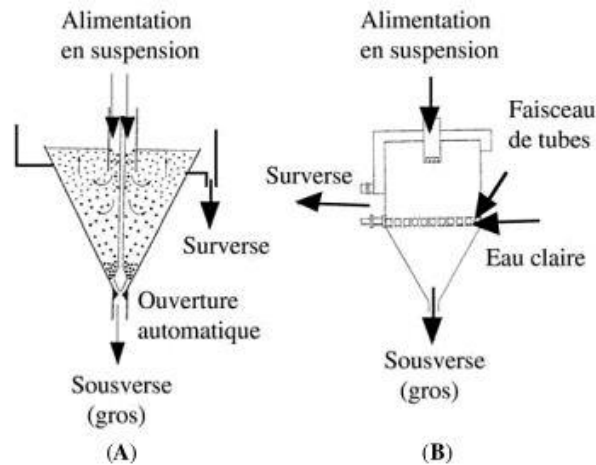


Figure 4.12. Classificateurs coniques de types Prior (A) et Unisizer (B).

➤ CLASSIFICATEUR À INJECTION D'EAU

La séparation des particules solides peut être modifiée et améliorée lorsque l'on fait circuler un courant d'eau à contre-courant ou à courants croisés. Il est ainsi possible d'utiliser :

- *des cônes classificateurs*, analogues aux appareils précédents mais muni d'une entrée d'eau comme le classificateur de type «Unisizer » (cf. figure 4.12 B). Le diamètre de séparation est fonction du débit de l'eau. Ces appareils possèdent un faisceau de tubes placés au-dessus de la partie pyramidale et dont l'injection d'eau crée une zone de fluidisation qui entraîne les petites particules en surverse alors que les grosses particules sédimentent en sousverse. Cet appareil peut traiter des produits de 0 à 2 mm avec des débits pouvant atteindre  $100 \text{ t.h}^{-1}$  de solide ;
- *un classificateur à double cône*. L'appareil est constitué par deux cônes de même axe (cf. figure 4.13 A). L'alimentation est introduite dans le cône intérieur et rencontre un courant d'eau ascendant lorsque la suspension circule dans l'espace interconique. Il est possible de faire varier la finesse de la séparation en enfonçant plus ou moins le cône intérieur à l'aide du volant et en modifiant le débit d'eau ;
- *un élutriateur* qui est un appareil principalement de laboratoire utilisé pour le classement de petites quantités de matière en vue d'une analyse granulométrique. Il est constitué d'une série de tubes verticaux de diamètre croissant. La suspension est envoyée à la partie supérieure du premier tube et un courant d'eau ascendant est envoyé à la base à une vitesse intermédiaire entre les vitesses limites de chute. Les fines particules sont éliminées au sommet en surverse puis sont soumises à une deuxième séparation dans le tube suivant de diamètre supérieur. On peut ainsi obtenir des lots de particules de dimensions de plus en plus petites à la base de chaque tube. Il est cependant

nécessaire d'opérer avec de faibles concentrations pour être dans les conditions de la chute libre. Industriellement, ces appareils se trouvent surtout sous forme conique.

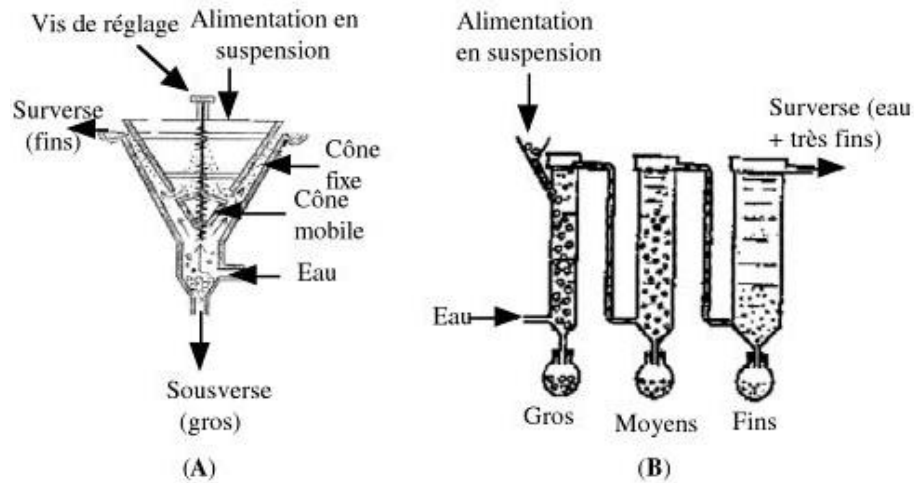


Figure. 4.13. Classificateurs à injection d'eau. (A) Classificateur à double cône; (B)

#### IV.2.1.3.2. Classificateurs centrifuges

Avec les classificateurs centrifuges, la sédimentation a lieu sous l'effet de la force centrifuge provoquée par la rotation de la suspension. Ils fonctionnent selon le même principe que les cyclones de dépoussiérage, l'eau remplaçant l'air.

Dans les formules qui donnent la vitesse limite de chute des particules (équation 4.9), l'accélération de la pesanteur ( $g$ ) est remplacée par l'accélération angulaire,  $\omega = u^2/r$

( $u$  étant la vitesse tangentielle de la particule et  $r$  le rayon de rotation), de telle sorte que les vitesses limites des particules sont augmentées tout en restant dans des rapports identiques. Il en résulte donc un accroissement de la capacité. Deux types d'appareils sont utilisés : les hydrocyclones et les centrifugeuses.

#### ➤ HYDROCYCLONES

Les hydrocyclones sont des classificateurs centrifuges statiques sont cylindroconiques et sont alimentés tangentiuellement dans la partie cylindrique (cf. figure 4.14). Les grosses particules tombent dans le cône et sont éliminées en sousverse alors que les fines particules sont éliminées par le courant en surverse. Un certain nombre de formules empiriques sont données et permettent de donner la maille de coupure et la capacité de traitement en fonction des caractéristiques du cyclone. Il est possible de faire des séparations de 3 à 400  $\mu\text{m}$ .

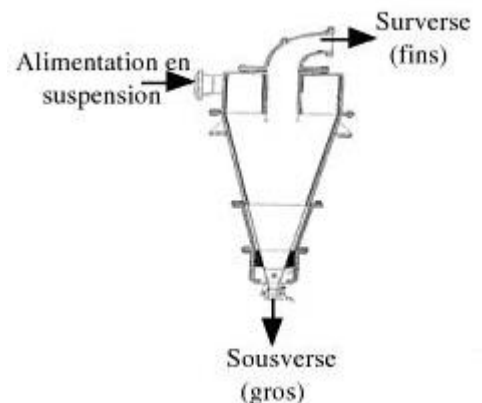


Figure 4.14. Hydrocyclone



#### IV.2.1.4. Classement pneumatique

La classification pneumatique des solides, dispersés dans un milieu gazeux est utilisée sur une large gamme puisqu'elle, permet de faire des séparations avec des débits allant de quelques grammes (laboratoire) à environ 100 t.h<sup>-1</sup> industrie) pour des coupures fines allant de 1 à 100 µm ou parfois grossières (250-500 µm). Cependant, le classement des particules dont la dimension est inférieure à 10 µm reste délicat.

La classification pneumatique est utilisée généralement à température ambiante, pour séparer une suspension en deux fractions, l'une, qui est entraînée par l'air et contenant de petites particules, et l'autre, contenant les grosses particules. Cette séparation est aussi basée sur les différences de forces qui peuvent exister entre les vitesses de chute d'un solide et celle d'un gaz. Cette méthode est utilisée surtout pour les très fines particules et leurs mouvements sont régis par la loi de Stokes (régime laminaire).

La classification pneumatique ne doit pas être confondue avec le dépoussiérage dont l'objectif est d'éliminer le solide d'un gaz pour l'épurer totalement. Elle est surtout une nécessité lorsqu'elle est couplée avec le broyage à sec ou pour séparer des produits devant être secs, ou réagissant avec l'eau ou pour des granulométries qui imposent ensuite une séparation solide-liquide difficile à réaliser. Les appareils peuvent être utilisés en :

- circuit ouvert, pour un dépoussiérage, par exemple ;
- circuit fermé pour régler la finesse du broyage ou pour préclasser les matières avant broyage ;
- cascade pour obtenir divers lots granulométriques.

Ces séparations sont effectuées selon deux types de classificateur. Les appareils mettant en œuvre une :

- chambre de sélection statique à courant gazeux, fonctionnant à contrecourant ou à courants croisés, avec ou sans chicanes ;
- force centrifuge, analogue aux appareils utilisés en classement hydraulique.

##### IV.2.1.4.1. Classificateurs à courant gazeux horizontal ou vertical

Lorsque les particules solides sont envoyées à l'intérieur d'une chambre, la vitesse d'entraînement de l'air se combine à la force de pesanteur pour ralentir la vitesse de chute (courant vertical) ou donner des trajectoires de chute différentes (courant horizontal) comme dans le cas de la séparation hydraulique. On utilise généralement des vitesses d'air comprises entre 0,2 et 0,8 m.s<sup>-1</sup> selon la taille des particules à séparer. Cette vitesse est un compromis entre la vitesse du courant gazeux et l'entraînement des particules déposées.

➤ SÉPARATEURS DE TYPE « LOUVRE »

Cet appareil est à fonctionnement horizontal et les changements de direction du courant gazeux favorisant la séparation sont provoqués par des déflecteurs inclinés sur l'horizontale (cf. figure 4.15 A).

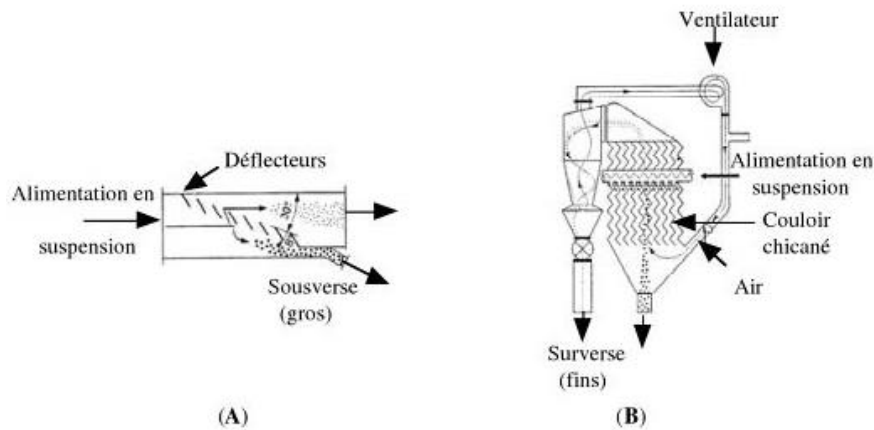


Figure. 4.15. Classificateurs pneumatiques. (A) Séparateur de type Louvre; (B) Sélecteur pneumatique « Alpine ».

Il permet de classer grossièrement des particules dans une chambre de détente cylindrique en envoyant horizontalement la suspension dans cette chambre. Les particules les plus grosses tombent les premières et sont extraites à la base alors que les plus fines sont entraînées en surverse,

➤ SÉPARATEUR À COURANT GAZEUX VERTICAL

Cet appareil est à fonctionnement vertical et est constitué d'une chambre munie de plusieurs tubes verticaux en forme de zigzags parcourus par le courant gazeux et alimenté par le solide à séparer (cf. figure 4.15 B). La chambre comprend une succession de zones de sélection que parcourent les particules. L'alimentation en suspension peut être réalisée au centre ou à la base.

Il existe aussi des appareils à conception mixte, c'est-à-dire avec alimentation en solide et en air circulant à contre-courant dans une chambre inclinée (classificateur Birtley).

IV.2.1.4.2. Classificateurs centrifuges

L'appareil le plus courant est le cyclone statique analogue à ceux utilisés en classification hydraulique. Les autres appareils contiennent en plus des organes mobiles (ventilateur, plateau de dispersion, turbines, etc.), des déflecteurs ou des chicanes.

➤ CYCLONES STATIQUES

Ils fonctionnent comme les cyclones hydrauliques (cf. figure 4.14) avec injection tangentielle du gaz qui provoque une centrifugation des particules et un classement entre les fines, qui sont entraînées par le fluide, et les grosses particules qui sédimentent et sont évacuées par le bas. Cependant la viscosité de l'air étant plus faible que celle de l'eau, la résistance du fluide est moins

élevée et le diamètre des cyclones pneumatiques est plus grand que celui des cyclones hydrauliques, pour une même grosseur de particules. En revanche, si l'on veut avoir un effet centrifuge maximal, on a intérêt à travailler avec des cyclones de petits diamètres. Il est aussi possible de travailler avec un dispositif multicyclonaire en parallèle disposé dans une chambre de grand diamètre pour combiner les deux effets.

➤ SÉPARATEURS MÉCANIQUES À SPIRALES

Ils fonctionnent selon le principe de la centrifugation, c'est-à-dire que les particules sont soumises à deux forces opposées :

- la force centrifuge ( $F_c$ , équation (4.16), produite par un rotor ;
- la force centripète ( $F_r$ , équation (4.17) produite par la friction avec le courant gazeux. Le mouvement des particules est représenté dans la figure 4.16 A. Ces forces sont données par les expressions suivantes où R est le rayon du rotor et  $u_t$  et  $u_r$  sont les composantes tangentielle et radiale de la vitesse et d la dimension des particules. Plus le diamètre diminue et plus la vitesse augmente. Les fines particules sont entraînées avec le fluide ( $u_t < u_r$ ) et les grosses particules sédimentent ( $u_t > u_r$ ).

Il est possible d'appliquer les relations (4.16) et (4.17) lorsque le gaz suit la loi de Stokes.

$$F_c = \frac{(\rho_s - \rho_f) u_t^2 \pi d^3}{6 R} \quad (4.16) \quad F_r = 3 \pi \mu d u_r \quad (4.17)$$

Dans ces relations,  $u_r$  et  $u_t$  représentent respectivement les composantes radiale et tangentielle de la vitesse et R le rayon du rotor. La dimension de coupure théorique ( $d_{50}$ ) est obtenue lorsque les forces centrifuge et centripète sont égales. Dans ces conditions, la relation (4.18) est obtenue.

$$d_{50} = \frac{1}{u_t} \sqrt{\frac{18 \mu R u_r}{(\rho_s - \rho_f)}} \quad (4.18)$$

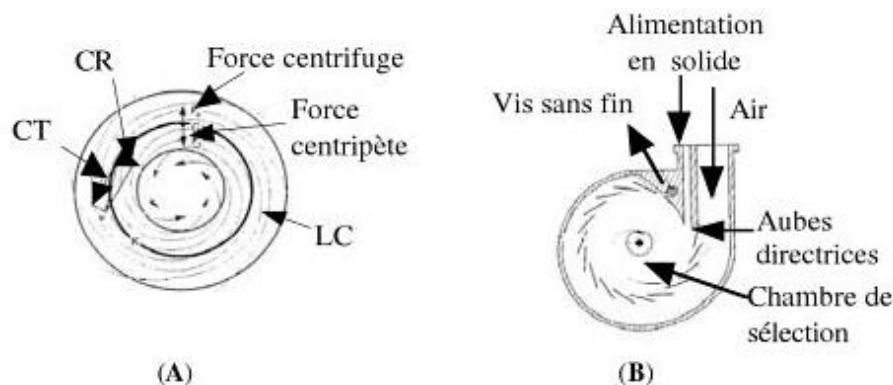


Figure 4.16. Sélecteur mécanique à spirale : (A) Forces agissant dans le courant (CR: composante radiale de la vitesse, CT : composante tangentielle de la vitesse et LC: ligne de courant); (B) Coupe transversale.

La figure 4.16 B montre la coupe de ce séparateur. Le produit est entraîné par un courant d'air créé par un ventilateur dans la chambre de sélection au centre. Les grosses particules sont déviées vers la périphérie et éliminées par une vis sans fin alors que les particules fines sont refoulées par le ventilateur dans un séparateur à poussières. L'ajustement des aubes directrices permet de modifier la pente de la spirale et la vitesse de l'air. Il est possible de séparer des particules possédant des dimensions de 2-20  $\mu\text{m}$  pour des débits allant de 30 à 5 000  $\text{kg}\cdot\text{h}^{-1}$ .

➤ SÉLECTEUR PNEUMATIQUE À ROTORS HORIZONTAUX

Ils sont constitués d'un ou plusieurs rotors horizontaux cannelés. L'alimentation en solide se fait au sommet du cyclone (ou avec l'air) et l'air est introduit en bas de l'appareil. Les fines particules sont entraînées par l'air alors que les grosses sont rejetées par le rotor et éliminées à la base (cf. figure 4.17 A). Il est possible de séparer des particules dont la taille est comprise entre 3 et 150  $\mu\text{m}$ .

➤ SÉLECTEUR MÉCANIQUE À AIR

Ces sélecteurs sont proches des cyclones et comportent un dispositif mécanique (plateau de dispersion, ventilateur) permettant d'améliorer l'efficacité de la séparation. Il est ainsi possible de séparer les particules fines avec un débit convenable. Le sélecteur pneumatique à « whizzer » est le plus connu (cf. figure 4.17 B). La suspension est alimentée dans la partie supérieure sur le plateau de dispersion. Les trajectoires différentes des particules des diverses grosseurs sont obtenues par la ventilation apportée par le « whizzer » situé dans la partie supérieure.

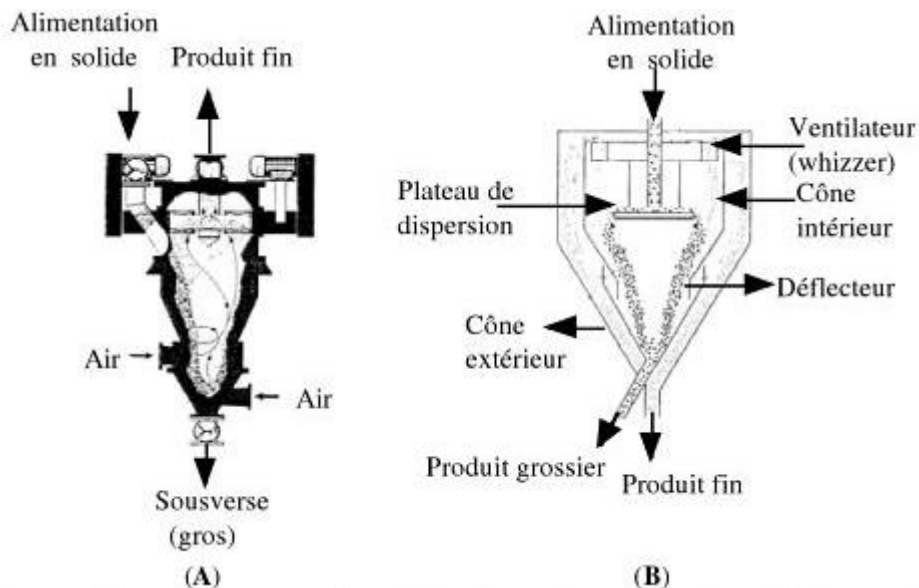


Figure 4.17. Sélecteur pneumatique (A) A rotors horizontaux ; (B) À plateau de dispersion «whizzer »

## **Références bibliographiques**

- FAUDUET Henri, Mécanique des fluides et des solides appliquée à la chimie, Lavoisier, 2011, 691 pages.
- *P.I. Pilov, O.V. Petrova. Procédés et machines de traitement des minéraux utiles: le manuel. Université Nationale des Mines Dnipropetrovsk, 2013. – 114 pages.*
- Андреев Е.Е. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению : Учебник [Текст]/Е.Е. Андреев, О.Н. Тихонов. Санкт- Петербургский государственный горный институт (технический университет). СПб, 2007. 439с.
- Андреев С.Е. ,Зверевич В.В. , Перов В.А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых.. Издание: Недра, Москва, 1980 г.
- Верхотуров, М.В. Дробление, измельчение и подготовка руд к Обогащению Учебное пособие.–Красноярск. - 2005.160с.
- Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых Высшее образование, Москва "Недра",1985, 282 стр.
- Перов, В.А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых [Текст] / В.А. Перов, С.Е. Андреев, Л.Ф. Биленко// 4-е изд., перераб. и доп. –М.–Недра. -1990. 301с.