

MINISTÈRE DE L'INSTRUCTION ET DE LA SCIENCE
ÉTABLISSEMENT DE L'ENSEIGNEMENT SUPÉRIEUR D'ÉTAT
«L'UNIVERSITÉ NATIONALE DES MINES»



FACULTÉ DU MANAGEMENT
CHAIRE DES LANGUES ÉTRANGÈRES

**PROCÉDÉS ET MACHINES DE TRAITEMENT
DES MINÉRAUX UTILES**

Le manuel

Dnipropetrovsk
UNM
2013

УДК 622.2

ББК 33.1

П 32

Рекомендовано вченою радою ДВНЗ «НГУ» як навчальний посібник (протокол № 5 від. 26.03.2013).

Рецензенти:

В.І. Луценко, канд. пед. наук, доцент (Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», викладач російської мови для іноземних студентів кафедри іноземних мов);

Т.М. Аллахвердян, канд. філол. наук, доцент (Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», викладач французької мови кафедри технічного перекладу);

В.І. Куліш, ст. викладач (Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», викладач французької мови кафедри іноземних мов)

Pilov P.I.

P 32 Procédés et machines de traitement des minéraux utiles: le manuel/

P.I. Pilov, O.V. Petrova. – D.: Université Nationale des Mines, 2013. – 114 p.

Le manuel a pour objet le développement des compétences langagières et des «savoir-faire» en français pour objectifs académiques et professionnels nécessaires dans l'activité des ingénieurs.

Chaque unité du manuel est focalisée sur les différents domaines des connaissances relatifs à l'exploitation des gisements des matières premières.

Les activités s'appuient sur les textes authentiques qui comprennent des situations de la vie réelle et correspondent entièrement aux disciplines des spécialités mentionnées (ci-dessus).

La diversité des illustrations et d'autres dispositifs visuels favorisent la bonne compréhension des textes et facilite l'apprentissage de la langue.

УДК 622.2

ББК 33.1

© П.І. Пілов, О.В. Петрова, 2013.

© Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», 2013.

Table des matières

Introduction.....	6
Chapitre I. Généralités.	
1. Notions générales sur les minéraux	7
2. Classification des procédés et des machines de traitement des minéraux utiles	9
2.1. Procédés et machines de fragmentation	9
2.2. Procédés et machines d'enrichissement (séparation)	10
2.3. Procédés auxiliaires et machines pour leur Réalisation	10
3. Terminologie générale et indices de la séparation	10
4. Equation de balance de matière dans les procédés d'enrichissement et son utilisation dans les calculs technologiques	14
Chapitre II. Criblage.	
1.1. Généralités	19
1.2. Surfaces tamisantes	20
1.3. Appareils de criblage	23
1.3.1. Classification des cribles	23
1.3.2. Cribles à barreaux fixes	25
1.3.3. Cribles à l'arc	27
1.3.4. Cribles à disque	28
1.3.5. Cribles à tambour	29
1.3.6. Cribles plats vibrants	33
1.4. Théorie de criblage	43
1.4.1. Probabilité de passage des particules à travers la surface tamisante	43
1.4.2. Cinétique de criblage	45
1.4.3. Efficacité de criblage et granulométrie de ces produits	47

1.5. Influence de l'humidité de matériau à cribler	50
1.6. Paramètres de régime mécanique des cribles	51
1.7. Vitesse d'alimentation des cribles	52
1.8. Calcul de la capacité des cribles vibrants	53
 Chapitre III. Concassage et broyage.	
1. Généralités	57
2. Théories de la destruction des roches aux procédés de concassage et broyage	59
3. Concassage	61
3.1. Classification des concasseurs industriels	61
3.2. Concasseurs à mâchoires	63
3.2.1. Constructions des concasseurs à mâchoires	63
3.2.2. Paramètres du régime mécanique des concasseurs à mâchoires	65
3.2.3. Capacité des concasseurs à mâchoires	70
3.2.4. Puissance consommée	72
3.3. Concasseurs giratoires (à cône)	73
3.3.1. Généralités	73
3.3.2. Construction des concasseurs giratoires grossiers	73
3.3.3. Paramètres du régime mécanique des concasseurs giratoires grossiers	75
3.3.4. Capacité des concasseurs giratoires grossiers	76
3.3.5. Puissance consommée	79
3.3.6. Construction des concasseurs giratoires intermédiaires et fins	80
3.3.7. Paramètres du régime mécanique des concasseurs giratoires intermédiaires et fins	81
3.3.8. Capacité des concasseurs CGI et CGF.....	85
3.3.9. Puissance consommée par CGI et CGF.....	85

3.4. Concasseurs à cylindres	85
3.4.1. Concasseurs à cylindres lisses	85
3.4.2. Concasseurs à cylindres dentés	88
3.5. Concasseurs à marteaux	88
3.6. Concasseurs à rotor	89
4. Broyage	94
4.1. Classification des broyeurs	94
4.2. Principe de fonctionnement et régimes mécanique des broyeurs à tambour	95
4.3. Construction des broyeurs	98
4.4. Circuits fermés de broyage	104
4.5. Calcul de la capacité des broyeurs à tambour	105
Annexe	108

Передмова

Навчальний посібник спрямовано на розвиток мовленнєвих вмінь і оволодіння робочими знаннями французької мови, необхідними для адекватної мовної поведінки в академічному та професійному середовищі майбутнього інженера. Посібник включає завдання і вправи, що охоплюють типові сфери професійної діяльності.

Кожний розділ посібника фокусується на різні розділи галузей знань «Інженеринг» та «Розробка корисних копалин».

Знання та вміння розвиваються на основі автентичних текстів, взятих з реального життя, зміст яких відповідає змісту базових предметів з фаху.

Розмаїття ілюстрацій та візуальних засобів подання технічної інформації сприяє кращому розумінню текстів і полегшує процес оволодіння французькою мовою.

Навчальний посібник призначено для студентів бакалаврату, магістратури і аспірантури.

Le manuel a pour objet le développement des compétences langagières et des «savoir-faire» en français pour objectifs académiques et professionnels nécessaires dans l'activité des ingénieurs.

Chaque unité du manuel est focalisée sur les différents domaines des connaissances telles que «Ingénierie » et «L'exploitation des gisements des matières premières ».

Les activités s'appuient sur les textes authentiques qui comprennent des situations de la vie réelle et correspondent entièrement aux disciplines des spécialités mentionnées (ci-dessus).

La diversité des illustrations et d'autres dispositifs visuels favorisent la bonne compréhension des textes et facilite l'apprentissage de la langue. Le manuel est destiné aux étudiants de Baccalauréat, de Magistère et des chercheurs en thèse de « Kandidat Nauk ».

CHAPITRE I

GÉNÉRALITÉS

1. Notions générales sur les minéraux.

Le minéral est une substance naturelle se trouvant au sein de la terre qui peut être utilisée par l'homme dans sa vie dans les buts divers à l'état naturel, après un traitement préalable ou après enrichissement. Dans la nature les minéraux peuvent être à l'état solide (charbon; minéraux des métaux, pierres précieuses, sel gemme, etc.), à l'état liquide (pétrole, eau, saumure, etc.) et à l'état gazeux (gaz naturel). Soulignons que l'objet principal de l'industrie minière est celle d'enrichissement sont les minéraux à l'état solide.

On distingue 3 groupes de minéraux du point de vue de leur utilisation:

- a) métallique;
- b) non métallique;
- c) combustibles.

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 Fe_2O_3 , magnétite Fe_3O_4 , galène PbS). L'utilisation directe des minéraux 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.).

Les minéraux combustibles sont aussi utilisés à l'état naturel (pétrole, charbon, schistes bitumineux). Les minéraux combustibles ont un rôle important

dans l'économie nationale et sont caractérisés par leur manière spécifique de formation, de traitement et d'utilisation.

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

Minerai est une substance naturelle se composant des minéraux utiles et inutiles disséminés dans ce minéral. 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.

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

A leur tour les minerais disséminés se divisent en trois groupes: la dissémination fine ayant la dimension des mouchetures de minéral inférieur à 40-50 microns, celle moyenne ayant les mouchetures de 120 à 200 microns et celle grande ayant les mouchetures jusqu'à la quelques millimètres.

Suivant le poids spécifique, on classe les minerais en: lourds ayant le poids spécifique supérieur à $3,5 \text{ t/m}^3$, semi-lourds ($2,5-3,5 \text{ t/m}^3$) et légers (inférieur à $2,5 \text{ t/m}^3$).

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: radio-actifs et nobles ou elle est exprimée en g/m^3 ou par une tonne du minerai.

Suivant la composition chimique les minéraux métalliques sont classés en:

a) natifs (or, cuivre);

b) oxydés:

- oxydes (hématite Fe_2O_3 , magnétite Fe_3O_4 , cassitérite SnO_2 , cuprite Cu_2O),

- carbure (cérusite CaCO_3),

- sulfates (anglesite PbSO_4);

c) sulfureux (galène PbS , blende ZnS , molybdénite MoS_2).

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

2. 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 des 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.

2.1. 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 (purge) (voir tabl.I.1).

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.

Les procédés de traitement, surtout le broyage exigent presque 70% de l'énergie consommée par tout l'ensemble des procédés d'enrichissement. Pour ces procédés l'humanité dépense au moins 20% de l'énergie produite.

2.2. 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. La classification de ces procédés et machines est présentée par le tabl.I-1. Ces procédés et machines jouent un rôle principal dans l'augmentation de la teneur en composant utile.

2.3. 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 dépoussièrage, 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 (voir tabl I-1).

3. Terminologie générale et indices de la séparation.

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 (schistes, stériles) pauvres en ce composant.

Si l'on sépare le tout-venant en trois produits, le troisième s'appelle intermédiaire présente 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 pour-cent.

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.

Habituellement, les teneurs en composant utile sont indiquées par β , mais pour un schéma simplifié de séparation on indique α - teneur en composant utile dans le tout-venant, β - teneur en composant utiles dans le concentré et θ - teneur en composant utile dans les rejets. Pour le rendement on utilise d'habitude la lettre grecque γ avec l'indice d'un produit. Par exemple, le rendement du concentré est indiqué par γ_c , celui des rejets par γ_r , celui du produit intermédiaire par γ_i .

Le taux d'extraction du composant utile dans un produit est indiqué par ε avec l'indice correspondant.

Pour déterminer l'efficacité d'enrichissement on utilise habituellement la différence entre les taux d'extraction dans le concentré des minéraux utile et inutile, c'est-à-dire:

$$\eta = \varepsilon_c \text{ utile} - \varepsilon_c \text{ inutile}, \quad (\text{I-1})$$

ce que, après la transformation (par l'intermédiaire de l'équation de balance) donne la formule finale:

$$\eta = \frac{\varepsilon_c - \gamma_c}{1 - \alpha_M} \quad \text{ou} \quad \frac{\varepsilon_c - \gamma_c}{100 - \alpha_M} \quad (\text{I-2})$$

si les indices sont exprimé en pour cent.

Ici α_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 α_M en sachant la teneur en métal dans ce produit, il faut diviser α par β_M , c'est-à-dire:

$$\alpha_M = \frac{\alpha}{\beta_M} \quad \text{ou} \quad \alpha_M = 100 \cdot \frac{\alpha}{\beta_M} \quad \text{en \%} \quad (\text{I-3})$$

où β_M - la teneur en métal dans le minéral.

Prenons un exemple pour comprendre mieux ce calcul. Soit la teneur en fer dans un minerai de magnétite égale à 36 %. Déterminer la teneur en magnétite dans ce minerai.

La magnétite a la formule chimique Fe_3O_4 , ainsi la teneur en fer dans la magnétite sera :

$$\beta_M = \frac{3P_{Fe}}{3P_{Fe} + 4P_o} \cdot 100 = \frac{3 \cdot 56}{3 \cdot 56 + 4 \cdot 16} \cdot 100 = 72\%,$$

où P_{Fe} et P_o sont les masses atomiques de fer et d'oxygène.

Et la teneur en magnétite dans le minerai sera:

$$\alpha_M = \frac{36 \cdot 100}{72} = 50\%.$$

Si l'on exprime les indices qualitatifs en teneurs en minéral et non en métal, ce calcul n'est pas obligatoire, car $\alpha = \alpha_M$

Classification des procédés et des machines de traitement

N ^o	Procédés	Propriétés utilisées ou mode de destruction	Milieu où s'effectue le procédé	Machines utilisées
1	2	3	4	5
1.	I. Fragmentation Criblage	dimensions des particules	air, eau	cribles
2.	Concassage	écrasement, choc, flexion	air	concasseur
3.	Broyage	écrasement, trituration	eau, air	broyeurs, moulin
4.	Classification dimensionnelle	poind des particules	eau, air	classificateurs hydrauliques et pneumatiques, cyclones
5.	Lavage (débourbage)	capacité d'argiles de se détruire dans l'eau	eau	patouillets, débourbeurs
1.	II. Séparation Séparations gravimétriques a) séparation par milieu dense b) setzage c) séparation dans une nappe d'eau	Densité Densité densité et dimensions densité, dimensions, coefficient de frottement	eau, air suspensions, liquides denses eau, air (rarement) eau	Séparateurs séparateurs et cyclones à milieu dense machines à setzage, bac à piston tables à secousses, à balais, écluses, spirales
2.	Flottation (flottage)	mouillabilité	eau	machines à flottation
3.	Séparation magnétique	suseptibilité magnétique	eau, air	séparateurs magnétiques
4.	Séparation électrique	conductibilité électrique	air	séparateurs électriques
5.	Triage	radioactivité, absorbtion des rayons, couleur, éclat	air	séparateurs électroniques
6.	Séparation en forme et frottement	forme des morceaux à séparer, coefficient de frottement	air	cribles, cyclones, classificateurs pneumatiques, parois inclinées
7.	Concassage sélectif avec criblage	résistance des minéraux	air	concasseurs sélectifs, cribles
8.	Décrépitation avec criblage	coefficient de dilatation thermique volumétrique	air, eau successivement	installations à traitement thermique, cribles

1.	2.	3.	4.	5.
1.	III.Procédés auxiliaires Egouttage	poids d'eau	eau	trémies, stocks, cribles à égouttage
2.	Epaississement	poids des particules	eau	épaisseurs statiques, cyclones hydrauliques, centrifuges
3.	Filtration	différence des pressions	eau	filtres à vide, à pression
4.	Séchage	haute température	Air	séchoirs de divers types
5.	Agglomération	haute température	Air	machine à agglomération à tablier métallique
6.	Briquetage	haute pression	Air	presses à briquetier
7.	Pelletisation	haute température	air	pelletisateurs à tambour, à bol

4. Equation de balance de matière dans les procédés d'enrichissement et son utilisation dans les calculs technologiques.

La loi de la conservation de la masse dit que la masse du tout-venant à une opération de séparation est égale à la somme des masses de tous les produits de séparation:

$$m_o = m_1 + m_2 + \dots + m_n = \sum_{i=1}^n m_i \quad (\text{I-4})$$

où m_o - est la masse de tout-venant; m_i la masse du i -ième produit; n - le nombre de produit.

Si l'on obtient deux produits (concentré et rejets), l'équation (I-4) prend la forme:

$$m_o = m_c + m_r \quad (\text{I-1})$$

La même loi de la conservation de la masse dit aussi que la masse du composant utile dans le tout-venant est égale à la somme des masses du composant utile dans tous les produits de séparation:

$$m_o' = m_1' + m_2' + \dots + m_i' + \dots + m_n' = \sum_{i=1}^n m_i' \quad (I-6)$$

et pour la séparation en deux produits

$$m_o' = m_c' + m_r' \quad (I-7)$$

Après avoir divisé les deux parties de l'équation (I-4) par la masse de tout-venant et en tenant compte que le rapport de la masse d'un produit à la masse de tout-venant est le rendement de la même produit, on obtient:

$$\frac{m_1}{m_o} + \frac{m_2}{m_o} + \dots + \frac{m_i}{m_o} + \dots + \frac{m_n}{m_o} = \gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_i + \dots + \gamma_n = \sum_{i=1}^n \gamma_i = 1$$

Et pour deux produits:

$$\gamma_c + \gamma_r = 1 \quad \text{ou bien } \gamma_c + \gamma_r = 100 \text{ en } \%. \quad (1-9)$$

En divisant les deux parties de l'équation (I-6) par la masse de tout-venant puis en divisant et en multipliant chaque membre de la partie droite de cette équation par la masse de produit, on obtient:

$$\frac{m_o'}{m_o} = \frac{m_1' m_1}{m_o m_1} + \frac{m_2' m_2}{m_o m_2} + \dots + \frac{m_i' m_i}{m_o m_i} + \dots + \frac{m_n' m_n}{m_o m_n} = \frac{1}{m_o} \sum_{i=1}^n \frac{m_i' m_i}{m_i} \quad (1-10)$$

Puisque m_o'/m est la teneur en composant utile dans le tout-venant m_i'/m_i est la teneur en composant utile dans le i-ième produit et m_i/m_o , est le rendement de ce produit, l'équation (I-10) peut être représentée comme suit:

$$\alpha = \gamma_1 \beta_1 + \gamma_2 \beta_2 + \dots + \gamma_i \beta_i + \dots + \gamma_n \beta_n = \sum_{i=1}^n \gamma_i \beta_i \quad (I-11)$$

Et pour deux produits:

$$\alpha = \gamma_c \beta + \gamma_r \beta \quad (I-12)$$

En exprimant les indices en pour-cent nous avons:

$$100\alpha = \gamma_c \beta + \gamma_r \mathcal{G} \quad (\text{I-13})$$

En utilisant les équations (I-9) et (I-12) on obtient la formule à calculer le rendement du concentré:

$$\gamma_c = \frac{\alpha - \mathcal{G}}{\beta - \mathcal{G}} \text{ ou bien } \frac{\alpha - \mathcal{G}}{\beta - \mathcal{G}} 100 \text{ en \%} \quad (\text{I-14})$$

et celle pour les rejets:

$$\gamma_r = 1 - \gamma_c \text{ ou bien } 100 - \gamma_c \text{ en \%} \quad (\text{I-15})$$

Comme nous l'avons fait remarquer, 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 même composant dans le tout-venant, c'est pourquoi:

$$\varepsilon_i = \frac{m_i^1}{m_o^1} = \frac{m_i^1}{m_o^1} \cdot \frac{m_o}{m_o} \cdot \frac{m_i}{m_i} = \gamma_i \beta_i / \alpha \quad (\text{I-16})$$

A la séparation en deux produits nous avons:

-pour le concentré $\varepsilon_c = \gamma_c \beta / \alpha$

-pour les rejets $\varepsilon_r = \gamma_r \mathcal{G} / \alpha$

Démontrons que la somme des taux d'extraction du composant utile dans tous les produits de séparation est égale à l'unité ou bien à 100%.

$$\sum_{i=1}^n \varepsilon_i = \varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \dots + \varepsilon_i + \dots + \varepsilon_n = \frac{m_1^1}{m_o^1} + \frac{m_2^1}{m_o^1} + \dots + \frac{m_i^1}{m_o^1} + \dots + \frac{m_n^1}{m_o^1} = \frac{1}{m_o^1} \sum_{i=1}^n m_i^1$$

Mais $\sum_{i=1}^n m_i^1 = m_o^1$ et $\sum_{i=1}^n \varepsilon_i = 1$ (ou bien 100%), ce qu'il fallait démontrer.

Pour deux produits de séparation $\varepsilon_c + \varepsilon_r = 1$ (100%).

Avec le rendement du concentré on peut aussi calculer la consommation en minerai pour l'obtention d'une tonne de concentré:

$$R = \frac{1}{\gamma_c} \text{ ou } R = \frac{100}{\gamma_c} \text{ t de minerai par 1t de concentré} \quad (\text{I-17})$$

Prenons quelques exemples de calcul pour montrer l'utilisation de l'équation de balance.

Exemple 1. Déterminer les rendements des produits de séparation, les taux d'extraction du composant utile dans ses produits et l'efficacité de séparation 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 68% et dans les rejets 12%.

Solution:

-rendement du concentré:

$$\gamma_c = \frac{\alpha - \beta}{\beta - \beta_r} 100 = \frac{35 - 12}{68 - 12} 100 = 41,07\%$$

-celui de rejets: $\gamma_r = 100 - \gamma_c = 100 - 41,07 = 58,93\%$,

-taux d'extraction de fer dans le concentré:

$$\varepsilon_c = \frac{\gamma_c \beta}{\alpha} = \frac{41,07 \cdot 68}{35} = 79,79\%$$

-celui dans les rejets: $\varepsilon_r = 100 - \varepsilon_c = 100 - 79,79 = 20,21\%$

-teneur en fer dans la magnétite:

$$\beta_m = \frac{3P_{Fe}}{3P_{Fe} + 4P_0} = \frac{3 \cdot 56}{3 \cdot 56 + 4 \cdot 16} \cdot 100 = 72\%$$

-teneur en magnétite dans le tout-venant:

$$\alpha_m = 100 \cdot \frac{\alpha}{\beta_m} = 100 \cdot \frac{35}{72} = 48,61\%$$

-efficacité d'enrichissement:

$$\eta = \frac{\varepsilon_c - \gamma_c}{100 - \alpha_m} = \frac{79,79 - 41,07}{100 - 48,61} = 0,7535$$

ou bien 75,35%.

Exemple 2. Trouver la teneur en Al_2O_3 dans un mélange des bauxites renferment 3000 t avec la teneur en Al_2O_3 40%, 7000 t avec 48% Al_2O_3 et 4000t avec 42% Al_2O_3 .

Solution: d'après l'équation (I-11) nous avons

$$\alpha = \frac{1}{100} \sum_{i=1}^3 \gamma_i \beta_i = \sum_{i=1}^3 \frac{m_i}{m_0} \beta_i = \frac{\sum_{i=1}^3 m_i \beta_i}{\sum_{i=1}^3 m_i} = \frac{3000 \cdot 40 + 7000 \cdot 48 + 4000 \cdot 42}{3000 + 7000 + 4000} = 44,57\%$$

autrement:

$$m_0 = \sum_{i=1}^3 m_i = m_1 + m_2 + m_3 = 3000 + 7000 + 4000 = 14000 \text{ t,}$$

$$\gamma_1 = 100 \cdot m_1 / m_0 = 100 \cdot 3000 / 14000 = 21.43\%,$$

$$\gamma_2 = 100 \cdot m_2 / m_0 = 100 \cdot 7000 / 14000 = 50\%,$$

$$\gamma_3 = 100 \cdot m_3 / m_0 = 100 \cdot 4000 / 14000 = 28.57\%,$$

$$\alpha = \frac{1}{100} \sum_{i=1}^3 \gamma_i \beta_i = \frac{1}{100} (21,43 \cdot 40 + 50 \cdot 48 + 28,57 \cdot 42) = 44,57\%$$

Exemple 3. Trouver la productivité annuelle en concentré d'une usine d'enrichissement de minerai de cuivre si l'on sait la teneur en cuivre dans le tout-venant 2%, dans le concentré 25%, dans les rejets 0.1, la capacité annuelle en tout-venant 10 min. de t.

Solution:

$$\gamma_c = \frac{\alpha - g}{\beta - g} 100 = \frac{2 - 0,1}{25 - 0,1} 100 = 7,63\%$$

$$Q_c = Q_0 \gamma_c / 100 = 10 \cdot 10^6 \cdot 7,63 / 100 = 763000 \text{ t.}$$

CHAPITRE II

CRIBLAGE

1. Généralités.

Les procédés de séparation d'un matériau composé de mélange mécanique des morceaux ou particules de différentes dimensions en classes de grosseur s'appellent criblage et classification. La différence entre ces deux procédés consiste en ce que le criblage est réalisé au moyen d'une surface tamisante et la classification utilise les poids des particules qui donnent des différentes vitesses de ces particules dans un milieu.

Ainsi, le criblage est une opération de classement dimensionnel de grains de matières, de formes et dimensions variées, par présentation de ces grains sur des surfaces perforées qui laissent passer les grains de dimensions inférieures aux dimensions de la perforation, tandis que les grains de dimensions supérieures sont retenus et évacués séparément.

Suivant le but de criblage on distingue les modes suivants:

- criblage indépendant destiné à l'obtention des produits marchands;
- criblage préalable (pre-criblage) employé pour la séparation d'un minerai avant le concassage pour ne pas charger les concasseurs par petits morceaux;
- criblage préparatoire effectué pour le traitement ultérieur des classes de grosseur indispensables pour une machine d'enrichissement;
- criblage sélectif destiné pour la séparation des composants du minerai qui sont différents par les dimensions des morceaux des composants utiles et inutiles;
- criblage d'égouttage employé à l'évacuation de l'eau des produits d'enrichissement humide;
- criblage de contrôle employé à l'évacuation du produit fini de concassage et plus rarement de broyage en circuit fermé.

Les mélanges de grains (ou dispersions) à cribler peuvent être soit d'origine naturelle (sables, graviers), soit obtenus par fragmentation mécanique.

Le tout-venant est le mélange avant criblage. Dans une opération de criblage, on obtient la surclasse ou refus (le classé) et la sous-classe ou passant (le tamisat).

La granulométrie est la mesure des dimensions et la détermination des teneurs en classes granulométriques et celle de la forme des grains.

Les dimension d'un grain sont celles du parallélépipède rectangle minimal dans lequel peut être inscrit le grain. la longueur est la plus grande de ces dimensions, l'épaisseur est la plus petite, la largeur est la dimension intermédiaire.

La forme d'un grain est déterminée par les relations qui existent entre ses dimensions (longueur/largeur et largeur/épaisseur). On diffère ainsi les grains sphéroïdes, cuboïdes, court, semi-longs, longs, plats, lamelles , aiguilles, etc.

1.2. Surfaces tamisantes.

Les surfaces tamisantes doivent satisfaire les exigences suivantes:

- a) solidité (indéformabilité, résistance à l'usure, résistance aux ruptures de fatigue);
- b) régularité des ouvertures;
- c) pourcentage élevé de surface de passage par rapport à la surface totale (coefficient de section vivante);
- d) faible aptitude aux obstructions par goujonnage ou piquage de grains difficiles;
- e) faible aptitude au colmatage (obstructions dues à l'humidité).

Les surfaces tamisantes peuvent être classées, au point de vue de leur construction, en grilles, tôles perforées, grillages ou tissus (fig.II-1). Elles sont fabriquées en acier, bronze, caoutchouc, plastique. Les tôles perforées sont fabriquées d'habitude en acier, les tamis sont en fils d'acier spécial ou bronze, nylon, soie (tamis de contrôle avec les mailles jusqu'à 3 mm). Les surfaces tamisantes de type a-f peuvent être fabriquées en caoutchouc ou plastique de grande résistance à l'usure. On produit les tôles perforées avec les trous de 3 à 150 mm et les tamis avec les mailles de 0.04 à 150 mm.

Les sections typiques des tôles perforées sont présentées par les coupes A et B et celles des tamis par la coupe C.

Les grilles (type j) sont fabriquées en acier de profils standardisés dont les sections sont présentées par les coupes C, D, E, F, G, H, I. Le type H est fabriqué en rails, le type G en rails coupés et le type I en doubles T coupés et revêtus.

La largeur des fentes de grilles ordinaires fixes ou à mouvement mécanique varie entre les limites de 40 à 300 mm.

Les grilles à égouttage sont fabriquées en bronze, la largeur de leurs fentes est de 0.3 à 3 mm. Les grilles à fentes transversales ont la même construction, mais la largeur de leurs fentes est de 0.07 à 3 mm. Les sections de ce type de grilles sont présentées par la coupe E. Les dimensions des trous de tôles perforées et des maille de tamis sont standardisées. Par exemple, d'après le standard de l'URSS GOST 285I-45 le rang principal de ces dimensions est le suivant (en mm): 0.04, 0.045, 0.05, 0.056, 0.063, 0.071, 0.08, 0.09, 0.1, 0.112, 0.125, 0.14, 0.16, 0.18, 0.2, 0.225, 0.25, 0.28, 0.315, 0.355, 0.4, 0.45, 0.5, 0.63, 0.7, 0.8, 0.9, 1, 1.1, 1.25, 1.4, 1.6, 1.8, 2, 2.2, 2.5, 2.8, 3.2, 3.5, 4, 4.5, 5, 5.5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 14, 16, 18, 20, 22, 25, 28, 32, 35, 40, 45, 50, 55n 60, 70, 80, 90, 100, 110, 120, 140. Les standards de RDA, de RFA (DIN-4188), de la France (AFNOR*11-501) et international (SI750-TS24) ont les rangs pareils au GOST. Les standards des USA (ASTM-E-11-58T) et de Grande Bretagne (BS410-1949) ont les rangs qui sont presque pareils entre eux, mais ils se distinguent de ceux des pays ci-dessus. Ces deux derniers standards prévoient aussi l'indication des dimensions d'ouvertures en mechs (quantité des trous à 1 pouce carré).

Le choix d'une surface tamisante dépend des conditions concrètes du criblage. Au point de vue de la solidité la préférence sera donnée, par l'ordre de décroissance, aux grilles, aux tôles perforées, aux tamis à gros fil.

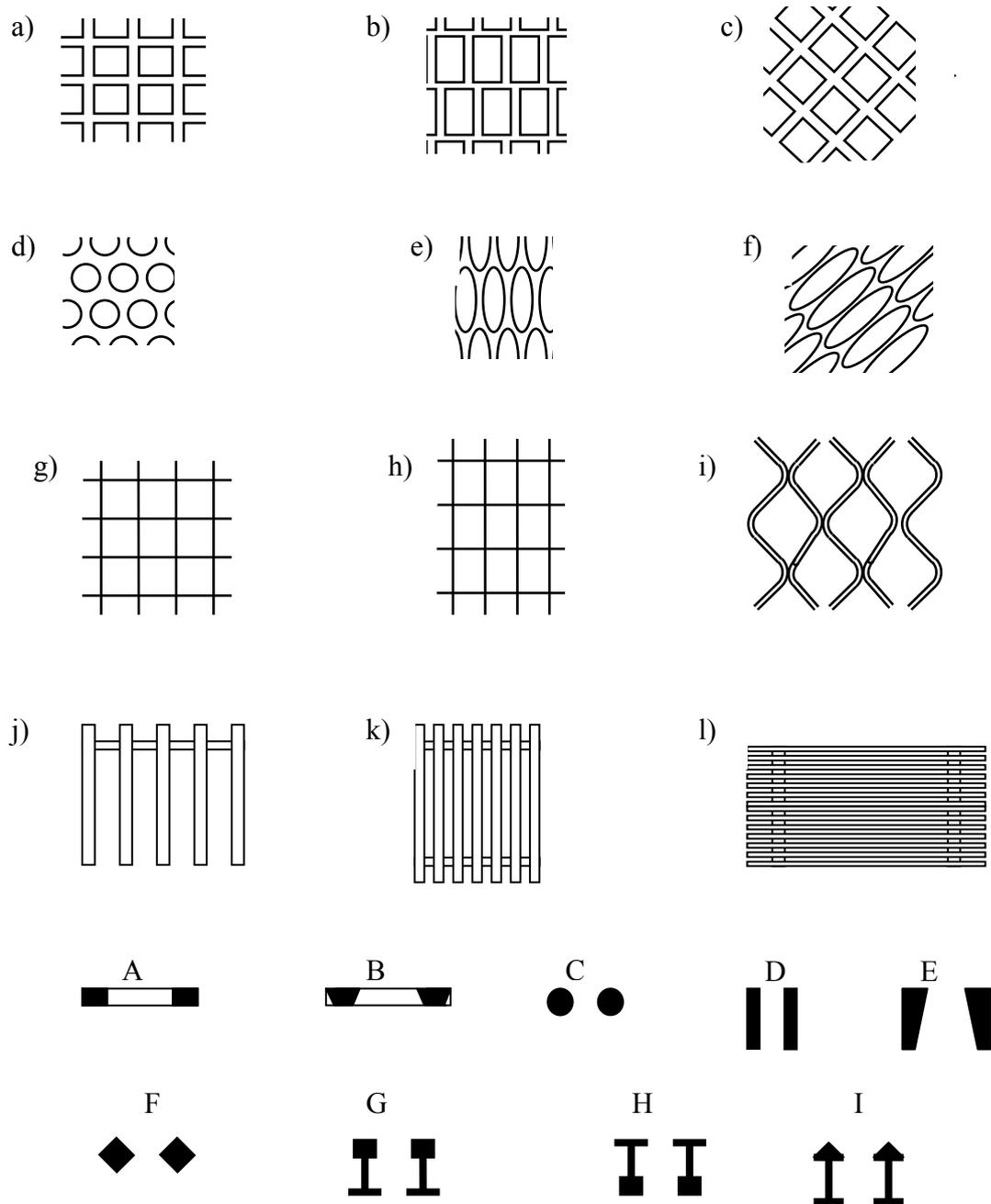


Fig.II-1. Surfaces tamisantes: de *a* à *f* - tôles perforées; *a* - trous carrés; *b* - trous rectangulaires; *c*- trous carées en diagonale; *d* - trous ronds; *e* - trous oblongs; *f*- trous oblongs en oblique; de *g* à *i* - tamis; *g* - tamis à mailles carrées; *h* - tamis à mailles rectangulaires; *i* - tamis à fil-zig; *j* - à barreaux parallèles; *k* - à fentes à égouttage; *l* - à fentes transversales; *A* à *I* - coupes de diverses sections (voir le texte)

Au point de vue de la régularité des formes d'ouvertures, le classement par valeurs décroissantes donne: tôles perforées, tamis (toiles tissées), grilles.

Au point de vue du pourcentage des surfaces libres (coefficient de section vivante) les surfaces tamisantes peuvent être classées en: tissus en fin fil de haute résistance (65 à 75%), tissus ordinaires (50 à 65), tôles perforées (30 à 45%), grilles à fentes transversales (4 à 50%).

La résistance au colmatage est obtenue, en dehors des artifices mécaniques tenant à la construction des cribles, par l'emploi de grillage à fentes (tamis à fil zig-zag) ou par l'emploi de grilles à barreaux flottants.

La résistance au goujonnage ou piquage de morceaux difficiles est maximale avec les grilles à barreaux divergent (coupe E), puis avec des tôles perforées à trous coniques (coupe B) et avec des grilles à bandes profilées en caoutchouc et vibrantes (la construction de cette grille est semblable au tamis à fil zig-zag).

Le rôle principal pendant le choix d'une surface tamisante appartient aux conditions suivantes: la grosseur de tout-venant, la dimension des ouvertures nécessaires et le pourcentage des surfaces libres qui assure l'efficacité désirable du criblage.

1.3. Appareils de criblage.

1.3.1. Classification des cribles.

Les appareils destinés au criblage sont appelés cribles. La tâche essentielle de ces appareils est d'obtenir un mouvement relatif de la masse granuleuse par rapport à la surface tamisante. Ce mouvement doit donner à chacun des grains criblables le maximum de chances pour traverser des ouvertures tout en assurant le transport des grains non criblables vers le point d'évacuation.

Les cribles peuvent être classés d'après:

- la forme de la surface tamisante et la construction de ses éléments;

- la disposition de la surface tamisante relativement au plan horizontal;
- le caractère du mouvement de la surfaces tamisante et ses éléments.

La classification des cribles d'après ces indices est présentée par le tabl.II-

1.

Considérons les conditions de fonctionnement des cribles.

Les ouvertures doivent être pratiquement libres (ni colmatées, ni goujonnées).

Dans les cribles fixes fortement inclinés le mouvement du matériau à cribler s'effectue par gravité seule.

Dans les trommels cylindriques ou coniques (cribles rotatifs avec la surface tamisante curviligne appelés cribles à tambour), l'action de brassage par retournements répétés de la masse s'ajoute à l'action de transport par gravité.

Dans les cribles plans, le transport se fait par impulsions mécaniques horizontales combinées à la gravité ou par impulsions inclinées.

Tableau II-1

Classification des cribles

Caractère du mouvement de la surface tamisante		Forme de la surface tamisante		
		platte		curviligne
		Position de la surface tamsante		
		horisontale	inclinée	verticale
fixe			R	E
fixe avec le mouvement de certains éléments			E	
rotatif		E		E
oscillatoire			E	
giratoire			E	
Vibrant dû à vibreur	à inertie		R	
	à doubles balourds	R		
	à résonance	E		
	électro-magnétique	E	E	

E – les constructions existantes actuellement;

R – les constructions les plus répandues à l'échelle industrielle;

Dans les cribles vibratoires le transport se fait par impulsions tandis que la vibration de la masse provoque une stratification amenant les gros morceaux en surface et les plus fins à la base de la couche, ce qui est favorable au criblage.

Pour chaque crible donné sont importantes sa capacité de passage qui est fonction d'une part de la nature de la surface tamisante, d'autre part du caractère du mouvement de la surface tamisante et les propriétés de matériau à cribler (granulométrie, humidité, forme des grains).

1.3.2. Cribles à barreaux fixes.

Les cribles à barreaux fixes représentent les grilles fabriquées de barreaux avec les sections C-I (fig.II-1), installés avec une certaine inclinaison par rapport au plan horizontal(fig.II-2).

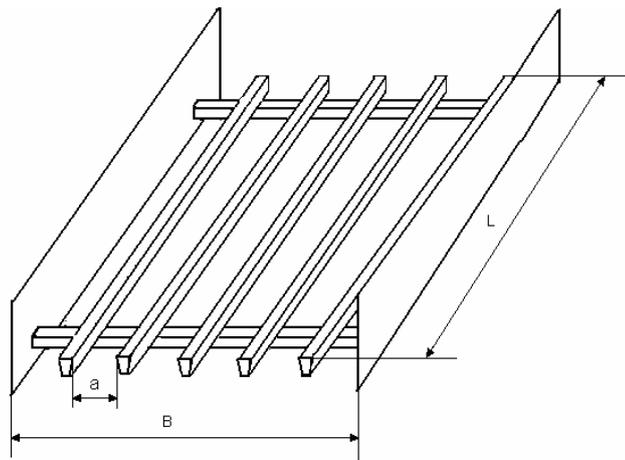


Fig.II-2. Cribles à barreaux fixes.

La largeur de la fente formée par les barreaux voisins est d'habitude supérieure à 40 mm (pour la largeur inférieure à 40 mm on applique les barreaux mobiles).

La largeur du crible est déterminée par le front de son chargement qui à son tour dépend des dimensions des dispositifs transportant le tout-venant de crible. Pour éviter le colmatage de la largeur du crible par de gros morceaux de minerai

on la fait à 3 fois supérieure au diamètre maximum des morceaux du minerai ($B \geq 3d_{\max}$).

L'angle d'inclinaison de la grille est de 45-50° pour les minerais secs et de 30-35° pour le charbon. Avec l'humidité élevée on augmente cet angle à 5-10°.

On choisit la longueur du crible L en fonction de la capacité et l'efficacité nécessaires. Plus souvent on prend $L/B \cong 3...4$. Pratiquement la longueur se trouve entre les limites de 4 à 6m.

L'efficacité de criblage pour ce type de cribles est d'habitude de 55-60%, mais pour de petites capacités elle peut augmenter jusqu'à 70-75%.

La capacité volumétrique de ces cribles est calculée par l'intermédiaire de la formule:

$$V = vF \text{ en m}^3/\text{h} \quad (\text{II-1})$$

où v est la capacité spécifique volumétrique rapportée à 1 m² de la surface tamisante en m³/(h·m²); F-la superficie de la grille en m².

La capacité spécifique volumétrique v dépend de la largeur de fente de la grille et l'efficacité voulue de criblage. Les valeurs, de cet indice reçues de l'expérience sont présentées par le tabl.II-2.

Les données de ce tableau permettent d'obtenir les formules empiriques suivantes:

- pour E=70-75% $v=7.5+0.175a$ en m³/(h·m²) (II-

2)

- pour E=55-60% $v=15+0.35a$ en même unité (II-

3)

où a est la largeur de la fente en mm.

Tableau II-2

Capacité spécifique volumétrique des cribles à barreaux fixes

Capacité spécifique volumétrique v en m ³ /(h·m ²)	Largeur de la fente en mm						
	25	50	75	100	125	150	200
Efficacité E=70-75%	9	16	22	25	28	31	38
Efficacité E=55-60%	18	32	44	50	56	62	76

1.3.3. Cribles à l'arc.

Ces cribles ont la grille à manière de l'arc à barreaux fixes transversaux par rapport au courant de la pulpe contenant le matériau à cribler. Le mouvement de la pulpe est tangent au début de la grille (fig.II-3). La grille est fabriquée de barreaux de la section trapézoïdale de l'acier inoxydable (chrome-nickel).

Le rayon de la courbure de la grille varie entre les limites de 0,5 à 1,65 m, la largeur de la grille est de 300 à 1200 mm, sa superficie est de 0,1 à 3 m².

La pulpe est introduite dans le crible soit par la gravité avec la vitesse initiale de 0,5 à 3 m/s, soit par la pompe avec la vitesse initiale jusqu'à 6 m/s.

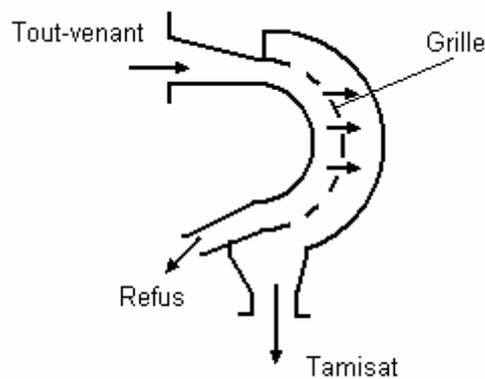


Fig.II-3.Crible à l'arc.

La grosseur de tout-venant varie de 0,074 à 12 mm, la teneur en phase solide dans la pulpe est de 7 à 70%, la grosseur nominale du tamisat est de 0,04 à 3,25 mm.

La largeur de la fente de grille est de 1,1 à 3 fois supérieur à la grosseur nominale d_n du tamisat. Le rapport entre la grosseur nominale d_n et la largeur de la fente a est exprimé par la formule empirique suivante:

$$d_n = 0,5 \cdot a^{1,46} \quad (\text{II-4})$$

où d_n et a sont en mm.

La capacité volumétrique en pulpe de ce type de cribles dépend de la superficie de toutes les fentes de grille F_f et de la vitesse d'entrée de la pulpe v :

$$V=160\cdot F_f v \text{ en m}^3/\text{h} \quad (\text{II-5})$$

où F_f est en m^2 et v en m/s .

La capacité de masse en phase solide peut être calculée à l'aide de la formule:

$$Q = pV\rho_l/[100 - p(1 - \rho_l/\rho_s)] \text{ en t/h} \quad (\text{II-6})$$

où ρ_l et ρ_s sont respectivement les densités de phases liquide et solide en t/m^3 ; p est la teneur en phase solide en %.

La valeur de F_f est présentée par le produit algébrique de la superficie totale de grille F par le coefficient de section vivant K_t tenant compte du pourcentage des surfaces libres:

$$F_t=F\cdot K_t \quad (\text{II-7})$$

On utilise les cribles à l'arc pour le criblage humide des produits fins et pour l'égouttage. L'efficacité de criblage ne dépasse pas 75 – 80% pour la classe inférieure à la grosseur nominale.

1.3.4. Cribles à disques.

La surface tamisante des cribles à disque est formée par l'une ou quelques rangées des disques fixés sur les arbres tournant dans le sens du mouvement du matériau à cribler. Les arbres reposent sur les paliers fixés sur le châssis et entraînés par la transmission à chaîne ou dentée. Les disques d'après leur forme peuvent être ronds, elliptiques, en triangles sphériques. Les disques ronds suivant leur position par rapport à l'axe de rotation peuvent être coaxiaux et excentriques. Les ouvertures pour passage des particules sont formées par les parois latérales des disques voisins et les arbres et ont les dimensions de 40 à 300 mm.

On utilise plus souvent ce type de crible pour le criblage préalable du charbon, du calcaire, de la bauxite au lieu de cribles à barreaux fixes.

A titre d'exemple examinons la construction du crible à disques Dragon

(fig II-4).

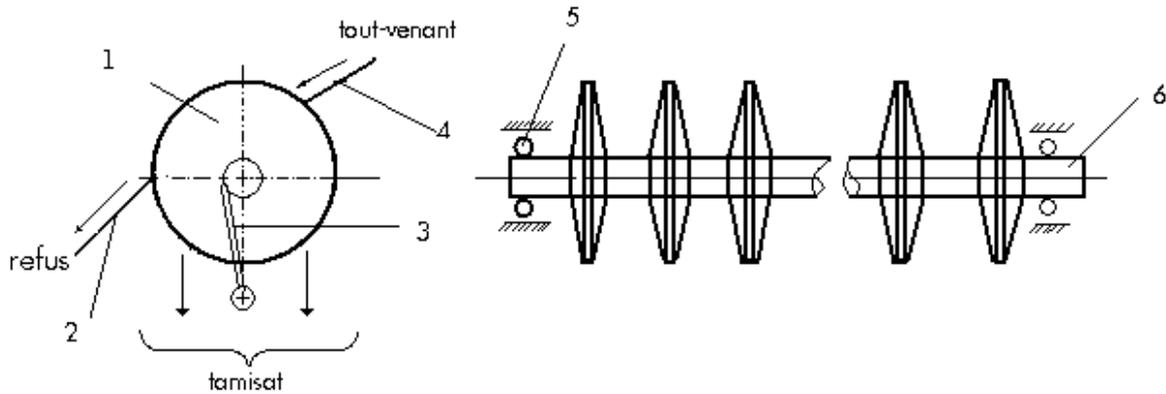


Fig.II-4. Crible rotatif à disques «Dragon»: 1-disque; 2-plan de la sortie de refus; 3-coûteau; 4-plan d'alimentation; 5-roulement; 6-arbre.

Elle est présentée par une rangée de disques tournants, fixée sur l'arbre horizontal. Les fines s'écoulent par les intervalles ménagées entre les disques. Un système de coûteaux dégage les morceaux qui auraient tendance à rester coincés entre les disques. Ces appareils sont construits avec diamètres de disques pouvant aller de 800 à 1400 mm, avec des largeurs étagées de 800 à 2000 mm.

Un crible de ce type de dimensions de 1400x1600 mm pèse environ 20 t et est actionné par un moteur de 15 kW.

Ces appareils sont donc lourds et relativement encombrants. Mais leur simplicité et leur rusticité les font préférer pour précriblages avant de grands concasseurs primaire. Leur efficacité (60-70%) reste satisfaisante même dans le cas de produits humides et collants.

Leur capacité volumétrique peut être calculée à l'aide de la formule:

$$V=q_v \cdot a \cdot L \cdot D \text{ en m}^3/\text{h} \quad (\text{II-8})$$

où q_v est la charge volumétrique spécifique sur 1 mm de la largeur de la fente en $\text{m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{h} \cdot \text{mm})$; a – la largeur de la fente formée par les disques voisins en mm; L – longueur de l'arbre à disques; D – le diamètre du disque en m.

1.3.5. Cribles à tambour.

On sait des cribles à tambour de deux espèces: horizontaux (ou faiblement inclinés) et verticaux (avec les vibrations de tambour).

Les cribles à tambour horizontaux ont la surface tamisante tournante de forme cylindrique, plus rarement conique (fig.II-5).

Le matériau à cribler se dirige le long du tambour sur sa surface intérieure sous l'influence de la pesanteur et de la rotation du tambour et se divise en deux produits: tamisat et refus. Si l'on a besoin d'obtenir quelques produits, la surface tamisante est construite de quelques sections de différentes ouvertures dont les dimensions augmentent vers le lieu de déchargement des refus.

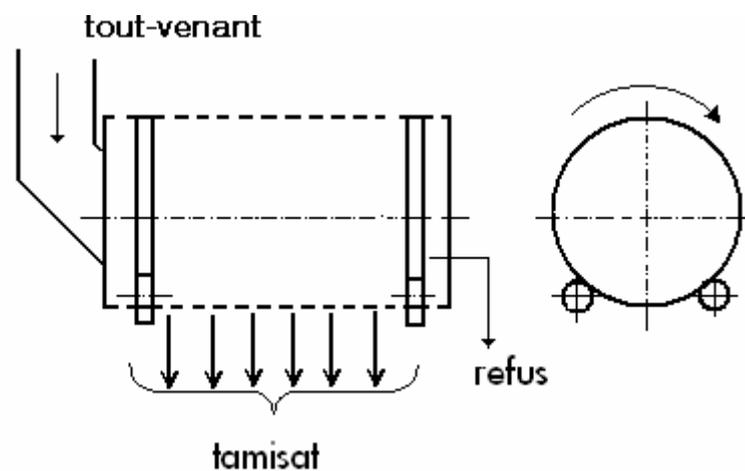


Fig.II-5.Schéma du crible à tambour cylindrique

Pour assurer le déplacement longitudinal du matériau à cribler, on dispose l'axe du tambour sous un certain angle α par rapport au plan horizontal (figII-6).

Les morceaux du matériau sous l'action de la force de frottement sont entraînés en mouvement par la surface intérieure du tambour tournant et se lèvent à la hauteur H au-dessus de la génératrice inférieure du tambour. Quand la superficie AB prend la position correspondant à l'angle de frottement interne, les morceaux commencent à rouler de cette surface. Grâce à la position inclinée du tambour les morceaux pendant leur roulement se déplacent par rapport au plan initial de la section du tambour (ligne AC, fig.II-6), ce qui assure le mouvement longitudinal des morceaux. Après avoir terminé leur roulement les morceaux sont entraînés de

nouveau; ainsi le cycle du mouvement se répète et la trajectoire représente la ligne en zigzag ACA'C'.

On utilise les cribles à tambour:

- pour le lavage des minerais argileux (ils portent le nom scrubber);
- pour le lavage et le triage des pierres cassées, graviers, sables; le crible dans ce cas est muni par deux tambours concentrés: intérieur en sections et extérieur;
- pour le captage de scrap et gros morceaux de minerai déchargés de broyeur à boulets et à barres avec la pulpe; dans ce cas on utilise de petits tambours fixés sur les tourillons des broyeurs;
- pour le triage des boulets usés pendant la réparation de broyeurs.

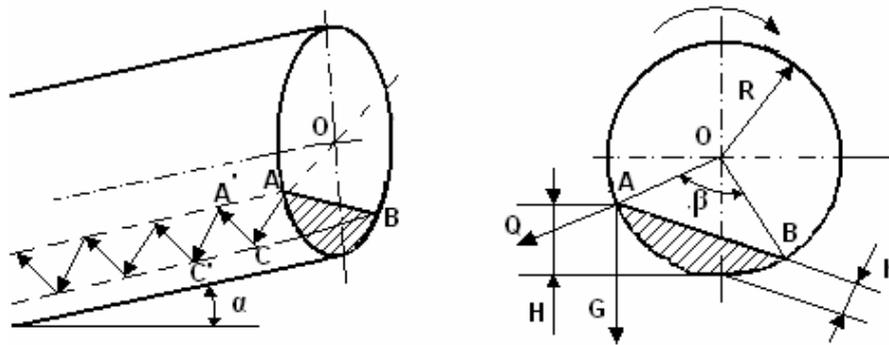


Fig.II-6. Schéma du déplacement du matériau à cribler dans le crible à tambour cylindrique.

Pour le choix des paramètres constructifs des cribles à tambour on tient compte du diamètre de plus grands morceaux dans l'alimentation d_{\max} .

La hauteur du segment du matériau se trouvant dans le tambour ne doit pas dépasser la double dimension des morceaux maximaux:

$$h \leq 2d_{\max} \quad (\text{II-9})$$

L'angle central maximal correspondant au segment de la charge doit être

$$\beta_{\max} \leq 90^\circ \quad (\text{II-10})$$

Le diamètre du tambour doit dépasser le diamètre de morceau maximal à 14 fois au moins:

$$D \geq 14d_{\max} \quad (\text{II-11})$$

La vitesse critique de rotation du tambour est égale à:

$$n_{cr} = 42,3/\sqrt{D} \text{ en tr/min} \quad (\text{II-12})$$

où D est le diamètre intérieur du tambour en m.

La vitesse relative ψ , c'est-à-dire le rapport de la vitesse en effet à la vitesse critique $\psi=n/n_{cr}$ se trouve entre les limites de 30 à 45%, ainsi

$$n = 13/\sqrt{D} \dots 20/\sqrt{D} \text{ en tr/min} \quad (\text{II-13})$$

La capacité du crible d'après la formule de Levenson égale

$$Q = 600 \rho n t g 2 \alpha \sqrt{R^3 h^3} / K_f \text{ en t/h,} \quad (\text{II-14})$$

où R est le rayon du tambour en m; ρ – la densité du matériau à cribler en t/m^3 ; K_f – le coefficient de foisonnement.

Cette formule tient compte de la capacité du crible comme un dispositif transporteur.

Le crible à tambour vertical dont le schéma est présenté par la fig.II-7 fonctionne de la manière suivante.

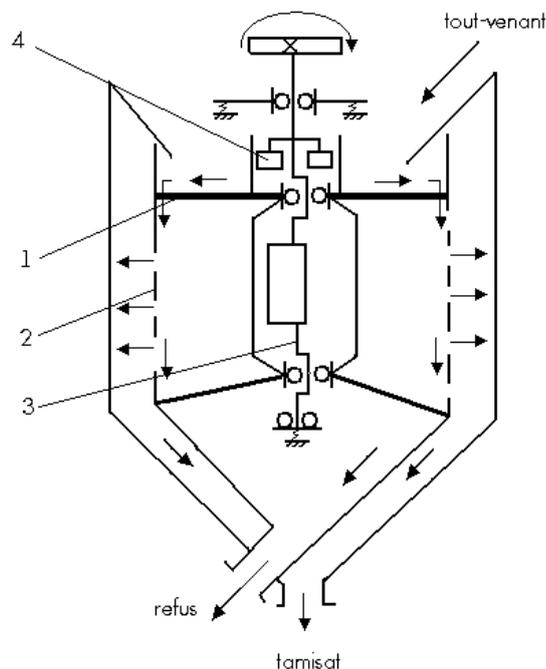


Fig.II-7. Schéma du crible à tambour vertical

Le matériau de départ arrive sur le disque-alimentateur 1 et puis à l'intérieur du tamis vertical 2 tournant dont la forme est cylindrique. Sous l'action de la

force centrifuge le matériau fin est pressé à travers des ouvertures du tamis. Sauf rotation, le tambour (tamis) reçoit la vibration (dans la plan horizontal due à l'arbre excentrique 3 (amplitude est égale à 6,5mm, la fréquence de 750 à 1000 os/min). A la suite de deux forces horizontales: la force centrifuge et la force périodique de vibration, en certains moments le matériau à cribler peut tomber librement sous l'action de la gravité car le résultat de ces deux forces peut être égale à zéro.

En faisant un petit pas le long de la surface intérieure du tambour le matériau est pressé de nouveau par la force centrifuge contre la surface du tamis.

Les vitesses différentes de rotation du tambour et de l'arbre excentrique sont dues à l'application de la transmission dentée épicyclique.

Ce crible est destiné, pour le traitement des matériaux humides et collants.

1.3.6. Cribles plats vibrants.

On sous-entend les cribles plats ceux-ci ayant la surface tamisante plate. Celle-là peut être horizontale ou faiblement inclinée ($5-6^\circ$) ou inclinée ($15-30^\circ$). Chaque crible de ce type se compose de parties essentielles suivantes: bâti, châssis, tamis, commande, éléments de suspension. Les cribles diffèrent par le caractère de mouvement de leurs tamis (surface tamisante) ce qui est assuré par la commande et la suspension correspondantes. Actuellement on utilise les cribles de ce type à mouvement de la surface tamisante oscillatoire, giratoire et vibrant (voir tabl.II-1). Leurs schémas cinématiques sont présentés par la fig.II-8.

Les cribles avec oscillations circulaires (fig.II-8a) peuvent fonctionner seulement en position inclinée de la surface tamisante (de 15 à 26°), car le déplacement du matériau est effectué essentiellement par composante normale de la pesanteur. Ici le châssis du crible avec la surface tamisante est actionné en mouvement par deux arbres excentriques parallèles munis de deux volantes. Les arbres sont liés par une transmission (à corroie, à chaîne) ce qui assure leur rotation avec la même vitesse et la même

phase et provoque un mouvement circulaire du bâti comportant le tamis de la manière que chaque point décrit une trajectoire circulaire ayant le rayon égal à l'excentricité des arbres. Le passage du matériaux à travers la surface tamisante s'effectue grâce aux forces d'inertie dues aux accélérations d'oscillation. A cause de la complexité de leurs constructions ces cribles ne sont pas fabriqués actuellement.

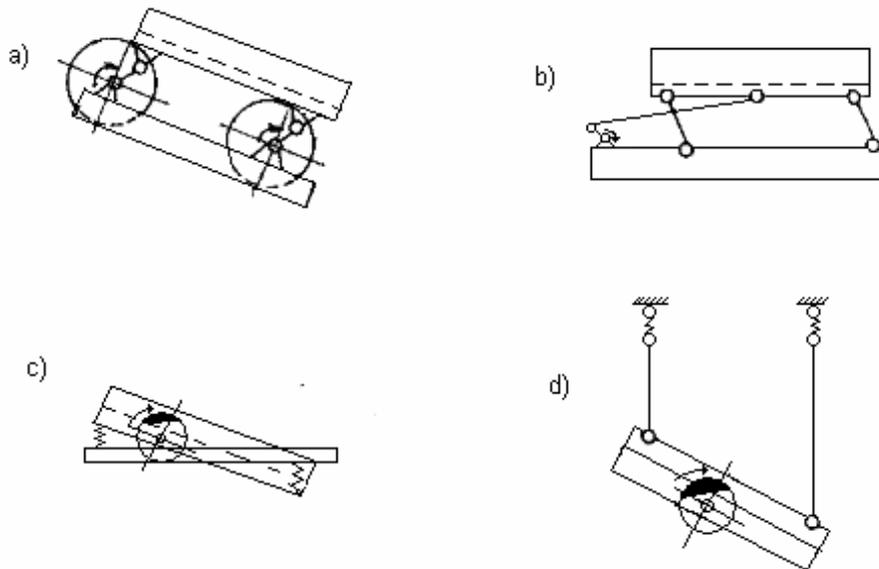


Fig.II-8. Schémas cinématiques des cribles plats vibrants: a – à oscillations circulaires; b – à oscillations linéaires; c – à inertie avec le bâti s'appuyant contre le châssis; d – à inertie avec le bâti suspendu

Les cribles à oscillations linéaires (fig.II-8b) peuvent fonctionner aussi bien dans une position inclinée du tamis que celle horizontale. Le matériau à cribler se déplace le long de la surface tamisante sous l'action de la composante tangentielle des forces d'inertie dues aux oscillations provoquées par la commande à l'arbre excentrique. Le passage du matériau à travers la surface tamisante s'effectue grâce à la composante normale des mêmes forces. Les oscillations linéaires sont communiquées au bâti comportant le tamis par l'intermédiaire deux bielle liées avec celui-ci par articulations. Le bâti est maintenu à l'état suspendu par quatre montants articulés liés au châssis.

Les cribles vibrants ont le bâti comportant le tamis et suspendu sur le châssis par quatre câbles d'acier munis des ressorts ou reposant sur le

châssis par quatre éléments élastiques (ressorts, amortisseurs en caoutchouc, etc). Les vibrations du bâti sont provoquées par le vibreur entraîné par le moteur électrique. D'après le vibreur on différencie les cribles à inertie munis de vibreur inertiel, celui à balourd et celui à résonance.

Les cribles à inertie se différencient essentiellement par la construction et la forme géométrique des appuis du bâti. Si les appuis possèdent la même rigidité perpendiculaire au plan de tamis, les oscillations seront purement circulaires. A ce type se rapportent les cribles à appuis en forme de douilles en caoutchouc, de ressorts en spirale, à disposition des ressorts cylindriques à la manière d'étoile. Si les rigidités des appuis sont différentes, les oscillations seront elliptiques.

Dans la majorité des cas, on utilise les cribles à oscillations elliptiques. Ici le bâti comportant le tamis s'appuie sur les ressorts plats ou cylindriques (fig.II-8c) qui sont fixés sur le châssis. Le plus souvent on utilise le bâti suspendu sur le châssis par les câbles d'acier munis de ressorts cylindriques (fig.II-8d).

Les coupes transversales de ce crible sont présentées par la fig.II-9.

L'arbre du vibreur d'un crible à inertie entraîné par le moteur électrique tourne dans les roulements fixés sur le bâti. Les contrepoids fixés sur cet arbre provoquent la force d'inertie:

$$Q = m\omega^2 R, \quad (\text{II-15})$$

où m est la masse des contrepoids; ω – la vitesse angulaire de l'arbre; R – la distance entre le centre de la masse de contrepoids et l'axe de rotation.

L'effort Q est la force perturbante sous l'influence de laquelle le bâti fait des oscillations (vibrations) étant maintenu par les appuis élastiques.

On distingue les cribles à inertie à vibreur simple et autocentrant dont les schémas sont présentés par la fig.II-9.

Si l'axe O_1O_1 de l'arbre du vibreur passe par le centre de la masse du bâti A et le centre des masses de deux contrepoids (pour le vibreur simple) se trouve au

point B, le centre de la masse du système se trouvera toujours au point immobile C reposant sur une certaine droite OO (fig.II-9a). Avec la fréquence éloignée de la résonance il existe la proportion:

$$r/R \approx G/P, \quad (\text{II-16})$$

où r est l'amplitude d'oscillations du bâti (la distance AC entre le centre de la masse du bâti et celui-ci du système); R - la distance BC entre le centre des masses des contrepoids de l'axe de rotation OO; G - la valeur des contrepoids; P - le poids total du bâti, du tamis et du matériau à cribler.

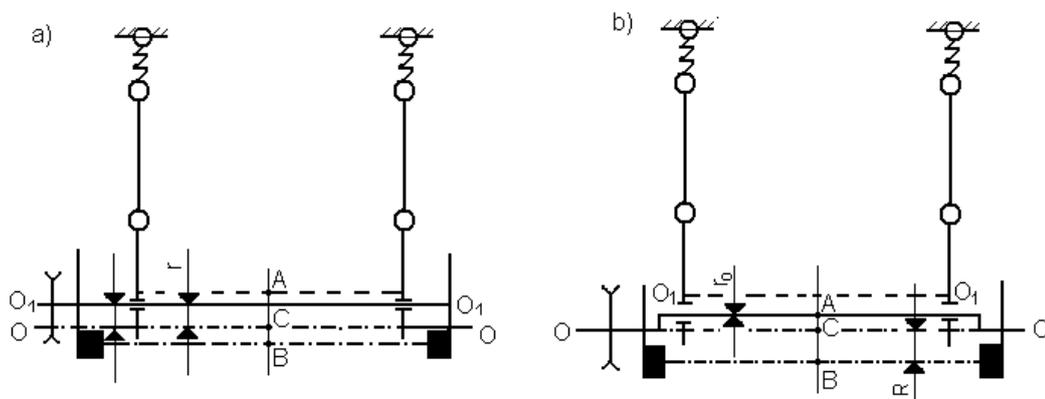


Fig.II-9. Coupes transversales du crible à inertie à bâti suspendu:
a - à vibreur à inertie simple;
b - à vibreur à inertie autocentrant.

Si le bâti est surchargé par le matériau à cribler ce qui augmente le poids P , l'amplitude r diminuera automatiquement. La vitesse de déplacement du matériau le long de la surface tamisante diminuera aussi; ce qui peut provoquer l'arrêt du crible.

L'inconvénient du crible à inertie à vibreur simple consiste en mobilité du centre O_1 de la poulie menante (même avec la charge normale du crible): le centre O_1 décrit les trajectoires circulaires de rayon r , ce qui demande l'application d'une longue transmission à courroie et interdit une courte transmission trapézoïdale.

Ce défaut n'existe pas dans les cribles à inertie à vibreur autocentrant, où l'arbre OO_1AO_1O est excentrique (fig.II-9b). Pour ce crible on choisit les valeurs des contrepoids de telle manière que:

$$G_o R = P r_o, \quad (\text{II-17})$$

où r_o est l'excentricité de l'arbre; G_o - la valeur des contrepoids correspondants à cette excentricité.

En respectant cette condition, on peut obtenir la position du centre de la poulie (l'axe OO) qui reste immobile avec la charge normale du crible. Cela donne la possibilité d'appliquer une courte transmission à courroie trapézoïdale.

Actuellement on fabrique les cribles à inertie à vibrateur autocentrant de type léger, intermédiaire et lourd dont les paramètres sont présentés par le tabl.II-3. Pour le traitement des minerais les cribles de ce type lourd sont plus répandus.

Les cribles giratoires (demi-vibrants) (fig.II-10) se distinguent fortement de ceux à inertie par leur mécanisme de commande.

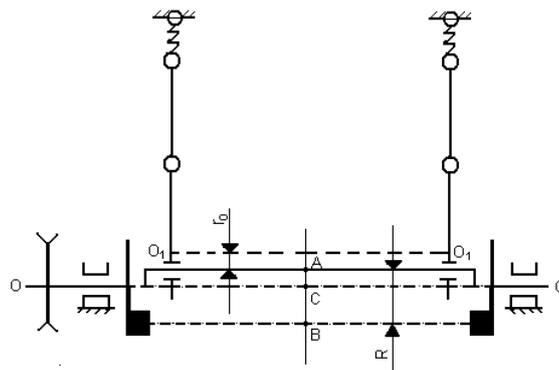


Fig.II-10. Schéma cinématique du crible giratoire (coupe transversale)

Le bâti comportant le tamis est entraîné en oscillations circulaires par l'arbre excentrique se trouvant dans des roulements fixés sur le châssis immobile. Ce dernier soit est sur l'assise, soit est suspendu. Sur l'arbre se trouvent les disques munis de contrepoids équilibrant le bâti. Pour empêcher la rotation du bâti, il s'appuie contre les amortisseurs fixés sur le châssis (pareil à la fig.II-8C). L'arbre excentrique ayant l'axe géométrique OO_1O_1O et l'excentricité r_o en tournant dans les roulements fixés provoque les oscillations circulaires de la partie centrale du bâti avec l'amplitude déterminée par l'excentricité:

$$a = r_o = const \quad (II-18)$$

Au bâti sont fixés les roulements intérieurs dans lesquels tourne la partie centrale O_1-O_1 de l'arbre.

Le crible giratoire est équilibré dynamiquement s'il existe la proportion:

$$r_0/R = G_0/P \quad (\text{II-19})$$

Puisque trois valeurs: l'excentricité de l'arbre r_0 , la distance R entre le centre des centrepoids et l'axe géométrique fixe 0-0, ainsi que le poids du bâti P sont prises d'après les conditions constructives, la quatrième valeur: la masse des contrepoids G_0 faisant partie de la formule (II-19) doit être assez déterminée:

$$G_0 = Pr_0/R \quad (\text{II-20})$$

Si les contrepoids sont choisis en conformité de la formule (II-20) l'équilibre statique et dynamique auront lieu et le châssis ne transmettra pas des vibrations sur le bâtiment de l'atelier.

Les paramètres principaux des cribles giratoires fabriqués en URSS sont présentés par le tabl.II-4.

Les cribles de petites dimensions sont munis d'amortisseur en caoutchouc et ceux de dimensions intermédiaires et grandes, d'amortisseurs à ressorts cylindriques d'acier.

Le crible à deux balourds a presque la même construction que tous les cribles vi-brants. (fig.II-11) et diffère de ceux-ci par son vibreur qui représente un dispositif à deux arbres sur lesquels sont fixés deux balourds liés par l'engrenage denté et tournants dans les sens inverses.

Chaque contrepoids des balourds provoque la force centrifuge $Q = m\omega^2 R$, où m est la masse d'un contrepoids, ω - la vitesse angulaire; R - le rayon du centre de la masse de contrepoids. Chaque force Q peut être décomposée en deux composantes Q_x et Q_y (voire fig.II-11). En cas de deux balourds les composantes Q_y ont les sens inverses et s'équilibrent les composantes Q_x agissent sur le bâti ensemble et donnent la résultante:

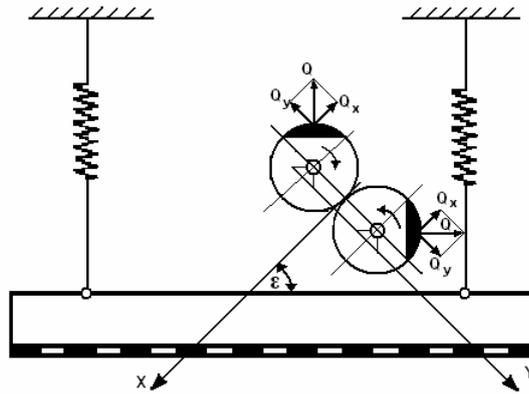


Fig.II-11.Schéma cinématique du crible à deux balourds

$$2Q_x = 2Q \sin \varphi = 2m\omega^2 R \sin \varphi \quad (\text{II-21})$$

A la suite le bâti reçoit du vibreur l'effort variable seulement le long de l'axe x incliné sous l'angle ε par rapport au plan du tamis. Cet angle est presque toujours égale à 45° . Sous l'action du vibreur le bâti fait les oscillations linéaires sous l'angle ε par rapport au plan du tamis, ce qui provoque le déplacement du matériau à cribler le long de la surface tamisante de la manière suivante: lorsque le bâti se dirige en haut les morceaux à cribler sont jetés par le tamis et volent en faisant les trajectoires paraboliques, ensuite ils tombent sur le tamis et reculent avec lui, etc.

Puisque toutes les masses oscillantes de ce crible sont équilibrées, il est nommé autrement autoéquilibrant.

Actuellement cette construction de crible est devenue plus perspective. On fabrique les cribles de ce type avec la superficie de la surface tamisante allant même jusqu'à 20 m^2 . Les paramètres de la caractéristique technique des cribles à deux balourds sont présentés par le tabl.II-5.

Les cribles à résonance se rapportent aussi aux cribles vibrants. Les parties essentielles des cribles de ce type sont: un ou deux bâtis et le châssis lourd liés entre eux par les éléments élastiques (fig.II-12). Le châssis s'appuie contre la construction de bâtiment de l'atelier aussi bien par les éléments élastiques ce qui lui permet à faire les vibrations libres.

Paramètres des cribles lourds à inertie
(type GIT)

Paramètres	Désignation des cribles					
	GIT-42	GIT -51	GIT -51A	GIT -52	GIT -61	GIT -71
Dimensions de la surface tamisante:						
-largeur en mm	1500	1750	1750	1750	2000	2500
-longueur en mm	3000	3500	3500	3500	4000	5000
-superficie d'un tamis en m ²	4.5	6	6	6	6	12.5
Nombre de tamis	2	1	1	2	1	1
Dimensions des mailles de tamis:	de 12 à 200					
- supérieur en mm						
- inférieur en mm	de 12 à 25	-	-	de 12 à 25	-	-
Grosueur admissible de tout-venant en mm jusqu'à	200	350	400	350	250	800
Angle d'inclinaison de tamis	10-30 ⁰	10-30 ⁰	10-18 ⁰	10-30 ⁰	10-30 ⁰	10-30 ⁰
Amplitude d'oscillation en mm	3-5	4-7	4-5-6(reglable)	4-7	6-8	6-8
Vitesse de rotation de l'arbre du vibreur en tr/mn	700-1000	600-750	720-645-600	600-750	520-650	
Puissance d'électromoteur en kW	13	22	22	30	22	30
Masse en kg (sans électromoteur)	4800	8000	6700	12000	10000	13500

Paramètres des cribles giratoires

Paramètres	Désignation des cribles			
	type intermédiaire		type lourd	
	FTC-42	FTC-52	FTT-42	FTT-52
Dimensions de la surface tamisante: - largeur en mm	1500	1750	1500	1750
- longueur en mm	3750	4500	3750	4500
- superficie d'un tamis en m ²	5.6	7.9	5.6	7.9
Nombre de tamis	2	2	2	2
Dimensions des mailles de tamis en mm: - supérieur	26x26	26x26	135x135	-
- inférieur	5x20	5x20	80x80	-
Grosseur admissible de tout-venant en mm jusqu'à	150	150	400	400
Angle d'inclinaison de tamis jusqu'à	30°	30°	30°	30°
Amplitude d'oscillation en mm	4	4	4	4-6
Vitesse de rotation de l'arbre du vibrateur en tr/mm	875	800	900	800-1000
Capacité horaire en m ³ /h (environ)	140	200	250	-
Puissance d'électromoteur en kW	13	13	17	22
Masse en kg (sans électromoteur)	3000	4000	7000	10000

Paramètres des cribles à deux balourds
(type lourd)

Paramètres	Désignation des cribles			
	GST-42	GST-51	GST-61	GST-81
Dimension de la surface tamisante:				
-largeur en mm	1500	1750	2000	3000
-longueur en mm	3000	4500	5000	6000
-superficie d'un tamis en m ²	4.5	7	10	18
Nombre de tamis	2	1	1	1
Dimensions des mailles de tamis en mm:				
-supérieur	10x10	0.2-8	8x11, 12x15, 16x19	15
-inférieur	4x4	-	-	-
Grosseur admissible de tout-venant en mm jusqu'à	40	120	200	200
Amplitude d'oscillations en mm	3.5	4.3	5	5
Nombre d'oscillations par mn	960	970	700	700
Capacité horaire en m ³ /h (environ)	90	200	180	300
Puissance d'électromoteur en kW	4	2x10	13	55
Masse en kg (sans moteur électrique)	2700	4550	11000	20000

Sur le bâti repose le vibrateur dont la fréquence est égale à celle de propres oscillations du système des masses vibrantes (le bâti comportant le tamis et le matériau à cribler plus le châssis) liées par les éléments élastiques, ce qui provoque la vibration de tout le système en régime de résonance avec l'amplitude maximum possible aux conditions données.

L'inconvénient essentiel de ce crible est une forte sensibilité au changement des masses vibrantes dû, par exemple, à la charge variable du matériau à cribler. Dans ce cas-là, le régime sort de la résonance et le crible s'arrête.

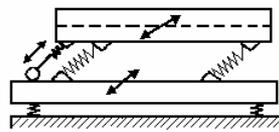


Fig.II-12. Schéma cinématique du crible à résonance

1.4. Théorie de criblage.

1.4.1. Probabilité de passage des particules à travers la surface tamisante.

La probabilité de passage des particules à travers la surface tamisante joue un rôle important dans le procédé de criblage, car elle détermine la granulométrie des produits obtenus et l'efficacité de ce procédé.

On sous-entend par probabilité de passage pour les cribles vibratoires et oscillatoires, le rapport de la superficie de la surface F_c où se trouvent les centres des particules passés, à la superficie de toute la surface tamisante F_t (pour une oscillation):

$$P = F_c / F_t \quad (\text{II-22})$$

A la suite de procédé de masse pendant le criblage, à travers la surface tamisante ne passent que les particules dont les centres se trouvent à la distance supérieure à la moitié du diamètre de particule du bord de maille (fig.II-13). C'est pour que les particules passantes ne puissent pas s'accrocher à ce bord.

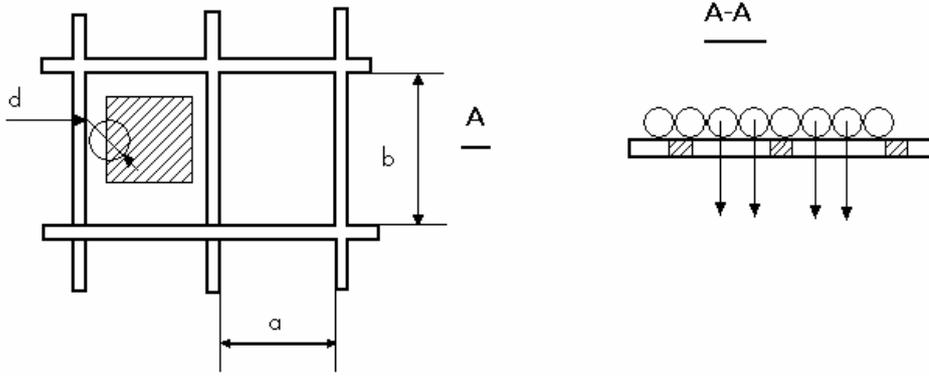


Fig.II-13. Passage des particules à travers la surface tamisante Pour le tamis avec n_m de mailles de dimension $a \times b$ et les particules de diamètre d :

$$F_c = (a - b)(b - d)n_m \quad (\text{II-23})$$

et

$$p = (a - d)(b - d)n_m / F_t = \frac{(a - d)(b - d)n_m}{F_t} \cdot \frac{ab}{ab} \quad (\text{II-24})$$

Ici le produit algébrique abn_m représente la superficie de toutes les mailles du tamis dont le rapport à la superficie de celui-ci F_t caractérise la propriété technologique de ce tamis, c'est-à-dire le pourcentage de mailles où le coefficient de la section vivante de tamis f_t . Avec cela on obtient:

$$p = f_t(1 - d/a)(1 - d/b), \quad (\text{II-25})$$

et pour les mailles carrées, quand $a = b$:

$$p = f_t(1 - d/a)^2. \quad (\text{II-26})$$

Cette formule montre que les plus petites particules possèdent la plus grande probabilité de passage et par contre, les particules de dimensions $d \geq a$ ont la probabilité de passage égale à zéro. Les particules ayant les dimensions supérieures à a peuvent fermer les mailles et réduire le pourcentage de trous prêts à laisser passer les particules avec $d < a$.

D'après la formule (II-26), on peut déterminer les particules (grains) «difficiles» à passer ayant une très faible probabilité de passage. Ce sont les particules de diamètre supérieur à $0.8a$ (fig.II-14). Les grains «difficiles» avec les grains de diamètre supérieur à a réduisent le passage de toutes les particules ce

qui baisse la qualité de criblage, car les particules fines peuvent rester dans le refus.

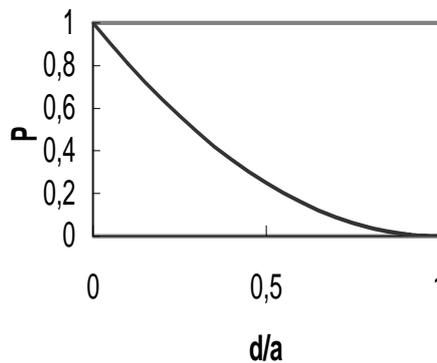


Fig.II-14. Probabilité de passage des particules ($f_t = 0$)

La valeur inverse de la probabilité de passage montre aussi bien le nombre d'oscillations (vibrations) nécessaires pour le passage d'une particule, car la probabilité de passage d'après la formule (II-22) n'est que la probabilité au cours d'une oscillation (vibration).

Voilà quelques exemples à démontrer cela: pour les mailles carrées de dimension $a = 20\text{mm}$, la probabilité de passage des particules de diamètre $d=15\text{ mm}$ est égale à 0.0625 et le nombre d'oscillations nécessaires pour le passage est égale à $1/0.0625=16$; pour les particules de diamètre $d=10\text{ mm}$, ces valeurs sont égales respectivement à 0,25 et à 4.

Bien sûr, l'efficacité de criblage doit subir la caractéristique granulométrique du tout-venant, car chaque classe granulométrique a sa propre probabilité de passage dépendant de dimension relative d/a , et des teneurs en classes granulométriques.

1.4.2. Cinétique de criblage.

On appelle cinétique de procédé technologique la fonction des paramètres de ce procédé du temps de procédé. Ainsi la cinétique du procédé de criblage est le changement des indices le caractérisant pendant le temps du criblage.

L'essentiel du procédé de criblage c'est le passage des particules de classe inférieure à la dimension des mailles à travers la surface tamisante. Et bien sûr,

la masse de cette classe dans le refus doit diminuer pendant le temps de procédé.

Supposons que pendant le temps dt à travers la surface tamisante passe la masse de i -ième classe granulométrique dm_i et dans le refus la masse de cette classe se réduit de la même valeur, c'est-à-dire, de $-dm$.

La masse passée est proportionnelle, tout d'abord, à la superficie de la surface tamisante F_t , à la vitesse de passage des particules v , au temps dt , à la concentration des particules de i -ième classe dans la couche du matériau à cribler C_i et à leur probabilité de passage p_i :

$$-dm = p_i C_i F_t v dt \quad (\text{II-27})$$

La concentration des particules C_i peut être présentée par le rapport de leur masse au volume de toute la couche à cribler V_c qui s'exprime par le produit h_c :

$$C_i = m_i / V_c = m_i / (F_t h_c) \quad (\text{II-28})$$

En remplaçant la concentration par sa valeur on obtient l'équation différentielle suivante:

$$dm_i = -p_i v m_i dt / h_c \quad (\text{II-29})$$

dont la solution est:

$$\int \frac{dm_i}{m_i} = -p_i \frac{v}{h_c} \int dt,$$

$$\ln m_i = -p_i \frac{v}{h_c} t + K \quad (\text{II-30})$$

La constante K est déterminée par les conditions initiales: $t=0$; $m_i=m_{oi}$.

$$K = \ln m_{oi}$$

En remplaçant K par sa valeur on a la fonction de la masse de la i -ième classe granulométrique dans le refus du temps du procédé de criblage t :

$$m_i = m_{oi} \exp(-p_i v t / h_c) \quad (\text{II-31})$$

Le diagramme de cette fonction est présenté par la fig.II-15, d'où il convient la masse de la i -ième classe granulométrique dans le refus m_i diminue de la masse initiale m_{oi} (dans le tout-venant) à zéro, quand le temps du procédé tend

vers l'infini. La vitesse de la réduction de cette masse est déterminée par l'expression $p_i v / h_c$. Les valeurs faisant partie dans cette expression sont difficiles à déterminer théoriquement. Voilà pourquoi on indique le rapport v / h_c par k qui est la constante de ce procédé.

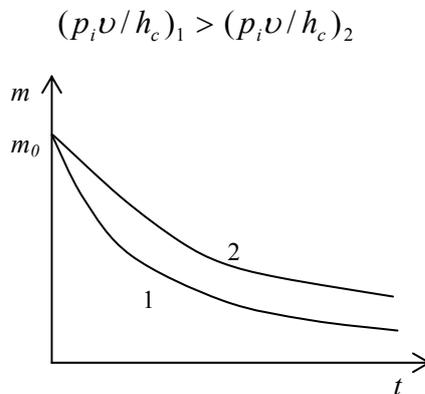


Fig.II-15.La fonction $m(t)$

Bien sûr, l'équation initiale (II-27) de cinétique de criblage souffre de certains défauts, car on a admis l'indépendance du passage des classes granulométriques à travers la surface tamisante. En effet la granulométrie du matériau à cribler influence ce passage. Mais cette influence ne change beaucoup les résultats de criblage et dans la majorité des cas l'équation (II-27) satisfait les besoins pratiques des calculs de criblage.

1.4.3. Efficacité de criblage et granulométrie de ces produits.

Le problème qui se pose pour la détermination de l'efficacité de criblage comme il découle du paragraphe 2 du chapitre I, c'est le rendement du tamisat (passant). Ce problème peut être résolu par l'utilisation des taux d'extraction de chaque classe granulométrique dans le tamisat. C'est possible avec l'équation (II-31) en sachant le sens du taux d'extraction. Il en résulte que pour la i -ième classe granulométrique ce taux est égal au rapport de la masse de cette classe extraite dans le tamisat à la masse de celle-là dans le tout-venant. En se souvenant que m_i est la masse de la i -ième classe dans le refus vers le temps du procédé t et m_{oi} celle dans le tout-venant on peut présenter le taux d'extraction de cette classe au tamisat de la manière suivante:

$$E_i = (m_{oi} - m_i) / m_{oi} \quad (\text{II-32})$$

En remplaçant m_i par sa valeur en conformité de l'équation (II-31) on obtient loi suivant de cette formule:

$$E_i = 1 - \exp(-p_i kt) \quad (\text{II-33})$$

dont le graphique présenté par la fig.II-16 montre que chaque particule a son taux d'extraction suivant la probabilité de passage p , la constante de criblage k et le temps de procédé t .

Ce dernier est toujours limité par la durée du processus technologique et les paramètres du criblage. En général on peut constater que ce temps est déterminé par la vitesse du déplacement du matériau le long du tamis u et sa longueur L :

$$t = L/u \quad (\text{II-34})$$

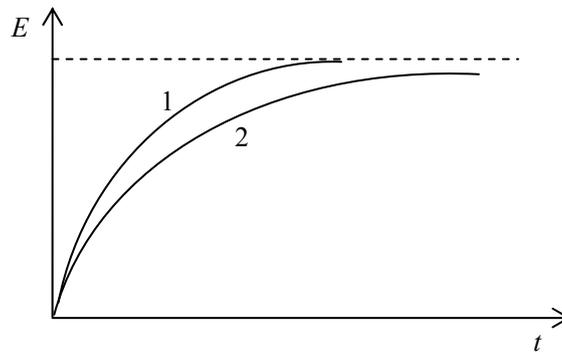


Fig.II-16.Fonction E(t)

Revenons au sens des taux d'extraction des classes granulométriques. Ils montrent une partie de la classe se trouvant dans le tout-venant, extraite au tamisat.

Indiquons par β_i les teneurs en classes granulométriques dans le tout-venant. Rappelons que la teneur montre la quantité relative de classe est peut être exprimée soit en pour cent, soit en fraction de l'unité. La quantité relative de chaque classe passée au tamisat sera égale au produit algébrique de la teneur par le taux d'extraction. La somme de toutes ces quantités relatives donnera la quantité relative totale du tamisat, c'est-à-dire le rendement de ce produit:

$$\gamma_t = \beta_1 E_1 + \beta_2 E_2 + \dots + \beta_i E_i + \dots + \beta_n E_n = \sum_{i=1}^n \beta_i E_i \quad (\text{II-35})$$

où n est le nombre de classes granulométriques.

L'expression $\beta_i E_i / \gamma_t$ a le sens de la teneur en i-ième classe dans le tamisat. Bien sûr, pour les particules de dimensions supérieures aux mailles $E = 0$ et elles n'existent pas dans le tamisat, c'est-à-dire leur teneur est égale à zéro.

Selon la formule (I-1) l'efficacité du procédé de séparation est déterminée par la différence entre les taux d'extraction des composants utile et inutile dans le concentré. Pour le criblage examinons le tamisat. Pour lui, le composant utile est la classe granulométrique inférieure à la dimension des mailles du tamis et le composant inutile par contre la classe granulométrique supérieure à la dimension des mailles. Il en résulte que l'efficacité de criblage doit être égale au taux d'extraction dans le tamisat de toute la classe inférieure, qui à son tour, suivant la formule (I-16) est déterminé par le rendement du tamisat γ_t , la teneur en classe inférieure dans le tamisat β_t et celle dans le tout-venant α :

$$\eta_c = \gamma_t \beta_t / \alpha \quad (\text{II-36})$$

En remplaçant γ_t par sa valeur et en tenant compte que $\beta_t = 1 = 100\%$, car les particules de la classe supérieure ne passe pas dans le tamisat, écrivons la formule finale pour l'efficacité de criblage:

$$\eta_c = \gamma_t / \alpha = (\beta_1 E_1 + \dots + \beta_n E_n) / \alpha = \frac{1}{\alpha} \sum_{i=1}^n \beta_i E_i \quad (\text{II-37})$$

dont l'analyse montre l'influence de la granulométrie du tout-venant et l'impossibilité d'obtention de l'efficacité égale à 100%.

Nous avons abordé la détermination de l'efficacité théorique de criblage, mais en pratique pour apprécier celle-ci on utilise la formule (II-37) avec (I-14) et les teneurs en classe inférieure dans le tout-venant et le refus:

$$\eta_c = \frac{(\alpha - \mathcal{G})\beta_t}{(\beta_t - \mathcal{G})\alpha} = \frac{(\alpha - \mathcal{G})}{(1 - \mathcal{G})\alpha} \text{ ou } \frac{(\alpha - \mathcal{G})10^4}{(100 - \mathcal{G})\alpha}, \quad (\text{II-38})$$

si les indices sont exprimés en %.

Ici \mathcal{G} est la teneur en classe granulométrique inférieure à la dimension des mailles dans le refus.

Il existe des cas où l'on a besoin de calculer l'efficacité de criblage en tenant compte de la teneur en classe supérieure dans le tamisat ($\beta_t < 100\%$). Ce sont des cas

de particules de formes irrégulières, des tamis de forme des mailles variables à cause de vibration, etc. Pour cela, on utilise directement le premier air de la formule (II-38) sans transformation.

1.5. Influence de l'humidité de matériau à cribler.

L'humidité du matériau à cribler joue un rôle important dans le procédé de criblage et surtout pour les tamis à petites mailles. L'humidité extérieure (l'eau couvrant la surface des particules par un mince film) provoque une cohésion des particules fines et le colmatage des mailles de tamis. Au fur et à mesure de l'augmentation de l'humidité l'efficacité de criblage tombe. La fig.II-17 présente le diagramme de l'efficacité de criblage en fonction de l'humidité extérieure W du matériau à cribler. La tronçon initial de la courbe (jusqu'à $W_{cr} = 8\%$) se représente par une droite faiblement inclinée. Après le point W_{cr} correspondant l'humidité augment, le procédé du criblage devient celui par voie humide (le tout à l'humidité critique, la courbe tombe brusquement à cause du colmatage des mailles.

Entre les limites de l'humidité de 12 à 40% le criblage pratiquement s'arrête – presque tout le matériau de départ reste sur le tamis. Lorsque -venant est à l'état de pulpe) et l'efficacité croît à nouveau. Avec la dépense en eau assez grande on peut obtenir la même efficacité que pour matériau sec.

Si le criblage humide est indésirable à cause de la technologie de traitement postérieure, on sèche le matériau à cribler en appliquant, par exemple, soit les sècheuses spéciaux, soit les cribles avec le chauffage électrique des tamis.

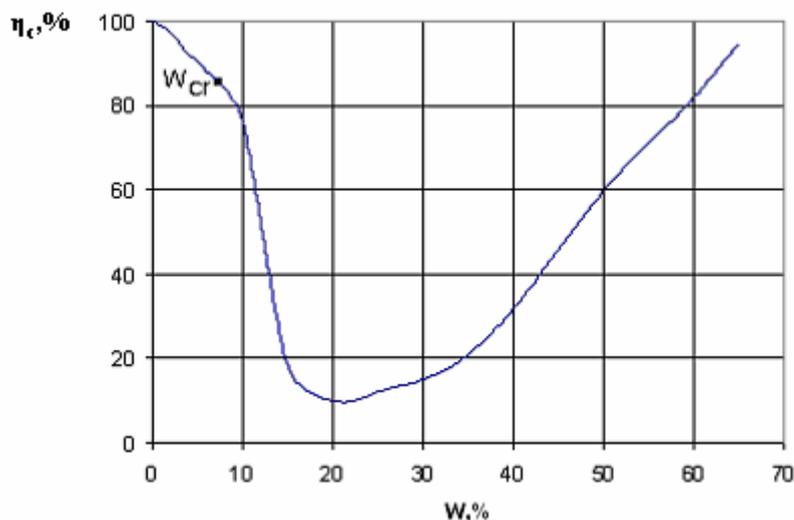


Fig.II-17.Diagramme de l'efficacité de criblage en fonction de l'humidité du matériau à cribler.

Les matériaux argileux sont criblés soit par voie sèche (avec le séchage préalable), soit par voie humide avec un fort arrosage. Dans certains cas, on applique le lavage préalable de l'argile.

1.6. Paramètres de régime mécanique des cribles.

Les paramètres de régime mécanique des cribles vibrants sont l'amplitude de vibration et la vitesse de rotation de l'arbre du vibreur.

Pour les cribles à inertie et giratoires l'amplitude r des vibrations est choisie en fonction des dimensions des mailles de la surface tamisante a . La formule empirique déterminant la limite inférieure de l'amplitude pour le régime normal de crible est la suivante:

$$r \geq 0.15a + 1 \text{ en mm .} \quad (\text{II-39})$$

Mais pour le régime intensifié, on calcule l'amplitude à l'aide de la formule ci-dessous:

$$r \geq 0,3a + 1 \text{ en mm} \quad (\text{II-40})$$

La vitesse de rotation de l'arbre du vibreur n est choisie en fonction de l'amplitude. Le double produit algébrique de l'amplitude en mm par la vitesse de rotation en tr/mn est tenu comme règle pour le régime normal supérieur à 6000:

$$(2rn) \geq 6000 \quad (\text{II-41a})$$

et pour le régime intensifié, supérieur à 10000 (pour assurer l'amplitude élevée):

$$(2rn) \geq 10000 \quad (\text{II-41b})$$

1.7. Vitesse d'alimentation des cribles.

On comprend par vitesse d'alimentation des cribles la vitesse du déplacement du matériau à cribler le long de la surface tamisante. Pour les cribles vibrants, elle est déterminée par les formules théoriques de I.Blekhman et G.Djanélidzé qui ont examiné les cribles comme les moyens du transport vibrant.

Pour les cribles à vibrations circulaires (cribles à inertie, giratoires) la vitesse d'alimentation est exprimée par la formule ci-dessous:

$$U = \omega r \sqrt{1 - \left(\frac{PK_R}{W_o}\right)} + \frac{Pg}{\omega} \cdot \frac{2-f}{f} \sin \alpha \quad \text{en m/s} \quad (\text{II-42})$$

où ω est la vitesse angulaire de l'arbre du vibreur en s^{-1} ;

P – le paramètre qui dépend du coefficient de restitution après le choc et l'accélération relative W_o ;

K_R – le paramètre dépendant du coefficient de restitution R :

$$K_R = \frac{1-R}{1+R} \quad (\text{II-43})$$

f – le coefficient de frottement du matériau à cribler contre la surface tamisante;

r - l'amplitude de vibration en m;

α - l'angle d'inclinaison de la surface tamisante par rapport au plan horizontal;

g - l'accélération terrestre en m/s^2 ;

$$W_o = \omega^2 r / (g \cos \alpha) \quad (\text{II-44})$$

Pour les calculs des cribles on prend environ $R \approx 0.2$ et $K_R = (1 - 0.2)/(1 + 0.2) = 0.67$

Les valeurs du paramètre P sont présentées par le tableau ci-dessous:

Accélération relative W_o	2	3	4	5	6	7
Paramètre p ($R = 0.2$; $K_R = 0.67$)	3	4	5.2	6.7	8.1	9.5

Exemple. Déterminer la vitesse d'alimentation pour le crible à inertie ayant les paramètres: $n = 1300$ tr/mn; $r = 0.0025$ m; $\alpha = 20^\circ$; prendre $f = 0,6$.

La vitesse angulaire de l'arbre du vibreur:

$$\omega = \pi n / 30 = 3.14 \cdot 1300 / 30 = 136 s^{-1};$$

l'accélération relative:

$$W_0 = \omega^2 r / (g \cos \alpha) = 136^2 \cdot 0.0025 / (9.81 \cdot 0.94) = 5;$$

Suivant le tableau pour $W_0 = 5$, $P = 6.7$

$$U = \omega r \sqrt{1 - \left(\frac{PK_R}{W_0} \right)^2} + \frac{Pg}{\omega} \cdot \frac{2-f}{f} \sin \alpha =$$

$$= 136 \cdot 0.0025 \sqrt{1 - (6.7 \cdot 0.67 / 5)^2} + \frac{6.7 \cdot 9.81}{136} \cdot \frac{2-0.6}{0.6} \sin 20^\circ = 0.53 m/s$$

Pour les cribles à vibrations linéaires (cribles à deux balourds, par exemple):

$$U = PgK_R \operatorname{ctg} \varepsilon / W_0, \quad (\text{II-45})$$

où ε est l'angle d'inclinaison de la direction des vibrations par rapport au plan du tamis.

Les autres indices sont les mêmes que pour la formule (II-42), mais l'accélération relative s'exprime autrement:

$$W_0 = \omega^2 r \sin \varepsilon / g, \quad (\text{II-46})$$

Exemple. Déterminer la vitesse d'alimentation pour le crible à deux balourds ayant les paramètres suivants: $n = 1680$ osc./mn; $r = 0.02$ m; $\varepsilon = 45^\circ$.

La vitesse angulaire: $\omega = \pi n / 30 = 3.14 \cdot 1680 / 30 = 176 s^{-1}$;

l'accélération relative: $W_0 = 176^2 \cdot 0.002 \cdot \sin 45^\circ / 9.81 = 4.5$.

En extrapportant les données du tableau trouvons le paramètre P :

$$P = (5.2 + 6.7) / 2 = 5.95.$$

Et enfin, la vitesse d'alimentation:

$$U = PgK_R \operatorname{ctg} \varepsilon / W_0 = 5.95 \cdot 9.81 \cdot 0.67 \cdot \operatorname{ctg} 45^\circ / 4.5 = 0.2 m/s.$$

1.8. Calcul de la capacité des cribles vibrants.

Dans les cas pratiques pour calculer la capacité des cribles vibrants on utilise la capacité spécifique volumétrique rapportée à la superficie de la surface tamisante.

En utilisant cet indice, la capacité de masse du crible sera:

$$Q = qFp / K_f \text{ en t/h} \quad (\text{II-47})$$

où q est la capacité spécifique volumétrique en $\text{m}^3/(\text{h}\cdot\text{m}^2)$; F – la superficie de la surface tamisante en m^2 ; p – la densité du matériau à cribler en t/m^3 ; K_f – le coefficient de foisonnement.

Bien sûr, la capacité du crible peut être assez facilement calculée en sachant q , mais cet indice dépend de beaucoup de facteurs: granulométrie du matériau à cribler, son humidité, efficacité de criblage, amplitude et fréquence des vibrations, dimensions des mailles, etc., c'est-à-dire la fonction pour la capacité spécifique peut être exprimée de la manière suivante:

$$q = (a, n, r, \alpha, \eta, R, w) \quad (\text{II-48})$$

Ici R est le facteur de granulométrie de tout-venant; w – son humidité.

Cette fonction est trop compliquée à résoudre par voie théorique; voilà pourquoi on détermine la capacité spécifique par expérience dans les conditions normalisées en appliquant les coefficients de correction pour les conditions concrètes, c'est-à-dire:

$$q = q_o \prod_{i=1}^n K_i, \quad (\text{II-49})$$

où q_o est la capacité spécifique dans les conditions normalisées; K_i - les coefficients de correction.

Dans la majorité des cas, on néglige l'influence de la granulométrie car elle ne charge beaucoup la précision de calcul.

En pratique, il suffit de prendre cinq coefficients correcteurs tenant compte de l'efficacité de criblage K_η , du régime mécanique K_r , de la position du tamis K_{pt} , du type de minerai à cribler K_m et de l'humidité K_w .

Avec ces coefficients la formule (II-47) prend l'air:

$$Q = q_o F p K_\eta K_r K_{pt} K_m K_w / K_f. \quad (\text{II-50})$$

Remarquons, que dans les conditions normalisées la capacité spécifique ne dépend que des dimensions des mailles de tamis. Cette fonction s'exprime par les formules empiriques suivantes:

- pour les mailles de 0 à 13 mm:

$$q_0 = a\sqrt{3} \text{ en m}^3/(\text{m}^2\cdot\text{h}); \quad (\text{II-51})$$

-pour les mailles de 13 à 80 mm:

$$q_0 = 18 + 0.38a \text{ en m}^3/(\text{m}^2\cdot\text{h}). \quad (\text{II-52})$$

Ici la dimension des mailles a est en mm.

Le coefficient tenant compte de l'efficacité est déterminé par la formule:

$$K_\eta = (100 - \eta)/8, \quad (\text{II-53})$$

où η est l'efficacité de criblage en %.

Le coefficient tenant compte du régime mécanique est égal à

$$K_r = 0.4 + 0.1rn \quad (\text{II-54})$$

où r est l'amplitude de vibration en m; n – la vitesse de rotation de l'arbre du vibreur en tr/mn.

Le coefficient tenant compte de la position de tamis K_{pt} pour le tamis supérieur est égal à 1, pour celui-là inférieur (il s'agit du crible à deux tamis) il est égal à 0,75 car ce dernier est chargé par le tamis supérieur et l'utilisation de sa superficie n'est pas complète.

La forme des particules à cribler joue un rôle dans leur passage. Mais pour ce calcul il suffit de tenir compte du minerai concassé ($K_m = 1$) et du mélange «sables-gravier» ($K_m = 1.25$).

L'influence de l'humidité s'explique par la fig.II-17 et s'par les formules empiriques décrivant cette fonction:

$$\left. \begin{aligned} & - \text{ pour l'humidité de tout-venant de } 0 \text{ à } 2,5\% \quad K_w = 1; \\ & - \text{ de } 2.5 \text{ à } 15\% \quad K_w = 1,2 - 0.075W; \\ & - \text{ de } 15 \text{ à } 30\% \quad K_w = 0,075; \\ & - \text{ de } 30 \text{ à } 70\% \quad K_w = -0,77lg(1,67 - 0,026W); \\ & - >70\% \quad K_w = 1. \end{aligned} \right\} \quad (\text{II-55})$$

Exemple. Calculer la capacité horaire du crible GIT-71 ayant le tamis avec les mailles de 40mm et criblant la bauxite concassée avec l'humidité de 8% en assurant

l'efficacité 90%. Pour la densité de la bauxite prendre $2,2 \text{ t/m}^3$; le coefficient de foisonnement est égal à 1,5. La caractéristique technique de ce crible est donnée par le tabl.II-3.

Puisque la dimension des mailles $a = 40 \text{ mm}$, on utilise la formule (II-52) pour la capacité spécifique:

$$q_o = 13 + 0,38 \cdot 40 = 33,2 \text{ m}^3 / (\text{m}^2 \cdot \text{h}).$$

Ensuite on choisit les coefficients correcteurs:

- d'après la formule (II-53)

$$K_\eta = (100 - 90) / 8 = 1,25;$$

- pour ce crible $r = 6 \text{ mm}$ et $n = 600 \text{ tr/mn}$ (tabl.II-3) et d'après la formule (II-54)

$$K_r = 0,4 + 0,1 \cdot 0,006 \cdot 600 = 0,76;$$

- le coefficient de la position du taqis est égal à 1 car ce crible a un seul tamis qui est toujours supérieur;

- puisque nous avons la bauxite concassée, il faut prendre $K_m = 1$;

- d'après la formule (II-55) pour l'humidité 8% on obtient:

$$K_w = 1,2 - 0,075 \cdot 8 = 0,6.$$

La superficie de la surface tamisante pour ce crible $F = 12,5 \text{ m}^2$.

En utilisant les valeurs obtenues, on calcule la capacité du crible GIT-71 d'après la formule (II-50):

$$Q = 33,2 \cdot 12,5 \cdot 2,2 \cdot 1,25 \cdot 0,76 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,6 / 1,5 = 347 \text{ t/h.}$$

CHAPITRE III.

CONCASSAGE ET BROYAGE.

1. Généralités.

Les procédés de concassage et de broyage sont utilisés à l'obtention d'une composition granulométrique nécessaire des roches (fragmentation) ou à la libération des grains de minéraux utiles et stériles composaient le minerai.

Dans ces procédés la destruction des roches est réalisée par les forces extérieures mécaniques. La destruction est effectuée principalement, suivant les sections dangereuses dues aux fissilités, fissurités et aux autres défauts de la structure des roches et se passe grâce aux déformations élastiques: compression, flexion et cisaillement.

Les différentes méthodes de concassage et de broyage se distinguent par l'espèce de la déformation irréversible principale. Ces méthodes sont: écrasement, spallation, cassure, coupe, trituration, choc (fig.III-1)

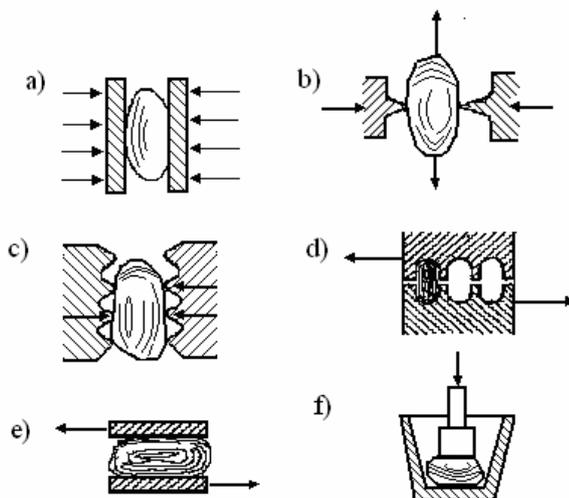


Fig.III-1.Méthodes de destruction des roches: a)écrasement; b)spallation; c)cassure; d)coupe; e)trituration; f)choc.

Toutes les méthodes nommées ci-dessus sont communes et pour le concassage et pour le broyage qui se distinguent d'après leur objectif technologique dans la suite des opérations de l'usine d'enrichissement (traitement) de minerai.

D'après leur destination technologique toutes les machines utilisées pour la destruction des morceaux de roches et des autres matériaux se divisent en

deux groupes essentiels: concasseurs et broyeurs. Dans les concasseur la destruction des matériaux s'effectue soit par le changement de l'espace de travail (concasseurs à mâchoires, giratoires) , soit par l'action des organes de destruction (cylindres lisses et dentés, marteaus, etc.) qui ne forment pas des contacts entre eux. Par contre, les broyeurs possèdent presque toujours d'un milieu broyant (boulets, barres, galets,etc.) qui effectuent la destruction des matériaux en faisant des contacts entre les éléments du milieu broyant eux-mêmes et ces matériaux.

Suivant les dimensions maximales des morceaux à concasser et à broyer et celles-ci obtenues après ces procédés, on distingue les stades suivants de la destruction des roches:

1. Concassage grossier (primaire): de 1200-500 à 350-100 mm;
2. Concassage secondaire (intermédiaire): de 350-100 à 100-40 mm;
3. Concassage fin: de 100-40 à 30-10 mm;
4. Broyage préalable: de 30-10 à 6-2 mm;
5. Broyage fin: de 6-2 à 1-0,5 mm;
6. Broyage surfín: de 1-0,5 à 0,1-0.005 mm.

La caractéristique qualitative des procédés de concassage et de broyage est le taux de réduction que l'on définit normalement comme le rapport du diamètre moyen (ou bien maximal) des morceaux arrivants à concasser ou à broyer au diamètre moyen (ou bien maximal) des morceaux sortants de ces procédés.

$$i = D_m / d_m \approx D_{\max} / d_{\max} \quad (\text{III-1})$$

Pour la destruction à quelques stades, le taux de réduction total est égal au produit algébrique des taux de réduction particuliers (pour chaque stade)

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot i_3 \dots i_n \quad (\text{III-2})$$

2. Théories de la destruction des roches aux procédés du concassage et de broyage.

Dans les procédés de destruction des roches , au cours des déformations de compressions, de traction et de flexion le rôle principal revient aux contraintes normales. Dans ce cas selon les hypothèses de Kirpitchenov (1874) et de Kick (1885), le travail élémentaire ΔA de la déformation d'un morceau est proportionnel au changement de son volume initial V :

$$\Delta A = K_k \Delta V \quad (\text{III-3})$$

Si l'énergie est dépensée principalement pour la déformation de cisaillement, pendant laquelle le rôle principal revient aux contraintes tangentielles, le travail élémentaire est proportionnel à l'accroissement de la superficie des surfaces de morceaux ΔS après la destruction:

$$\Delta A = K_R \Delta S \quad (\text{III-4})$$

Cette équation correspond à l'hypothèse de Rittinger (1867). Dans le cas général le travail élémentaire nécessaire pour la destruction d'un morceau de la roche dont le volume est égal à V , est déterminé par l'hypothèse de Rébinder (1941):

$$\Delta A = K_k \Delta V + K_R \Delta S, \quad (\text{III-5})$$

où K_k et K_r sont les coefficients de proportionnalité d'après les hypothèses de Kirpitchenov-Kick et Rittinger.

D'après l'hypothèse de Bond (1950) le travail élémentaire est proportionnel à la moyenne géométrique du changement du volume et de l'accroissement de la superficie et ne représente que le cas particulier de l'hypothèse de Rébinder:

$$\Delta A = K_B \Delta \sqrt{VS}, \quad (\text{III-6})$$

ici K_B est le coefficient de la proportionnalité d'après Bond.

Après l'intégration des travaux élémentaires exprimés par les formules (III-3,4,6) on a obtenu l'énergie spécifique nécessaire pour la destruction de l'unité de masse de la roche de la grosseur D à la grosseur d (en kWh/t):

-suivant l'hypothèse de Kirpichev-Kick

$$E_k = K_k \lg(D/d) = K_k \lg i; \quad (\text{III-7})$$

-suivant l'hypothèse de Rittinger

$$E_R = K_R (1/d - 1/D) = K_R (i - 1)/D; \quad (\text{III-8})$$

-suivant l'hypothèse de Bond

$$E_B = K_B \left(1/\sqrt{d} - 1/\sqrt{D} \right) = K_B (\sqrt{i} - 1)/\sqrt{D}. \quad (\text{III-9})$$

L'expérience montre que ces formules sont valables pour les limites suivantes:

Hypothèse	Formule	Limites d'application en mm	Stade de la destruction
Kirpichev-Kick	(III-7)	>30	Concassage grossier et intermédiaire
Bond	(III-9)	80-1	Concassage intermédiaire, fin, broyage préalable, fin
Rittinger	(III-8)	1-0,05	Broyage fin et surfin

Il en suit que l'hypothèse de Bond est utilisée plus fréquemment.

En désignant par W (index de travail) l'énergie nécessaire pour la destruction de l'unité de masse de la roche de $D = \infty$ à $d = 100 \mu$, on peut présenter la formule (III-9) de la manière suivante:

$$W = K_B \left(\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right) = K_B / 10, \quad (\text{III-10})$$

d'ici $K_B = 10W$ et la formule (III-9) prend l'air:

$$E_B = 10W \left(1/\sqrt{d} - 1/\sqrt{D} \right), \quad (\text{III-11})$$

où d et D sont exprimés en μ et sont égaux aux dimensions des mailles de tamis à travers lesquels passe 30 % de la roche.

Les valeurs de l'index de travail d'après Bond sont présentées par le tabl.III-1.

Tableau III-1

Index de travail de la destruction des roches d'après Bond

Minerai ou roche	Densité, g/cm ³	Index W en kWh/t	Minerai ou roche	Densité, g/cm ³	Index W en kWh/t
Andésite					
Argile	2,84	20,3	Magnésite	3,06	12,3
Basalte	2,51	7,0	Magnétite	5,0	11,3
Barytine	2,91	19,0	Minerai de cuivre	3,02	14,1
Bauxite	4,5	5,3	Minerai d'étain	3,95	12,0
Calcaire	2,2	9,8	Minerai de manganèse	3,53	13,5
Carbure de silicium	2,66	14,0	Minerai de molybdène	2,7	13,6
Charbon	1,4	14,3	Minerai de nickel	3,28	15,1
Clinker	3,15	14,8	Minerai d'or	2,81	16,5
Coke	1,31	16,7	Minerai de plomb	3,35	13,1
Diabase	2,87	21,4	Minerai de plomb-zinc	3,36	11,9
Diorite	2,82	23,2	Minerai de pirrotine	4,04	10,5
Dolomite	2,74	12,5	Minerai de rutile	2,8	14,0
Emeri	3,48	62,5	Minerai de titane	4,01	13,6
Feldspath	2,59	11,9	Minerai de zinc	3,64	12,8
Ferro-chrome	6,66	8,4	Phosphates	2,74	11,0
Ferro-manganese	6,32	9,2	Potasse	2,4	3,9
Ferrosilicium	6,9	11,0	Pyrite	5,0	9,8
Gabbros	2,83	20,5	Quartz	2,65	15
Gneisse	2,71	21,4	Quartzite	2,68	10,6
Granite	2,66	16,8	Sable quartzeux	2,67	15,5
Graphite	1,75	48,5	Schiste	2,63	17,5
Gravier	2,66	17,9	Schistes combustibles	1,84	17,6
Grès	2,65	28,9	Spath fluor	3,01	9,8
Gypse	2,69	7,8	Specularite	3,28	15,2
Hématite	5,03	14,3	Syénite	2,73	14,5
Laitier de haut fourneau	2,74	11,3	Taconite	3,51	16,1
			Verre	2,58	13,6

3. Concassage.

3.1. Classification des concasseurs industriels.

Les appareils de concassage utilisés actuellement se divisent en 5 types principaux:

1. Concasseurs à mâchoires - le concassage s'effectue par écrasement périodique des morceaux de minerai entre une mâchoire fixe et une mâchoire mobile (fig.III-2a).

2. Concasseurs à cône - le concassage s'effectue par écrasement ininterrompu, partiellement avec flexion et trituration des morceaux du minerai entre un cône fixe et un cône concassant dont la rotation est excentrée. Le plus souvent on appelle ce type concasseurs giratoires (fig.III-2b).

3. Concasseurs à cylindres lisses et ceux à cylindres dentés - le concassage s'effectue par écrasement ininterrompu avec la trituration partielle par les cylindres lisses rotatifs ou par spallation avec cassure partielle des morceaux de minerai par les cylindres dentés rotatifs tournant dans les sens inverses (fig.III-2c).

4. Concasseurs à rotor - le concassage s'effectue par action dynamique du rotor: par coups des marteaux ou des battes fixés sur le rotor ou bien par lancement des morceaux par la force centrifuge les rejetant contre un blindage fixe (fig.III-2f).

5. Désintégrateurs (concasseurs à barres fixés sur les anneaux tournant dans les sens inverses) – la désintégration des morceaux est atteinte par coups de deux ou quelques rangs de barres qui sont fixés rigidement sur les anneaux et disques étant en mouvement en sens inverses (fig.III-2g).

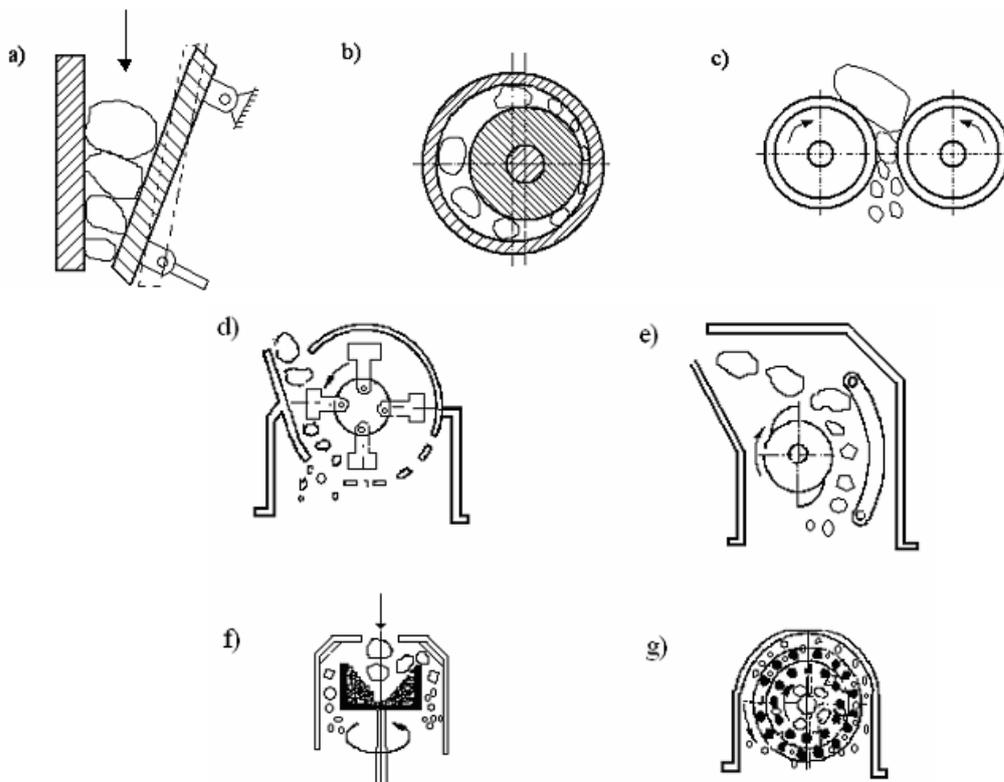


Fig.III-2. Schémas cinématiques des concasseurs: a-à mâchoires ; b-à cônes(giratoire) ; c-à cylindres ; d-à marteaux ; e-à rotor ; f- centrifuge à rotor ; g- désintégrateur

3.2. Concasseurs à mâchoires.

3.2.1. Constructions des concasseurs à mâchoires.

Les concasseurs à mâchoires se divisent en deux classes cinématiques principales: concasseurs à simple effet (à double bielle) (fig.III-3) et ceux à double effet (à simple bielle) (fig.III-4).

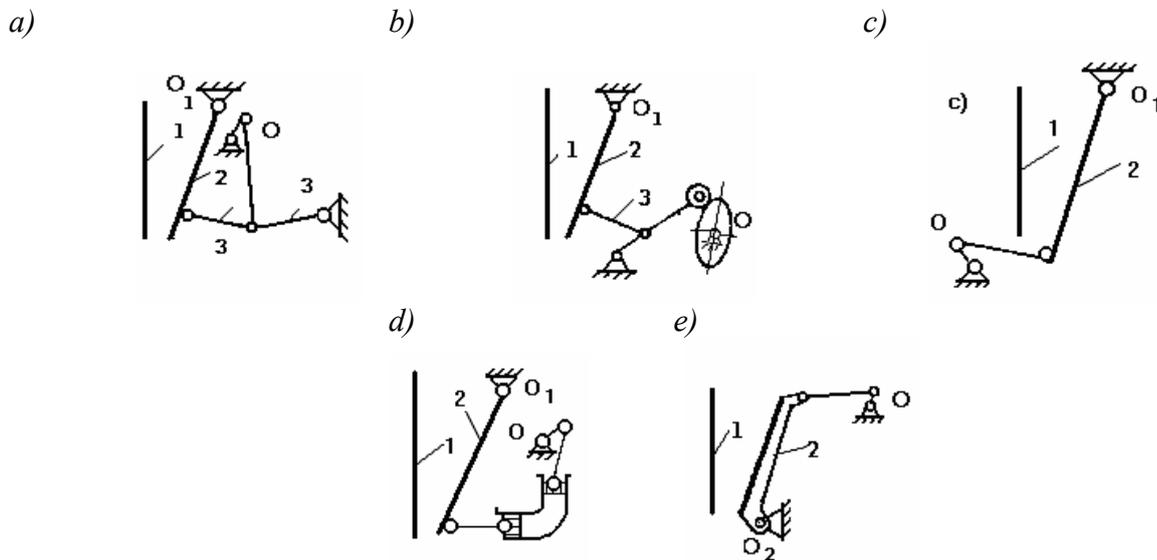


Fig.III-3. Schémas cinématiques des concasseurs:à mâchoires à simple effet: mâchoire fixe; 2- mâchoire mobile; 3-plaque d'écartement

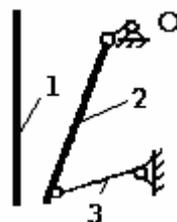


Fig.III-4. Schémas cinématiques des concasseurs:à mâchoires à double effet: 1- mâchoire fixe; 2- mâchoire mobile; 3-plaque d'écartement.

Les concasseurs à mâchoires à simple effet se distinguent par le mode de suspension de la mâchoire mobile ainsi que par le mécanisme de commande.

On distingue les concasseurs avec la suspension de la mâchoire mobile en haut O_1 (fig.III-3a,b,c,d) et ceux avec l'appui articulé en bas O_2 (type Dodge) (fig.III-3e). Ces derniers sont appliqués seulement aux conditions laboratoires et semi-industrielles.

Les concasseurs avec la suspension de la mâchoire mobile en haut possèdent de divers mécanismes de commande. Le plus souvent on applique le mécanisme bielle-manivelle. La mâchoire mobile tourne autour de son axe O_1 (fig.III-3a) à un petit angle en s'approchant et s'éloignant de la mâchoires fixe lors du mouvement des maillons du mécanisme bielle-manivelle.

Certaines firmes fabriquent les concasseurs aux mécanismes de commande à cames (fig.III-3b) applicables seulement pour de petites machines. On utilise aussi le mécanisme bielle-manivelle sans plaques d'ecartement (fig.III-3c). On sait les concasseurs à commande hydraulique (fig.III-3d). Mais les concasseurs les plus répandus actuellement sont ceux à mécanisme bielle-manivelle (fig.III-3a).

Le principe de fonctionnement de ces concasseurs consiste en ce que l'on introduit le matériau dans cet appareil du haut dans l'espace formé par les mâchoires fixe et mobile revêtues par les plaques d'usure en acier de manganèse et par les plaques latérales en même matériau. Le concassage se produit périodiquement à la suite d'écrasement des morceaux de matériau lors du rapprochement de la mâchoire mobile de la mâchoire fixe. Lors du recul de la mâchoire mobile de celle-là fixe s'effectue le déchargement du produit concassé.

Le concasseurs à mâchoires à simple effet comprend un bâti avec une mâchoire fixée sur lui. La mâchoire mobile est suspendue sur l'arbre horizontal fixe servant à l'axe d'oscillations à elle. Celle-ci est mise en mouvement grâce à la rotation de l'arbre se trouvant; dans les paliers fixés sur le bâti. La partie moyenne de cette arbre est excentrique et lors de sa rotation communique le mouvement de va-et-vient à une bielle. Celle-là transmet ce mouvement aux plaques d'ecartement dont les extrémités sont reliées avec la bielle par un accouplement articulé grâce à coussinets spéciaux. Les extrémités opposées de ces plaques butent les coussinets disposés dans la butée fixée sur le bâti et sur la mâchoire mobile.

Le changement de la position des plaques d'ecartement provoqué grâce au mouvement de va-et-vient de la bielle communique ce mouvement à la mâchoire mobile.

Pour maintenir les plaques d'écartement dans les coussinets et équilibrer les forces d'inertie, on fixe la mâchoire mobile par une tige à ressort.

La mise en marche du concasseur est assurée par un moteur électrique à l'aide d'une transmission trapèzoïdale. La poulie est fixée sur l'arbre excentrique dont l'extrémité opposée est munie par un volant destiné à accumuler l'énergie cinétique lors de la marche à vide de la mâchoire mobile.

Les caractéristiques techniques de ces concasseurs fabriqués en URSS sont présentées par le tabl.III-2.

Les concasseurs à mâchoires à double effet (fig.III-4) possèdent d'une mâchoire mobile suspendue sur l'arbre excentrique 0 dont la partie inférieure est liée avec une plaque d'écartement dont l'extrémité opposée s'appuie contre le coussinet se trouvant dans le dispositif de réglage fixé sur le bâti. Les trajectoires des points sur la mâchoire mobile représentent les ellipses. C'est-à-dire, la mâchoire mobile effectue les mouvements de va-et-vient dans les plans horizontal et vertical. Le mouvement de va-et-vient dans le plan horizontal assure l'écrasement du matériau et celui dans le plan vertical ajoute la trituration et augmente la capacité du concasseur par rapport à celui à simple effet.

Ces concasseurs sont appliqués pour les matériaux non-abrasifs. Leurs avantages sont les suivants: simplicité de la construction, petits gabarits et petit poids.

Les caractéristiques techniques de ce type de concasseurs sont présentées par le tabl.III-3.

3.2.2. Paramètres du régime mécanique des concasseurs à mâchoires .

Les paramètres de régime mécanique des concasseurs à mâchoires sont les suivants: l'angle de prise α , la distance de marche de la mâchoire mobile S , sa fréquence d'oscillation n . L'angle de prise α 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.III-5).

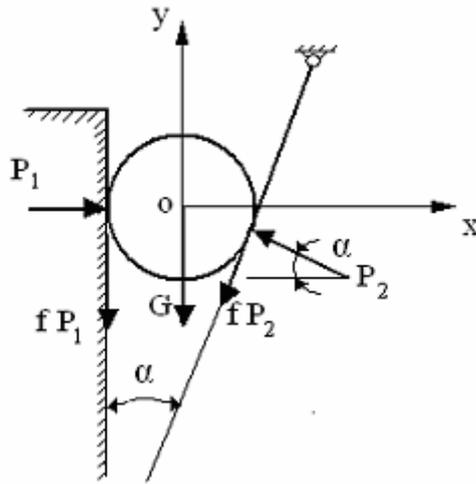


Fig.III-5.Détermination de l'angle de prise.

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

$$\begin{aligned} \sum X &= P_1 - P_2 \cos \alpha - fP_2 \sin \alpha = 0; \\ \sum Y &= -fP_1 - fP_2 \cos \alpha + P_2 \sin \alpha = 0; \end{aligned} \quad \text{(III-13)}$$

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

$$\text{tg} \alpha \leq \frac{2\text{tg} \varphi}{1 - \text{tg}^2 \varphi} \text{ et puisque } \text{tg}^2 \varphi \ll 1, \text{ on a } \alpha \leq 2\varphi, \quad \text{(III-14)}$$

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.III-6) dont la base $b = b_c + S$.

Sa hauteur est égale à $h = S / \text{tg} \alpha$.

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

$$T / 2 = \sqrt{2S / (gtg\alpha)}$$

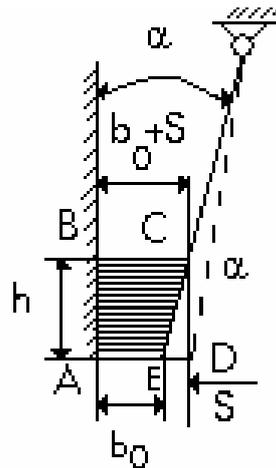


Fig.III-6.Schéma pour le calcul de la vitesse de rotation de l'arbre

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

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

Caractéristiques techniques des concasseurs à mâchoires à simple effet de type CMS

Paramètres	Désignation de CMS									
	1.6x2.5	2.4x4	4x6	6x9	9x12	12x15	15x21	21x25		
Dimensions de l'ouverture de chargement en mm	160x	250x	400x	600x	900x	1200x	1500x	2100x		
	250	400	600	900	1200	1500	2100	2500		
Grosseur maximale de tout-venant en mm	130	200	340	500	750	1000	1200	1700		
Largeur nominale de la fente de déchargement (à l'état reculé)	30	60	80	100	130	150	180	250		
Marche de la mâchoire mobile en mm	-	-	20	29	30	32	44	53		
Nombre de tours par mn de la mâchoire mobile	-	-	300	275	210	150	125	-		
Excentricité de l'arbre en mm	-	-	-	29	40	35	42	-		
Angle de prise en degres	-	-	-	20	22	24	23	-		
Capacité nominale en m ³ /h	10	10	20	50	160	280	450	750		
Puissance d'électromoteur en kW	10	14	28	75	100	160	250	500		
Masse sans équipement électrique en t	1.5	4	7.6	24.3	69	140	245	470		

Caractéristiques techniques des concasseurs à mâchoires à double effet (CMC) (GOST 7084-74)

Paramètres	Désignation de ШДС										
	1.6x2.5	2.5x4	2.5x9	4x6	4x9	6x9	9x12	12x15	15x21		
Dimensions de l'ouverture de chargement en mm	160x250	250x400	250x900	400x600	400x900	600x900	900x1200	1200x1500	1500x2100		
Grosseur maximale de tout-venant en mm	130	210	210	340	340	500	700	1000	1300		
Largeur nominale de la fente de déchargement en mm (à l'état reculé)	30	40	40	60	60	100	130	150	180		
Ses limites de réglage	15-45	20-60	20-60	40-90	40-90	75-125	100-160	110-190	130-230		
Marche de la mâchoire mobile en mm	10	11	10	9.5	9.5	12	-	-	-		
Nombre de tour par mn de la mâchoire mobile	300	300	325	300	290	275	-	-	-		
Excentricité de l'arbre, mm	12	12.5	12	12	-	-	-	-	-		
Angle de prise en degrés	15	15	18	19	19	20	-	-	-		
Capacité nominale en m ³ /h	2.5	7	14	15	23	55	160	280	550		
Puissance d'électromoteur en kW	7	17	40	40	55	75	100	160	250		
Masse sans équipement électrique en t	1.5	3	8	7	12	20	60	120	200		

ou bien

$$n = 30K_{dch} \sqrt{gtg\alpha / (2S)} \text{ en tr/mn} \quad (\text{III-15})$$

où K_{dch} est le coefficient correcteur tenant compte des conditions de déchargement.

Avec $K_{dch} = 1$ et $tg\alpha = tg22^\circ = 0.4$ on a obtenu la valeur de la distance de marche de la mâchoire mobile:

$$S = 0.054B \quad (\text{III-16})$$

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

3.2.3. 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:

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

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

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

où L est la largeur des mâchoires.

De cette façon la capacité volumétrique est égale à

$$V = \frac{2b_0 + S}{2} L \frac{S}{tg\alpha} \cdot \frac{1}{2} \sqrt{\frac{gtg\alpha}{2S}} = \frac{2b_0 + S}{8} L \sqrt{\frac{2gS}{tg\alpha}} \text{ en m}^3/\text{s} \quad (\text{III-17})$$

Et celle de masse

$$Q = V\rho / K_f \text{ en kg/s.} \quad (\text{III-18})$$

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

$$V = K_0 V_0 b' / b \text{ en m}^3/\text{h}, \quad (\text{III-19})$$

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 présentée ci-dessous).

$$V_0 = q_0 L b \quad (\text{III-20})$$

où q_0 est la 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:

$$q_0 = 150 + 750B \text{ en } \text{m}^3/(\text{m}^2\text{h}), \quad (\text{III-21})$$

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

Le coefficient correcteur présente le produit algébrique de trois coefficients:

$$K_0 = K_d K_w K_g. \quad (\text{III-22})$$

Ici K_d , K_w , K_g sont les coefficients qui tiennent compte, respectivement, de la dureté du minerai à concasser, de son humidité et de sa grosseur (voir le tabl.III-4).

Tableau III-4

Formule	Intervalle d'application
$K_d = \sqrt[4]{1300/\sigma}$	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 ($\sigma = 1800 \text{ kgf/cm}^2$) 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: $q_0 = 150 + 750B = 150 + 750 \cdot 1,5 = 1275 \text{ m}^3/(\text{m}^2\text{h});$

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

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

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

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

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

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

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

3.2.4. Puissance consommée.

La puissance consommée par 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):

$$N = E_B Q \text{ en kW} \quad (\text{III-23})$$

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:

$$N_m = (1.4 \dots 1.5) E_B Q / \eta . \quad (\text{III-24})$$

Cette formule peut être présentée de la manière suivante:

$$N_m = 15W \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) V\rho / (K_f \eta) \quad (\text{III-25})$$

où η 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:

$$N_m = 73V / b \text{ en kW} \quad (\text{III-26})$$

où V est la capacité volumétrique en m^3/h ; b - la largeur de la fente de déchargement en mm.

3.3. Concasseurs giratoires (à cônes) .

3.3.1. Généralités.

Les concasseurs giratoires sont utilisés pour les roches dures et très dures et d'après leur destination sont divisés en concasseurs grossiers, intermédiaires et fins. Dans tous les types de ces concasseurs le minerai est écrasé entre une couronne à axe vertical (stator ou cône fixe) et un noyau conique (rotor ou cône mobile) dont l'axe est animé d'un mouvement spécial: point supérieur fixe, point inférieur tournant dans un plan horizontal. La superficie du cône mobile en rapprochant de celle du cône fixe écrase le minerai se trouvant entre elles. Lors du recul de la superficie du cône mobile de celle du cône fixe s'effectue le déchargement du produit concassé sous l'action de la pesanteur.

On distingue quatre types de concasseurs giratoires d'après leurs constructions (fig.III-7):

- concasseur giratoire à arbre vertical fixe(fig.III-7a);
- celui à arbre suspendu fixé à l'articulation en haut(fig.III-7b);
- celui à arbre à console soutenu en bas(fig.III-7c);

Actuellement, à l'échelle industrielle les constructions des concasseurs giratoires présentées par les schémas III-7b et III-7c sont plus répandues. On fabrique les concasseurs giratoires grossiers et suivant le schéma III-7c les concasseurs intermédiaires et fins.

3.3.2. Construction des concasseurs giratoires grossiers.

Le schéma des concasseurs giratoires grossiers utilisés actuellement à l'industrie est présenté par la fig.III-7b.

Le cône fixe (la couronne) (1) est fixé solidairement au bâti. Le cône mobile (concassant) (2) est mis sur l'arbre dont l'extrémité supérieure est suspendue par l'articulation (4) dans la tête du croisillon posé sur le bâti et l'extrémité inférieure entre librement dans l'ouverture alésée excentriquement sous un certain angle, dans le cylindre tournant dans un pâlier central vertical du bâti du concasseur. Le cylindre reçoit son mouvement d'une transmission dentée conique dont le pignon commandé est mis sur le cylindre et le pignon de commande étant monté sur l'arbre d'attaque horizontal (3) est actionné par l'électromoteur par l'intermédiaire d'une transmission à courroie trapézoïdale.

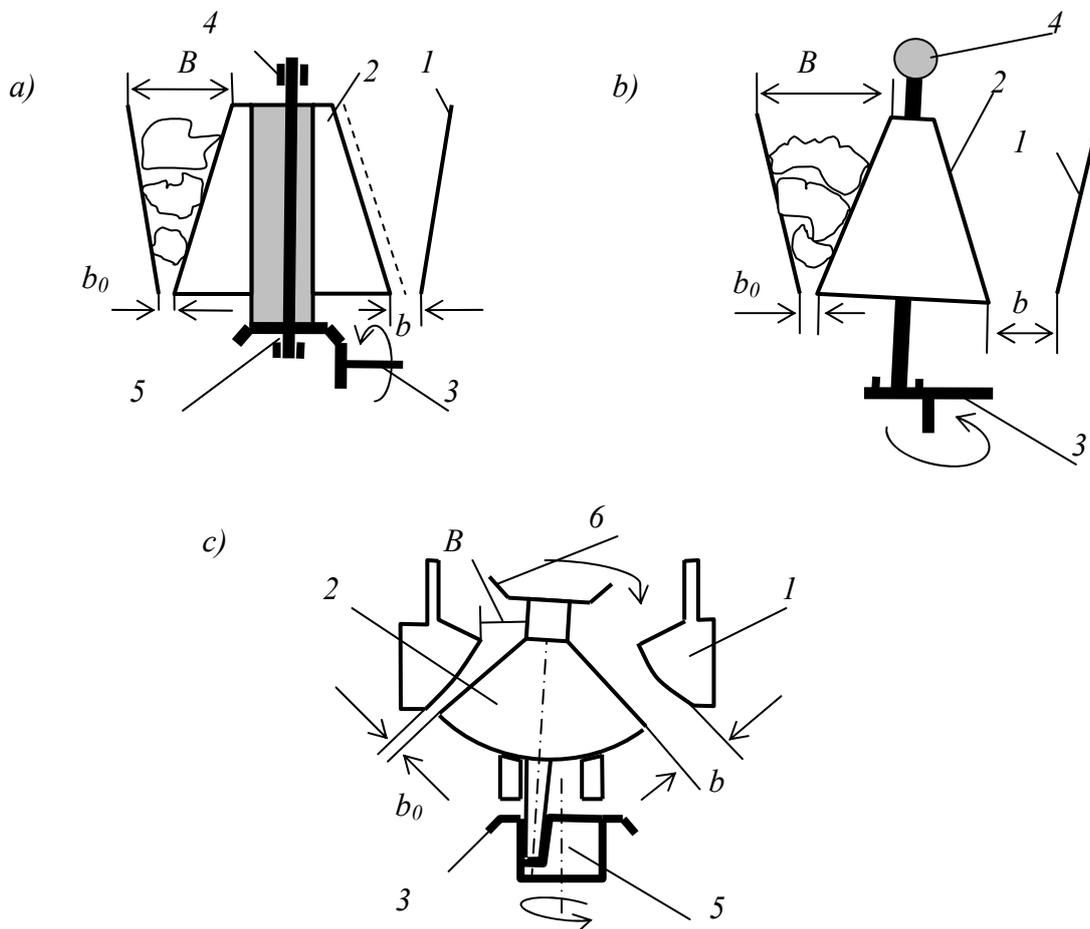


Fig.III-7.Schémas cinématiques des concasseurs giratoires: 1 – cône fixe (stator); 2 – cône mobile (rotor); 3 – commande; 4 – suspension articulée supérieure; 5 - suspension articulée inférieure; 6 – distributeur;

Lors de la rotation du cylindre l'arbre du cône mobile décrit une surface conique dont le sommet est au point de suspension et la base a le rayon égal à l'excentricité de l'ouverture du cylindre.

Le réglage de la grosseur du minerai concasse s'effectue grâce à la possibilité de déplacer le cône mobile dans le plan vertical à l'aide de l'écrou fixant la suspension articulée.

Les caractéristiques techniques des concasseurs giratoires grossiers fabriqués en Ukraine sont données par le tabl.III-5.

3.3.3. 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 machoires (voir 3.2.2.) et doit être inférieur ou égal à double angle de frottement. Ici cet angle est composé de deux angles α_1 et α_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.III-8).

Du triangle CDE suit

$$\frac{h}{\operatorname{tg}\alpha_1} + \frac{h}{\operatorname{tg}\alpha_2} = S, \quad \text{d'où} \quad h = \frac{S}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2} \quad (\text{III-27}).$$

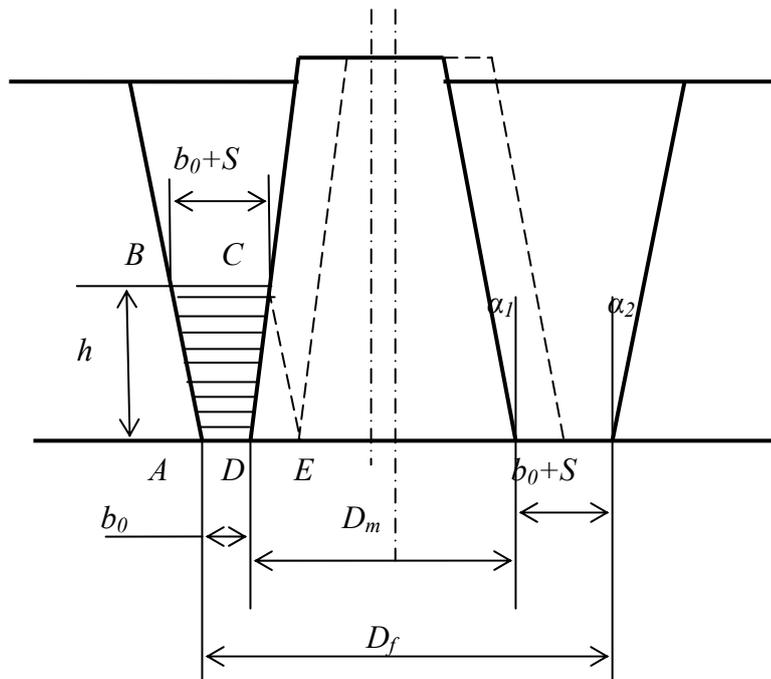


Fig.III-8.

Suivant la méthode utilisée pour les concasseurs à mâchoires on a

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

ou bien

$$n = 60K_{dch} \sqrt{g(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2)/(2S)} \text{ en tr/mn} \quad (\text{III-28})$$

Le plus souvent en pratique on utilise la formule empirique suivante pour les concasseur fabriqués en Ukraine:

$$n = 200 - 80B \quad (\text{III-29})$$

où B est la largeur de l'ouverture de chargement en m, et celle pour les concasseurs de la firme américaine «Allis Chalmers»:

$$n = 240 - 85B \quad (\text{III-30})$$

3.3.4.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 v qui est égal environ au produit

algébrique de la superficie de la section $ABCD$ (fig.III-8) par la longueur de la circonférence passant au milieu de la fente de déchargement b_o , on a la capacité volumétrique:

$$V = \vartheta\omega = S_{ABCD}\pi\bar{D}\omega = \frac{2b_0 + S}{2} h\pi(D_f - b_0)\sqrt{\frac{g(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2)}{2S}} = \pi\frac{2b_0 + S}{2}(D_f - b_0)\sqrt{\frac{gS}{2(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2)}} \text{ en } m^3/s, \quad (\text{III-31})$$

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:

$$V = K_0qb' \text{ en } m^3/h \quad (\text{III-32})$$

Tableau III-5

Caractéristiques techniques des concasseurs giratoires grossiers

Paramètres	Concasseurs KKD						Concasseurs KRD		
	500/75	900/130	1200/150	1500/180	1500/300	500/60	700/75	900/100	
Largeur de l'ouverture de chargement en mm	500	900	1200	1500	1500	500	700	900	
Grosseur maximale de tout-venant en mm	400	750	1000	1200	1200	400	550	750	
Diamètre de la base du cône mobile en mm	1220	1640	1900	2520	3250	1220	1440	1640	
Excentricité en mm	14	16	20	21	21,5	14	15	16	
Fréquence d'oscillation du cône mobile en tr/mn	160	140	120	10	82	160-180	160	140	
Paramètre D^2/m	3,32	6,0	8,7	13,3	18,7	3,32-3,83	4,97	6,0	
Largeur nominale de la fente de déchargement en mm	75	130	150	180	300	60	75	100	
Capacité nominale en m ³ /h	150	420	680	1300	2600	200	400	680	
Puissance d'électromoteur en kW	125	250	2x200	2x315	2x400	125	250	400	
Masse sans équipement électrique et station de graissage en t	39,2	148	254	410	611	95	134	258	

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

$$q = 600(D_m^2 r n) \text{ en } m^3/(mh) \quad (\text{III-33})$$

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_o – le coefficient correcteur dont le calcul s'effectue par la formule (III-22) et le tabl.III-4.

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 (III-19).

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 $D_m^2 r n=13.3$, ainsi:

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

Suivant le tabl.III-4:

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

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

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

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

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

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

3.3.5. Puissance consommée.

La puissance nécessaire du moteur électrique du concasseur giratoire grossier peut être calculée de la même manière que pour les concasseurs de mâchoires (formule III-25), 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:

$$N_m = 2E_B Q / \eta$$

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

$$N_m = 45(D_m^2 r n) \text{ en kW} \quad (\text{III-34})$$

3.3.6. Construction des concasseurs giratoires intermédiaires et fins.

Les constructions de ces deux types de concasseurs sont pareilles (fig.7c). La différence consiste en paramètres du régime mécanique dû à la configuration des surfaces des cônes fixe et mobile. Cette configuration est nécessitée par la grosseur du tout-venant et du produit concassé.

Dans ces concasseurs le stator (couronne) et le rotor se composent chacun de deux cônes tronqués de différents angles centraux ce qui assure d'abord, le concassage préalable du tout-venant et ensuite son reconcassage dans la zone parallèle où les génératrices des cônes fixe et mobile sont parallèles. Voilà pourquoi il est possible d'obtenir les taux de réduction dans ces concasseurs allant jusqu'à 6-7. Ces concasseurs sont utilisés pour les minerais durs et de moyenne dureté.

La suspension articulée inférieure contre laquelle s'appuie le cône mobile et la commande à excentrique dont la construction est pareille à celle des concasseurs giratoires grossiers assure le mouvement, giratoire du cône mobile lors duquel l'axe de ce cône décrit une surface conique dont le sommet se trouve dans un point quelconque en haut de l'espace du concasseur et le rayon de la base est égal à l'excentricité de la commande.

La protection des concasseurs contre les corps non-concassables est assurée par le paquet de ressorts qui maintient le bâti avec le cône fixe. Si la charge dépasse celle-là admissible due aux efforts des ressorts, le bâti avec le cône mobile se soulèvent et laissent passer le corps non-concassable.

Le réglage de la largeur de la fente de déchargement est effectué grâce à l'assemblage de la partie intérieure du bâti et celle-ci extérieure par le filet qui assure le déplacement de la première dans le plan vertical.

Les caractéristiques techniques des concasseurs giratoires intermédiaires (CGI) et ceux-ci fins (CGF) sont présentées par le tabl.III-6.

3.3.7. Paramètres du régime mécanique des concasseurs giratoires intermédiaires et fins.

L'angle de prise de ces concasseurs est déterminé de la même manière que pour les concasseurs giratoires grossiers.

La fréquence d'oscillation du cône mobile se détermine par le glissement des morceaux sur la surface du cône mobile dans la zone parallèle. Le temps de ce mouvement doit être suffisant pour le passage d'un morceau à travers toute la zone parallèle et assurer sa sortie du concasseur (fig.III-9).

L'équation du mouvement pour ce morceau est la suivante:

$$m\ddot{x} = G \sin \alpha - fG \cos \alpha \text{ dont la solution est } l = g(\sin \alpha - f \cos \alpha)t^2 / 2 ,$$

ce qui donne la période d'oscillation

$$T = \sqrt{\frac{2l}{g(\sin \alpha - f \cos \alpha)}} ,$$

Tableau III-6

Paramètres principaux des concasseurs giratoires intermédiaires (CGI) et fins (CGF)

Paramètres	Concasseurs CGI										Concasseurs CGF				
	KSD- 600gr	KSD- 900gr	KSD- 1200t	KSD- 1750t	KSD- 1750 gr	KSD- 2200t	KSD- 2200 gr	KSD- 2200 gr	KSD- 1200t	KSD- 1750t	KMD- 1200t	KMD- 1750t	KMD- 1750 gr	KMD- 2200t	KMD- 2200 gr
Largeur de l'ouverture de chargement en mm	75	130	125	200	250	275	350		50	80		130	100		140
Grosseur maximale de tout-venant en mm	60	100	100	160	200	250	300		40	70		100	80		110
Largeur de la fente de déchargement, mm	12-35	15-40	10-25	15-30	25-60	15-30	30-60		3-12	5-15		9-20	5-15		10-20
Fréquence d'oscillation en tr/mn	350	330- 325	260	260	245	242	242		260	260		260	242		242

Capacité volumétrique en m ³ /h	12-35	30-45	38-85	70-105	90-180	160-300	170-340	340-580	24-90	80-260	160-360	150-400	270-540
Puissance d'électromoteur en kW	30	55	75	75	160	160	250	250	75	160	160	250	250
Masse équipement électrique et station de graissage, t	5	12.5	24	24	53	53	98	98	24	53	53	98	98

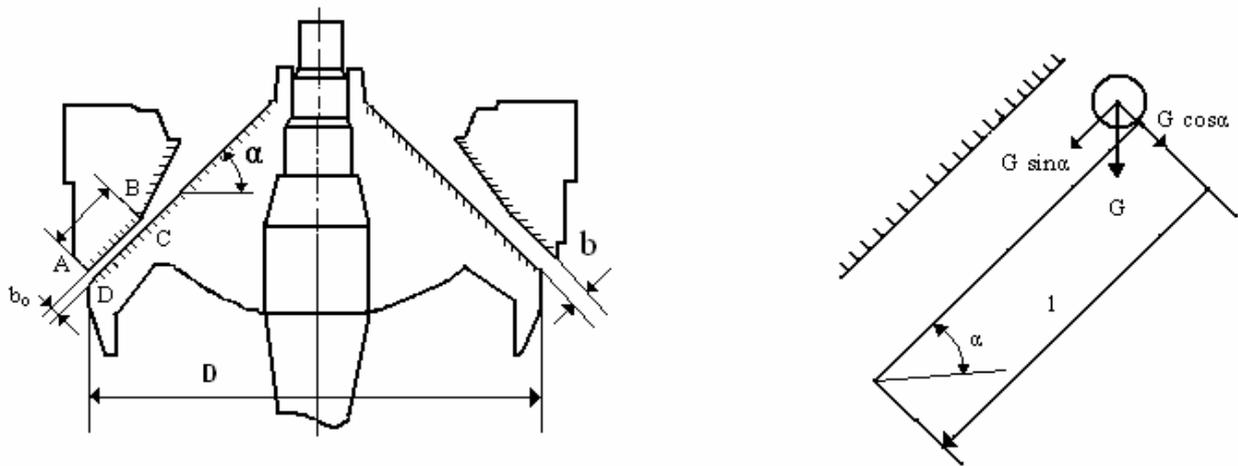


Fig.III-9.Pour le calcul de CGI et CGF.

et la fréquence d'oscillation

$$\omega = 1/T = \sqrt{\frac{g(\sin \alpha - f \cos \alpha)}{2l}} \quad \text{en } s^{-1},$$

ou bien

$$n = 60 \sqrt{\frac{g(\sin \alpha - f \cos \alpha)}{2l}} \quad \text{en tr/mn} \quad (\text{III-35})$$

Pratiquement pour les concasseurs CGI, on utilise la formule empirique suivante:

$$n = 81(4,92 - D) \quad \text{en tr/mn} \quad (\text{III-36})$$

et pour les concasseurs CGF:

$$n = 60(5,84 - D) \quad \text{en tr/mn}, \quad (\text{III-37})$$

où D est le diamètre de la base du cône mobile en m.

3.3.8.Capacité des concasseurs CGI et CGF.

En tenant compte que pendant un tour du cône mobile du concasseur sort le minerai dont le volume est égal environ au produit algébrique de la superficie ABCD (fig.III-9) par la longueur de la circonférence de la base du cône mobile, la capacité volumétrique est égale à

$$V = v\omega = S_{ABCD}\pi D\omega = \pi b_0 l D \sqrt{\frac{g(\sin \alpha - f \cos \alpha)}{2l}} \quad \text{en } m^3/s \quad (\text{III-38})$$

En pratique on utilise la formule (III-19), mais ici:

$$V_0 = q_0 b_0 \text{ en } m^3 / h, \quad (\text{III-39})$$

où q_0 est la capacité spécifique volumétrique en $m^3/(h \cdot mm)$;

b_0 est la largeur nominale de la fente de déchargement en mm .

Pour les CGI on utilise la formule:

$$q_0 = 0,009 D^2 n. \quad (\text{III-40})$$

et pour les CGF

$$q_0 = 0,023 D^2 n_0. \quad (\text{III-41})$$

3.3.9. Puissance consommée par CGI et CGF.

Pour cette raison il est possible d'utiliser la formule (III-25) dont la valeur doit être augmentée à 2 fois ou bien la formule empirique:

$$N_m = (0,17 \dots 0,20) D^2 n_0 \quad (\text{III-42})$$

3.4. Concasseurs à cylindres.

3.4.1. Concasseurs à cylindres lisses.

Dans ce type de concasseurs le concassage s'effectue par l'écrasement ininterrompu avec la trituration du minerai par les cylindres tournants dans les sens inverses (fig.III-10). On utilise ces concasseurs pour les minerais de petite et de moyenne dureté.

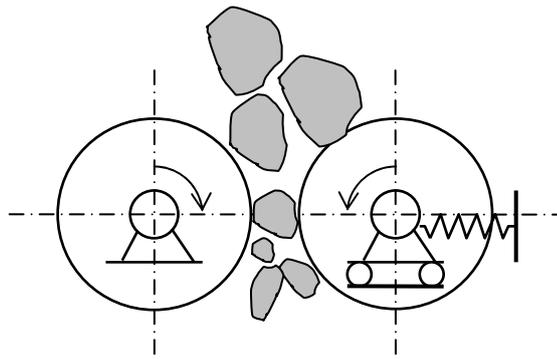


Fig.III-10.Schéma cinématique du concasseur à cylindres lisses.

Les cylindres sont revêtus par les bandages en acier de manganèse et tournent dans les pâliers. L'un des axes de rotation est fixe et l'autre est mobile et maintenu par le paquet de ressorts ce qui assure la protection du concasseur contre les corps non concassables.

Les cylindres sont entraînés en rotation par une transmission à courroie trapézoïdale par l'intermédiaire du moteur électrique.

L'angle de prise de ce concasseur se détermine compte tenu de l'équilibre des forces poussant dehors le morceau à concasser et celles de frottement (fig.III-11).

$$\sum X = P \cos \alpha' - P \cos \alpha' + Pf \sin \alpha' - Pf \sin \alpha' = 0;$$

$$\sum Y = P \sin \alpha' + P \sin \alpha' - Pf \cos \alpha' - Pf \cos \alpha' = 0;$$

$$\text{d'ici } \operatorname{tg} \alpha' \leq g \quad \alpha' \leq \varphi \quad \alpha \leq 2\varphi \quad \text{(III-43)}$$

Ainsi, l'angle de prise, comme pour tous les types de concasseurs utilisant l'écrasement, est égal à double angle de frottement.

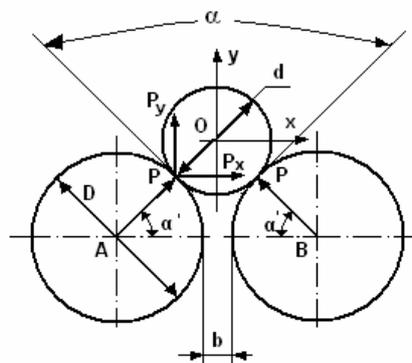


Fig.III-11.Détermination de l'angle de prise

Du triangle AOB suit l'équation:

$$(D + d) \cos \alpha' = D + b$$

d'où vient la formule donnant le rapport entre le diamètre maximal des morceaux du tout-venant et le diamètre du cylindre:

$$D / d_{\max} = (\cos \varphi - 1/i) / (1 - \cos \varphi), \quad (\text{III-44})$$

où i est le taux de réduction égal à d_{\max}/b_0 et ne dépassant pas 10 pour ce type de concasseurs.

Ainsi, avec $\varphi = 16...22^\circ$ (les roches contre l'acier) la valeur $D/d_{\max} = 11..22$. Habituellement on la prend, égale à 20.

La vitesse linéaire de rotation des cylindres est choisie compte tenu d'éviter le glissement du matériau à concasser lors de son entrée entre les cylindres et égale de 1,65 à 3,15 m/s. L'augmentation de la vitesse initiale d'entrée, par exemple la chute du minerai d'une hauteur, permet d'augmenter la vitesse des cylindres jusqu'à 6 m/s. Puisque cette vitesse est égale à

$$g_i = \pi D n / 60$$

le nombre de tours par minute des cylindres s'exprime comme suit:

$$n_c = 60 g_i / (\pi D) \text{ en tr/mn.} \quad (\text{III-45})$$

la capacité volumétrique de ce concasseur peut être déterminée de la même manière que pour les installations transporteuses à l'action continue:

$$V = v_i b L \text{ en m}^3/\text{s}, \quad (\text{III-46})$$

où L est la longueur efficace du cylindre.

La capacité de masse compte tenu des conditions de déchargement est égale à:

$$Q = 3,6 g_i b L \mu \rho / K_f \text{ en t/h}, \quad (\text{III-47})$$

où $\mu = 0,33 - 0,005d$ (d en mm) est le coefficient correcteur.

La puissance du moteur électrique pour le concasseur à cylindres lisses peut être calculée à l'aide de l'index de travail d'après Bond (voir III-24) compte tenu du rendement de la transmission, ou bien par l'intermédiaire des formules empiriques suivantes:

$$N_m = 15DL \mathcal{G}_t \text{ en kW (D} \leq 600\text{mm)} \quad (\text{III-48})$$

$$N_m = 8,2DL \mathcal{G}_t + 10 \text{ en kW (D} > 600\text{mm)} \quad (\text{III-49})$$

Parfois, pour ajouter la spallation et la coupe lors de la destruction des roches, on applique les cylindres riflés, ce qui, en principe, ne change guère les formules obtenues.

Les caractéristiques techniques des concasseurs à cylindres lisses et riflés sont présentées par le tabl.III-7.

3.4.2. Concasseurs à cylindres dentés.

Pour les corps fragiles de faible et moyenne dureté on utilise les concasseurs à cylindres dentés dont la construction est identique à celle à cylindres lisses ou riflés, mais la surface des cylindres rotatifs est couverte par les éléments pointus en forme de bec. Pour le calcul de ce concasseur on utilise les mêmes formules que pour celui à cylindres lisses. Les caractéristiques techniques de ce type de concasseurs sont présentées par le tabl.III-8.

3.5. Concasseurs à marteaux.

Les concasseurs à marteaux sont applicables pour les roches fragiles de faible et moyenne dureté. Le concassage s'effectue par les coups des marteaux articulés fixés sur le rotor, tournant autour de l'axe horizontal et par les chocs du matériau à concasser rejeté par les marteaux contre les plaques de revêtement fixées sur le bâti à l'intérieur du concasseur. Les schémas cinématiques de ces concasseurs sont présentés par la fig.III-13.

L'avantage principal de ce type de concasseur est le taux de réduction plus élevé par rapport aux concasseurs utilisant l'écrasement et la grande capacité à l'unité de volume. Son inconvénient consiste en l'usure des plaques de revêtement et des marteaux.

Les caractéristiques techniques de ces concasseurs sont données par le tabl.III-8.

La vitesse linéaire des marteaux est égale habituellement à 50 m/s et peut aller jusqu'à 100m/s.

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

$$N_m \approx 0.15D^2Ln \approx 3DLg \quad \text{en kW} \quad \text{(III-50)}$$

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

$$N_m \approx 0,21D^2Ln \approx 4DLg \quad \text{en kW} \quad \text{(III-51)}$$

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:

$$Q = N / E_B \quad \text{en t/h,} \quad \text{(III-52)}$$

où E_B est le travail de la destruction du minéral à concasser d'après Bond en kWh/t.

3.6. Concasseurs à rotor.

Les concasseurs à rotor se distinguent de ceux à marteaux par la fixation rigide des éléments effectuant les chocs des minerais (battes). Le mode de destruction des roches est pareil à celui des concasseurs à marteaux. Le schéma cinématique d'un tel concasseur est présenté par fig.III-14. Le diamètre du rotor se détermine par la grosseur maximale de tout-venant:

$$D_r = 1.25d_m + 200 \quad \text{en mm} \quad \text{(III-53)}$$

La vitesse linéaire de rotation est égale de 20 à 30 m/s. La longueur du rotor correspond environ à celle de l'ouverture d'entrée.

La puissance consommée et la capacité peuvent être calculées par l'intermédiaire des formules (III-50,51,52).

Tableau III-7

Paramètres principaux des concasseurs à cylindres riflés et lisses

Paramètres	Concasseurs à cylindres					
	riflés			lisses		
	400x250	SM-12A	G60x40	G80x50	G100x55	G150x60
Diamètre des cylindres en mm	400	600	600	800	1000	1500
Leur longueur en mm	250	400	400	500	550	600
Vitesse de rotation en tr/mn	110	75	180	50	100	83
Grosseur maximale en mm:						
- du tout-venant	70	85	30	40	50	75
- du produit concassé	20	30	10	16	18	20
Pression des ressorts pour 1 cm de longueur du cylindre en kN	7.08	4.55	20	30	30	40
Limites de réglage de fente de déchargement en mm	5-20	10-30	2-14	4-16	4-18	4-20
Capacité pour les matériaux de moyenne dureté en m ³ /h	<18	8-25	4-28	11-44	12.8-57	15.2-76
Puissance d'électromoteur en kW	7	22	20	40	55	75
Masse sans équipement électrique en t	1.42	3.33	3.4	12.5	15.9	32.4

Tableau III-8

Paramètres principaux des concasseurs à cylindres dentés

Paramètres	DDZ-4	DDZ-6	DDZ-10	DDZ-16	DDZZ	DDZZ	DDZ
Diamètre des cylindres en mm	400	630	1000	1600	900	1500	990
Leur longueur en mm	500	800	1250	2000	900	1200	900
Vitesse de rotation en tr/mn	64	50	36	41	42	40	40
Vitesse linéaire en m/s	1.51	1.65	1.9	3.42	2.0	3.15	2.1
Grosseur maximale en mm:							
- du tout-venant	300	600	1000	1300	360	900	360
- du produit concassé	100	125	200	300	100	150	20
Capacité en m ³ /h (environ)	50	125	320	1000	120	150	30
Puissance d'électromoteur en kW	11	20	-	320	40	75	30
Masse sans équipement électrique en t							
	3.3	12	-	124	13.3	32	6.5

Tableau III-9

Paramètres principaux des concasseurs à marteaux (à un seul rotor)

Paramètres	Concasseurs à marteaux											
	non réversibles					réversibles					à chaînes de décolmatage	
	SM-431	SM-19A	SM-170B	M-20-30	DMRE	DMRIE	DMRIE	DMRIE	DME	DME		
Diamètre du rotor en mm	800	1000	1300	2000	1000	1000	1450	1500	1700	2100		
Sa longueur en mm	600	800	1600	3000	1000	1000	1300	1500	1450	1850		
Vitesse de rotation en tr/mn	1000	1000	735	500	1480	985	1500	1500	590	495		
Vitesse linéaire en m/s	41	51	50	52,5	77,5	75	118	53	54			
Grosseur maximale en mm												
-du tout-venant	250	300	400	400	80	80	120	600	350			
-du produit concassé	10	25	10	15	2	3	3	50	20			
Capacité en m ³ /h (environ)	10	40	150	850	80	200	500	400	600			
Puissance d'électromoteur en kW	55	125	200	1250	250	700	1000	400	1000			
Masse sans équipement électrique en t	3	5.5	9	65	9.08	19.8	27	70.6	76			

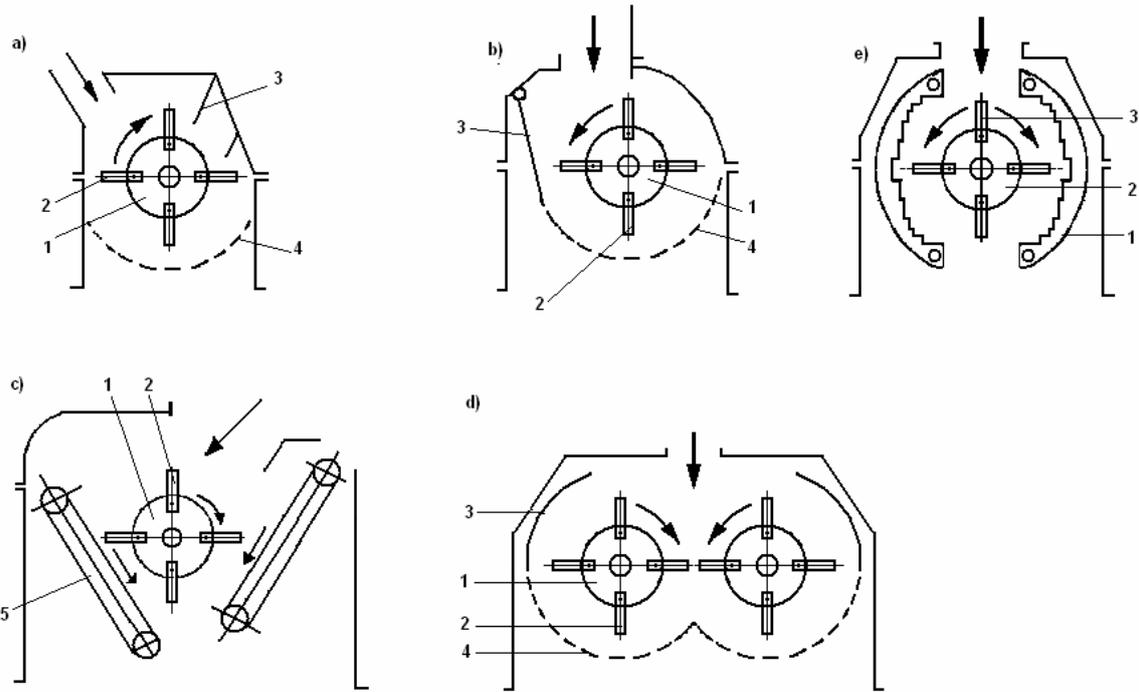


Fig.III-13.Schémas cinématiques des concasseurs à marteaux:

a,b – à seul rotor; c – à un rotor et chaînes de décolmatage; d – à deux rotors; e – à un seul rotor réversible; 1 – rotor; 2 – marteaux; 3 – plaque d’usure; 4 – grille; 5 - chaîne de décolmatage.

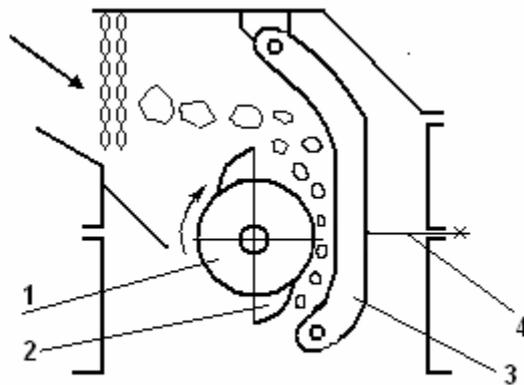


Fig.III-14.Schéma cinématique du concasseur à rotor:

1 – rotor; 2 - batte; 3 - plaque d’usure; 4 - tige de réglage.

4. Broyage.

4.1. Classification des broyeurs.

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 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.III-15).

Les broyeurs à boulets peuvent être cylindriques et cylindroconiques. 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.III-15a), soit par des aubes élévatrices fixées à l'intérieur du tambour (fig.III-15b) 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.III-15c, 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.III-15g, h).

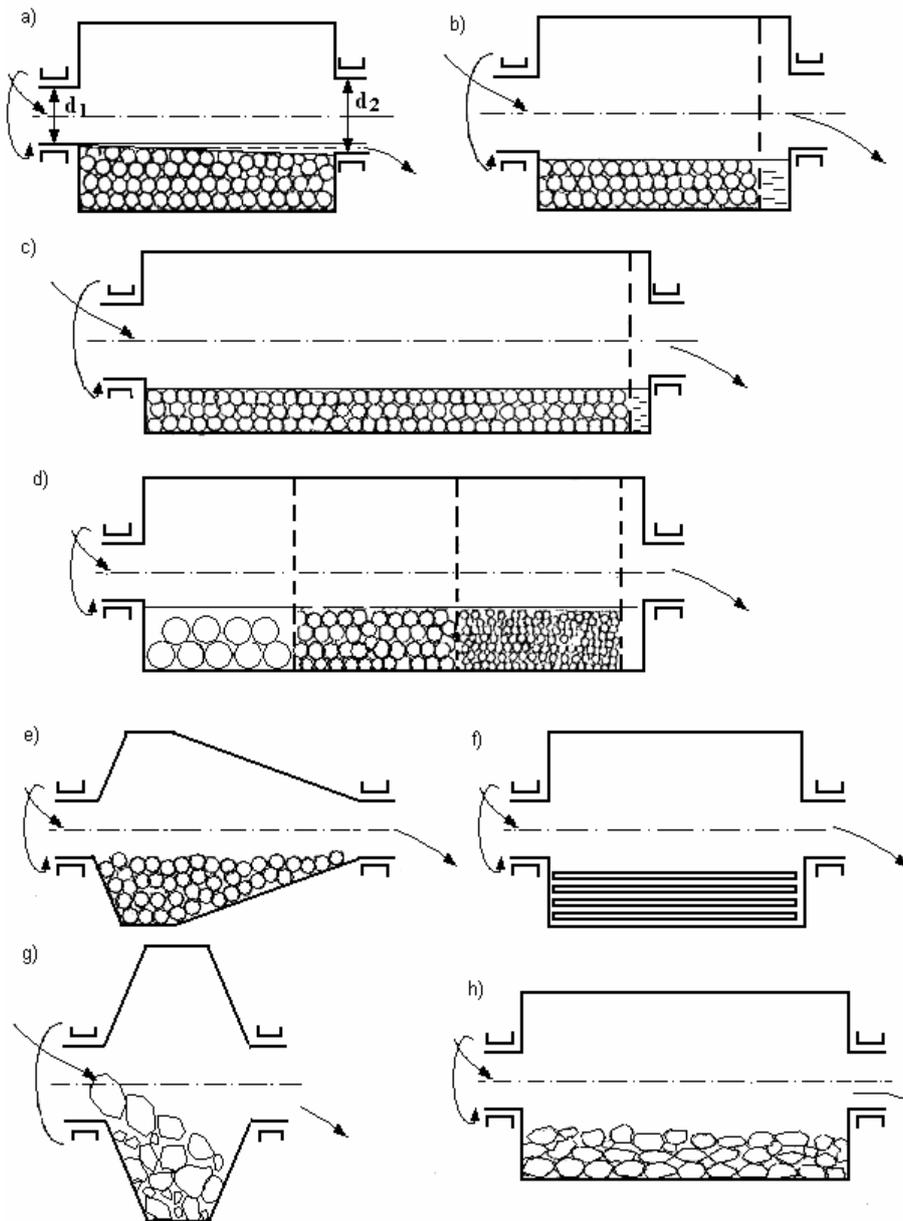


Fig.III-15.Schémas des broyeurs à tambour: a – à boulets à déchargement par débordement (central); b – à boulets à déchargement par grille; c – à tube à une seule chambre, d – à tube à plusieurs chambres; e – cylindro-conique à boulets; f – à barres; g – broyeur autogène; h – à galets.

4.2. Principe de fonctionnement et régimes mécaniques des broyeurs à tambour.

Le fonctionnement des broyeurs est complexe. Pendant la rotation du tambour à vitesse normale, les corps broyants (boulets, barres, etc.) grâce à la force centrifuge développée par cette rotation et au frottement contre les plaques d'usure couvrant les parois intérieures du tambour, montent, puis ils se détachent par leur poids et tombent

au fond où ils recommencent leur course. Le travail de broyage se fait par le choc des corps broyants sur les morceaux du matériau à broyer à leur arrivée au fond (fig.III-16) et par écrasement avec la trituration pendant leur remontée. Le matériau à broyer et les produits de broyage sont transportés le long du tambour à cause de sa rotation et grâce à une faible inclinaison de son axe longitudinal par rapport au plan horizontal et par l'intermédiaire du milieu transportant: l'air pour le broyage par voie sèche, l'eau pour celui par voie humide.

Les broyeurs à tambour peuvent fonctionner suivant trois régimes mécaniques:

- à vitesse de rotation lente (marche dite «en cascade») ne dépassant pas 50-70% de la vitesse critique (voir la notion sur cela placée ci-après). Dans ce cas on n'obtient que le broyage par écrasement avec la trituration car la chute des corps broyants n'existe pas (fig.III-16a);
- à vitesse de rotation normale (marche dite «en cataractes) dont la valeur est égale à 80-90% de la vitesse critique; ce type de marche est plus répandu. Ici le broyage se fait et par chocs des corps broyants grâce à leur chute, et par écrasement avec la trituration (fig.III-16c);
- à vitesse de rotation intermédiaire (marche dite mixte) dont la valeur est égale à 70-80% de la vitesse critique (fig.III-16b).

On appelle vitesse critique d'un broyeur à tambour la vitesse à partir de laquelle le corps broyant reste constamment plaqué à la paroi par la force centrifuge, c'est-à-dire quand l'accélération centrifuge est égale à l'accélération terrestre (fig.III-17):

$$g = \omega_{cr}^2 R = \pi^2 n_{cr}^2 D / (2 \cdot 30^2), \text{ d'où } n_{cr} = 30 \sqrt{2g / D} / \pi = 42.3 / \sqrt{D}, \quad (\text{III-54})$$

où n_{cr} est la vitesse critique de rotation du tambour en tr/mn; ω_{cr} - la vitesse angulaire du tambour en s^{-1} ; D - le diamètre intérieur du tambour; R - le rayon de la trajectoire d'un boulet.

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

$$n = \psi n_{cr}, \quad (\text{III-55})$$

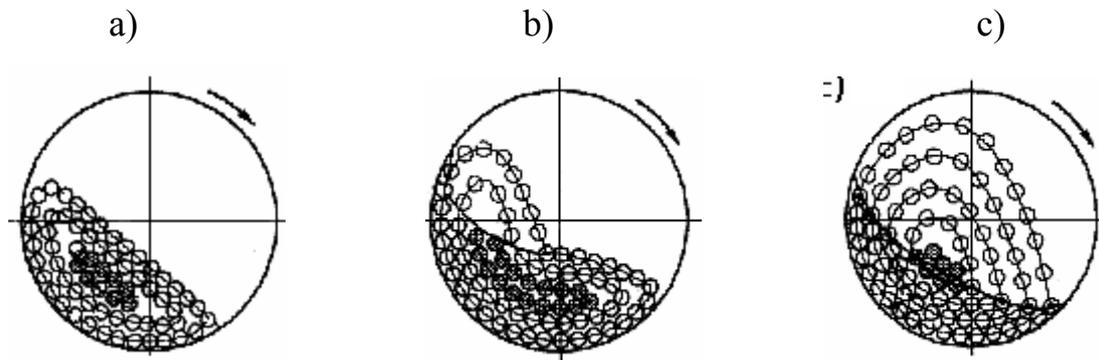


Fig.III-16.Schémas des mouvement des boulets dans les broyeurs à tambour suivant les régimes de rotation: a – à vitesse lente (marche dite «en cascade»); b - à vitesse intermédiaire (marche dite mixte);c - à vitesse normale (marche dite «en cataractes»); (les trajectoires sont présentées dans un plan vertical)

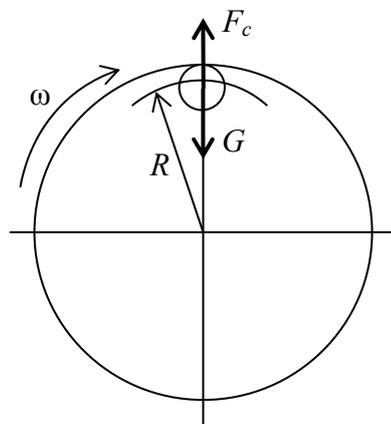


Fig.III-17.Pour la détermination de la vitesse critique de rotation du tambour de broyeur: $F_c = G; F_c = m\omega^2 R; G = mg; 2R \approx D$.

où ψ 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:

$$n_{cr} = 42,3 / \sqrt{D} = 42,3 / \sqrt{3,6} = 23,7 \text{ tr/mn};$$

$$n = \psi n_{cr} = 0,85 \cdot 23,7 = 18,9 \text{ tr/mn}.$$

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

avec la vitesse plus basse, les valeurs de ψ donnant les régime différents sont présentés par la fig.III-18.

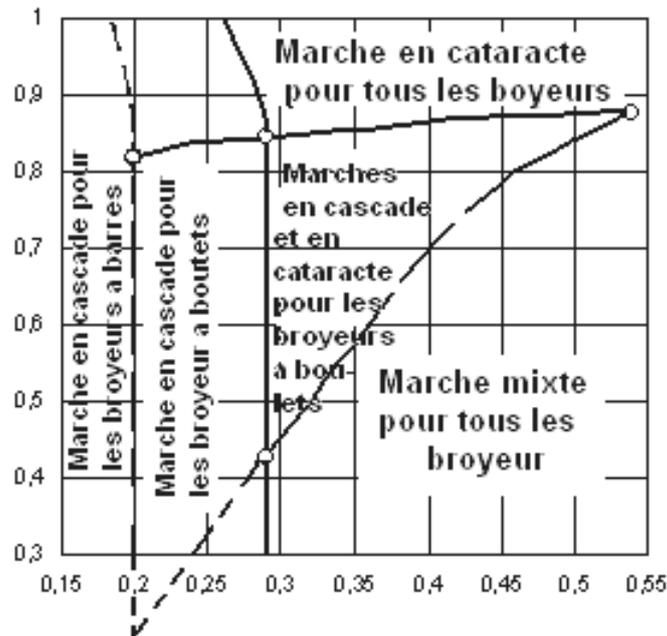


Fig.III-18.Diagramme des régimes de rotation des tambours des broyeurs

4.3. 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 pâliers (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.(III-19). 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.

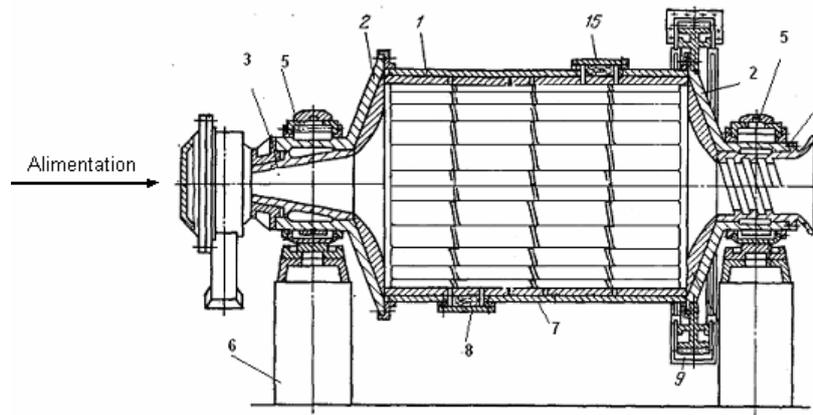


Fig.III-19. Broyeur à boulets à déchargement central (par débordement): 1 - tambour; 2 - couvercles; 3 – tourillon de chargement; 4 – tourillon de déchargement; 5 – pâliers; 6 – fondation; 7 – plaques d’usure (revêtement); 8 – trappe.

Les caractéristiques techniques des broyeurs de ce type sont présentées par le tabl.III-10.

Les broyeurs à boulets à déchargement par grille (fig.III-20) sont exécutés avec des grilles de constructions différentes.

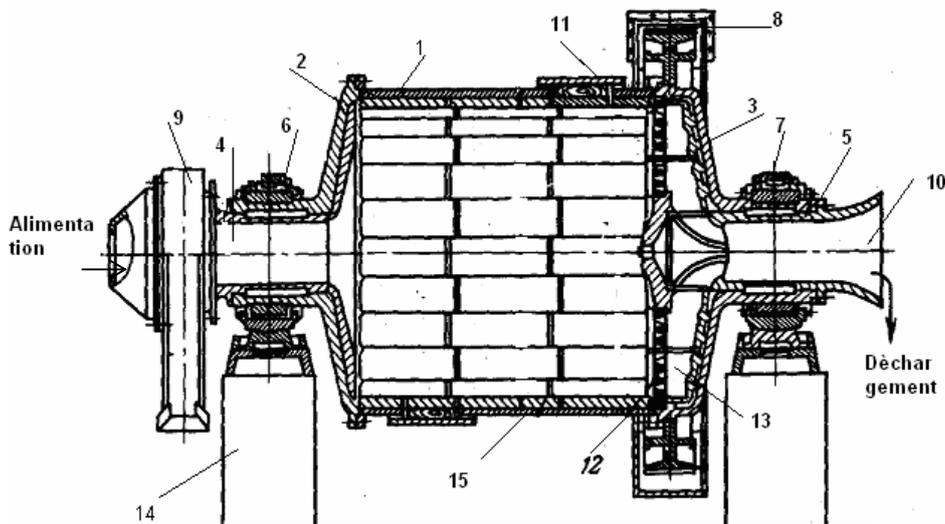


Fig.III-20. Broyeur à boulets à déchargement par grille: 1 – tambour; 2, 3 – couvercles latéraux; 4, 5 – tourillons creux; 6, 7 – pâliers; 8 – couronne dentée; 9 – alimentateur; 10 – gorge de déchargement; 11 – trappe; 12 – grille; 13 – pôle (aube élévatrice); 14 – fondation; 15 – plaques d’usure (revêtement).

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 surtant dans le tourillon de déchargement. Les caractéristiques techniques de ces broyeurs sont présentées par le tabl.III-11.

La construction des broyeurs à barres est pareille à celle des broyeurs à boulets à déchargement central sauf le profil des plaques de revêtement. La caractéristique technique de ces broyeurs est présentée par le tabl.III-12.

Tableau III-10

Paramètres principaux des broyeurs à boulets à déchargement central (par débordement) pour le broyage par voie humide

Paramètres	Type de broyeur								
	MChC 900x1800	MChC 1200x2400	MChC 1500x3000	MChC 2100x3000	MChC 2700x3600	MChC 3200x4500	MChC 3600x5500	MChC 4000x5500	MChC 4500x6000
Diamètre intérieur du tambour en mm (sans revêtement)	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4500
Sa longueur en mm	1800	2400	3000	3000	3600	4500	5500	5500	6000
Volume nominal du tambour en m ³	0,9	2	4	8,5	17,5	32	49	60	84
Vitesse relative de rotation du tambour de 60 à 86% de la vitesse critique	22	45	110	200	400	800	1250	2000	2500
Puissance d'électromoteur en kW									
Masse de broyeur avec le réducteur et sans équipement électrique en t	5,2	14	23	50	81	140	170	241	276
Masse des boulets en t	1,7	3,8	7,7	16,5	34	61	94	115	164

Tableau III-11

Paramètres principaux des broyeurs à boulets à déchargement par grille pour le broyage par voie humide

Paramètres	Type de broyeur													
	MCHR 900x900	MCHR 1200x1200	MCHR 1500x1600	MCHR 2100x1500	MCHR 2100x2200	MCHR 2100x3000	MCHR 2700x2100	MCHR 2700x2700	MCHR 2700x3600	MCHR 3200x3100	MCHR 3600x4000	MCHR 3600x5000	MCHR 4000x5000	MCHR 4500x5000
Diamètre intérieur du tambour en mm (sans revêtement)	900	1200	1500	2100	2100	2100	2700	2700	2700	3200	3600	3600	4000	4500
Sa longueur en mm	900	1200	1600	1500	2200	3000	2100	2700	3600	3100	4000	5000	5000	5000
Volume nominal du tambour en m ³	0.45	1.0	22	4.3	6.3	8.5	10.0	13.0	17.5	22.0	35.5	45.0	55.0	70.0
Vitesse relative de rotation du tambour	de 75 à 86% de la vitesse critique													
Puissance d'électromoteur en kW	15	30	55	132	160	200	315	315	400	630	1000	1250	2000	2500
Masse du broyeur avec le réducteur et sans équipement électrique en t	5.3	10.5	16.5	36.0	43.0	48.0	67.0	71.0	80.0	97.0	155	165	250	264
Masse des boulets en t	1.0	2.2	4.8	10.0	15.0	20.0	24.0	31.0	42.0	52.0	82.0	100	120	150

Tableau III-12

Paramètres principaux des broyeurs à barres pour le broyage par voie humide

Paramètres	Type de broyeur								
	MSC 900x1800	MSC 1200x2400	MSC 1500x3000	MSC 2100x3000	MSC 2700x3600	MSC 3200x4500	MSC 3600x5500	MSC 4000x5500	MSC 4500x6000
Diamètre intérieur du tambour en mm (sans revêtement)	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4500
Sa longueur en mm	1800	2400	3000	3000	3600	4500	5500	5500	6000
Volume nominal du tambour en m ³	0,9	2	4	8,5	17,5	32	49	60	84
Vitesse relative de rotation du tambour	de 60 à 72% de la vitesse critique								
Puissance d'électromoteur en kW	22	45	110	200	400	800	1250	2000	2500
Masse du broyeur avec le réducteur et sans équipement électrique en t	5,2	14	23	50	81	140	170	241	276
Masse des barres en t	2,3	5,2	10,5	22	45,5	83	127	150	220

4.4. 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.III-21) où n'est 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.

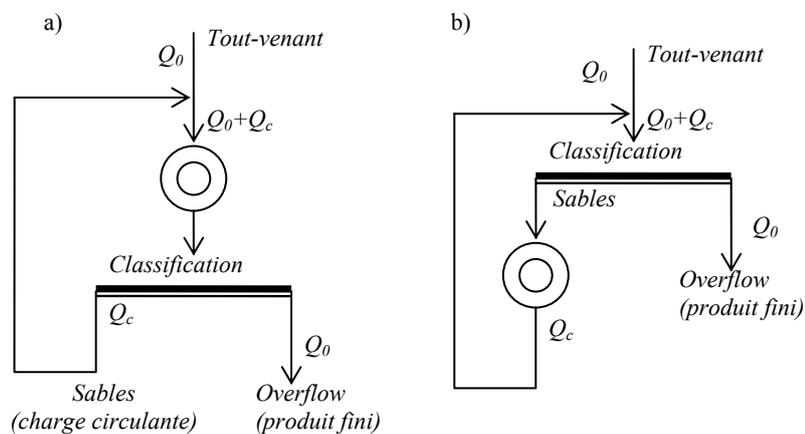


Fig.III-21.Circuits fermés de broyage:

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:

$$(Q_c + Q_0)\alpha = Q_c\nu + Q_0\beta \quad (\text{III-56})$$

Compte tenu que le taux de circulation $C = Q_c / Q_0$, on obtient

$$C = \frac{\beta - \alpha}{\alpha - \nu} 100 \quad \text{en \%} \quad (\text{III-57})$$

Ici Q_0 et Q_c sont les débits de masse du tout-venant et de la charge circulante; α, β, ν sont respectivement les teneurs en classe granulométrique déterminée en alimentatio, overflow et sables du classificateur.

4.5. 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:

$$(\text{III-58}) \quad Q_a^e = Q^e \beta_a^e - Q^e \alpha_a^e = Q^e (\beta_a^e - \alpha_a^e)$$

où Q_a^e et Q^e sont respectivement la capacité totale en classe granulométrique inférieure «a» et celle en tout-venant, β_a^e, α_a^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:

$$\text{en t/(h}\cdot\text{m}^3), \quad q_a^e = Q^e (\beta_a^e - \alpha_a^e) / V^e \quad (\text{III-59})$$

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:

$$(\text{III-60}) \quad q_a = q_a^e K_D K_t K_d K_\psi K_\varphi$$

où $K_D, K_t, K_d, K_\psi, K_\varphi$ 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.

$$(III-61) \quad K_D = (D/D^e)^{0,5}$$

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 à 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 $K_t = 1$.

$$K_d = \sqrt[4]{25/d_n}$$

où d_n est la grosseur du tout-venant en mm. (III-62)

$$K_\psi = 0,8/\psi$$

$$K_\varphi = (46/\varphi)^{0,9}$$

où ψ est la vitesse relative.

$$(III-63)$$

, où φ est le taux de remplissage en % (III-64)

Ainsi, la capacité du broyeur à calculer est égale à

$$(III-65) \quad Q = q_a V / (\beta_a - \alpha_a)$$

où V est le volume du tambour du broyeur à calculer en m^3 ; β_a et α_a 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 condition concrètes:

$$e^e = N^e / [Q^e (\beta_a^e - \alpha_a^e)], \quad (\text{III-66})$$

$$e = e^e / (K_t k_d), \quad (\text{III-67})$$

$$Q = N / [e(\beta_a - \alpha_a)], \quad (\text{III-68})$$

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:

$$q_{74}^e = Q^e (\beta_{74}^e - \alpha_{74}^e) / [\pi(D - 0.2)^2 (L - 0.2) / 4] = 90(75 - 50) / [100\pi(3.6 - 0.2)^2 (4 - 0.2) / 4] =$$

$$= 0.65t / (h \cdot m^3)$$

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

$$q_a = 0.65 \cdot 1.12 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 0.87t / (h \cdot m^3);$$

$$Q = 100 \cdot 0.87\pi(4.5 - 0.2)^2 (6 - 0.2) / [4(80 - 55)] = 293t / h.$$

Annexe

Page 1.

CHAPITRE I

GÉNÉRALITÉS

Notions générales sur les minéraux.

I. Lisez le texte ci-dessous, faites attention aux notions générales et leurs différences.

Page 6.

II. Lisez les paragraphes nommés ci-dessous et faites attention aux notions générales et la classification des procédés et des machines de traitement.

(3. Terminologie générale et indices de la séparation).

Page 14.

A partir le texte lu faites les activités suivantes.

Repondez aux questions:

1. Précisez la notion de l'industrie de la préparation des minerais.
2. Indiquer la différence entre trois groupes de minerais.
3. Quels sont les produits de séparation et leurs indices? (Faites la liste des....)
4. Caractériser l'extraction du composant utile.
5. Examinez le tableau I-1 à la page 7 et faites la caractéristique de chaque procédé de ce tableau.
6. Examinez les calculs technologiques d'équation de balance des matières dans les procédés d'enrichissement. Regardez les exemples.
 - a) Ecrivez les minéraux et leurs diversités sur les cartes séparés. Formez les groupes (deux ou trois personnes), donnez ces cartes l'un à l'autre et regardez leurs cartes. (Formez les groupes de deux ou trois personnes, faites la liste des minéraux en précisant leurs diversités, échangez des fiches, faites vos commentaires).

b) Examinez les calculs technologiques d'équation de balance des matières dans les procédés d'enrichissement. Regardez les exemples à la page 12,13,14 et proposez d'autres exemples avec des solutions.

c) Faites attention au tableau 1 (page 10-11), choisissez quelque type de procédés et de machines de traitement et décrivez- le.

(Конец 1-ой главы).

Page 15.

CHAPITRE II

CRIBLAGE

I. Lisez le texte ci-dessous (jusqu'à 1.3.3. Cribles à l'arc) et recherchez les notions générales)

Page 22. A partir le texte lu faites les activités suivantes.

II. Précisez la différence principale entre le criblage et la classification hydraulique.

III. Caractérisez les grains du point de vue de la granulométrie de la forme.

IV. Examinez les types des surfaces tamisantes à la page 18 (Fig. II-1). Choisissez le type le plus préféré des surfaces tamisantes du point de vue de la solidité, la régularité des ouvertures et expliquez votre choix.

V. Associez les notions et leurs définitions.

- | | |
|-----------------------------|---|
| 1) criblage | a) le mélange avant criblage |
| 2) tout-venant | b) une opérations de classement |
| 3) solidité | c) la mesure des dimensions |
| 4) granulométrie | d) l'indéformabilité, la résistance à l'usure |
| 5) cribles | e) les appareils destinés au criblage |
| 6) ouvertures | f) les grilles fabriqués de barreaux avec les sections installées avec une certaine inclination |
| 7) cribles à barreaux fixes | g) libres (ni colmates, ni goujonnées) |

VI. Après avoir lu les paragraphes nommés ci-dessous (1.3.3., 1.3.4., 1.3.5., 1.3.6.), décrivez oralement les procédés de criblage)

1.3.3. Cribles à l'arc

Page 29.

IV. Répondez aux questions suivantes:

- 1) Comment s'effectue le criblage dans un crible à l'arc?
- 2) Dans quels cas utilise-t-on les cribles à l'arc?
- 3) Quel est le principe de fonctionnement de crible à disques?
- 4) Expliquez les avantages des cribles à disque.
- 5) Comment diffère-t-on les cribles à inertie d'après les mécanismes de commande?
- 6) De quoi se diffère le crible à deux balourds des cribles vibrants?

1.3.6. Cribles plats vibrants.

Page 39.

VI. Lisez attentivement les paragraphes ci-dessous (1.4.1., 1.4.2., 1.4.3.) et répondez aux questions suivantes.

1. Quelles caractéristiques du procédé de criblage sont-elles en fonction de probabilité de passage des particules?
2. Expliquez la cinétique du procédé de criblage.
3. Présentez l'équation de la cinétique de criblage.
4. Qu'est-ce que c'est le taux d'extraction de la classe granulométrique dans le tamisat?

VII. Faites le plan de cette partie du texte et exposez-le.

1.4. Théorie de criblage.

Page 46.

VIII. Lisez le texte jusqu'à la fin et répondez aux questions suivantes :

- a) Pourquoi l'humidité extérieure provoque la diminution de l'efficacité de criblage?

- b) Quels procédés auxiliaires applique-t-on pour modifier l'humidité du matériau à cribler?
- c) Quels sont les paramètres de régime mécanique des cribles vibrants?
- d) De quoi dépend la vitesse d'alimentation pour les cribles à vibrations circulaires et linéaires?
- e) Comment tient-on compte des facteurs technologiques pour les calculs de la capacité spécifique?

IX. En utilisant des phrases suivantes exprimez et argumentez votre opinion du rôle de l'humidité du matériau à cribler:

- | | |
|-------------------------------|---------------------------------------|
| Je suppose que... | J'appuie /je n'appuie pas la position |
| Il faut a noter que... | Je dois dire que... |
| Au premier lieu... | Au contraire... |
| Bien sur, mais de mon coté... | Par conséquent... |

X. Faites le resumé par écrit et présentez-le.

(1.5. Influence de l'humidité de matériau à cribler.)

Page 53.

CHAPITRE III

Concassage et broyage

I. Lisez le texte ci-dessous, faites attention aux notions générales et repondez aux questions. (1. Généralités)

Page 57.

II. Repondez aux questions:

1. Nommez les méthodes de destruction des roches.
2. Par quoi diffère le concassage de broyage?
3. Expliquez des hypothèses de la destruction des roches aux procédés de concassage et de broyage.

III. En utilisant des phrases mises ci-après exprimez et argumentez votre opinion sur les stades de la destruction des roches:

- | | |
|-------------------|---------------------------------------|
| Je suppose que... | J'appuie /je n'appuie pas la position |
|-------------------|---------------------------------------|

Il faut à noter que...	Je dois dire que
Au premier lieu...	Au contraire
Bien sur	
De mon coté...	Par conséquent...

IV. Faites le résumé par écrit.

V. Lisez les paragraphes nommés ci-dessous (3.1 – 3.2.4) et faites les devoirs.

(3. Concassage).

Page 68.

VI. Choisissez le paragraphe préféré, faites-en le résumé et présentez le.

Page 69.

VII. Lisez le texte jusqu' à la fin et faites attention aux notions générales.

VIII. Etablissez le plan du paragraphe 3.3 et exposez-le.(Redigez....

(3.3.Concasseurs giratoires (à cônes) .

Page 90.

IX. Répondez aux questions suivantes:

1. Nommez les types principaux des appareils de concassage. Expliquez leurs particularités constructives.
2. Par quoi diffère le concasseur à mâchoires à double effet de celui à simple effet?
3. Comment détermine-t-on la capacité volumétrique et celle de masse?
4. De quels facteurs dépend la puissance consommée?
5. Nommez la différence entre les constructions de concasseurs giratoires selon leur classification d'après les dimensions de matériaux à concasser.
6. Décrivez le mouvement de l'arbre du cône mobile dans le concasseur giratoire grossier.
7. Expliquez les calculs des paramètres du régime mécanique de concasseurs giratoires grossiers.

8. Comment s'effectue la protection contre les corps non-concassables dans les concasseurs giratoires intermédiaires et fins?
 9. Expliquez l'action des forces sur le morceau qui assure son mouvement sur la surface du cône mobile dans la zone parallèle.
 10. Quelles méthodes de concassage, sont-elle utilisées dans concasseurs à cylindres lisses?
 11. Pour quels matériaux utilise-t-on les concasseurs à cylindres dentés?
 12. Caractériser les particularités de procédé de concassage pour les concasseurs à marteaux.
- (Après avoir lu ce texte repondez aux questions.... En vous basant sur le texte faites les activités suivantes)

Page 91.

CHAPITRE IV. **Broyage**

I. Lisez le texte si-dessous et trouvez l'information telle que : les caractéristiques techniques des broyeurs, les conditions du broyage, les paramètres principaux des broyeurs, l'équipement nécessaire pour le broyage.

Page 104.

II. Faites par écrit l'instruction du broyage et expliquez votre choix.

III. Répondez aux questions suivantes:

- a) Quel est le mouvement de la pulpe dans le broyeur ?
- b) Quel paramètre détermine-t-il régime mécanique de broyeurs à tambour?
- c) Nommez les unités constructives des broyeurs.
- d) Pourquoi applique-t-on le circuit fermé de broyage?
- e) Nommez les produits de la classification dimensionnelle hydraulique.

Навчальне видання

Пілов Петро Іванович

Петрова Ольга Володимирівна

ПРОЦЕСИ І МАШИНИ ДЛЯ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Навчальний посібник

(Французькою мовою)

Видано в редакції авторів.

Підп. до друку 29.03.2013. Формат 30x42/4.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 6,3.
Обл.-вид. арк. 6,3. Тираж 50 пр. Зам. № .

Підготовлено до друку та видруковано
у Державному ВНЗ «Національний гірничий університет».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.