

Ministère de l'enseignement supérieur
et de la recherche scientifique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

Département Génie Minier

PROJET DE FIN D'ETUDE
en vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

THEME

**ETUDE D'UN SCHEMA DE PREPARATION
MECANIQUE DU MINERAI D'URANIUM DU
GISEMENT D'ABANKOR (HOGGAR, ALGERIE)**

Proposé et dirigé par:
Mr. A. SAADA

Etudié par:
Mr. Brahim HOCINE

Promotion 1997

يهدف هذا العمل إلى وضع مخطط تحضير ميكانيكي لمعدن اليورانيوم

الواقع بمنطقة أبانكور (الهقار، الجزائر).

ABSTRACT

The aim of this work is to elaborate a mechanical preparation scheme of The Uranium ore in the bed of Abankor (Hoggar, Algeria).

RESUME

Le but de ce travail est l'élaboration d'un schéma de préparation mécanique du minerai d'Uranium du gisement d'Abankor (Hoggar, Algérie)

REMERCIEMENTS

Ce travail a été réalisé au sein du laboratoire du département Génie Minier de l'Ecole Nationale Polytechnique d'Alger sous la direction de Mr. A. SAADA ; qu'il me soit permis de le remercier très sincèrement, de lui exprimer toute ma reconnaissance pour l'aide précieuse, les conseils éclairés et les encouragements qu'il n'a cessé de me prodiguer, afin de mener à bien cette étude.

Mes remerciements s'adressent également à:

- Mr. Meriem pour son aide dans la partie géologique.*
- Melle N. BOUMBAR pour sa compréhension aux moments difficiles que j'ai vécus durant les trois années d'études de la spécialité.*
- BOUHEDDA Mounir et BOUIZZOUL Mourad pour leur aide et leur soutien tout au long de l'année.*

Et enfin un GRAND SALUT à la promotion 1997 de Génie Minier.

SOMMAIRE



SECTION I PARTIE THEORIQUE

INTRODUCTION GENERALE	1
I. THEORIE DE LA FRAGMENTATION	4
I.1 LES PRINCIPALES LOIS ET DEFINITION	4
I.1.1 Introduction	4
I.1.2 Définition	4
I.1.3 Finalité de la fragmentation [1]	4
I.1.4 Quantification des phénomènes de la fragmentation	4
I.1.4.1 Lois énergétiques [3]	5
I.1.4.2 Lois de la distribution granulométrique [3]	6
I.2 MESURES DIMENSIONNELLES [5]	6
I.2.1 Analyse granulométrique par examen microscopique	6
I.2.2 Analyse granulométrique par tamisage	
I.2.3 Analyse granulométrique par compteur Coulter	8
I.2.4 Analyse granulométrique par méthode de sédimentation	8
I.2.5 Analyse granulométrique par classement	8
I.2.6 Analyse granulométrique par diffusion et absorption de rayonnement	9
I.3 POLLUTION LORS DE LA FRAGMENTATION	9
II. CONCASSAGE	10
II.1 DEFINITION [10]	10
II.1.1 Degré de concassage [15]	10
II.1.2 Schémas de concassage [10]	10
II.1.3 Choix d'un schéma de concassage [19]	10
II.1.3.1 Les stades de concassage	
II.1.3.2 Les schémas de concassage à plusieurs étages	14
II.1.3.3 Les schémas de concassage à deux stades	14
II.1.4 Champs d'application	16
II.2 LES APPAREILS DE CONCASSAGE	17
II.2.1 Concasseur à mâchoires (fig 1.1)	17
II.2.2 Concasseur giratoire (fig 1.2)	17
II.2.3 Concasseur à cylindres (fig 1.3)	17
II.2.4 Concasseur à percussion (opèrent par choc) (fig 1.4)	17

II.3 CHOIX DES APPAREILS	18
II.3.1 Pour des produits durs et abrasifs	18
II.3.2 Pour des produits moyennement abrasifs	18
II.3.3 Pour des produits mous, élastiques, fibreux ou collants	18
II.4 CALCUL DES CONCASSEURS [4]	18
II.4.1 Concasseurs à mâchoires	18
II.4.2 Concasseurs giratoires	19
II.4.3 Concasseurs à cône	19
II.4.4 Concasseur à percussion	19
II.4.5 Concasseur à cylindres	20
III. BROYAGE	25
III.1 INTRODUCTION	25
III.1.1 Définition	25
III.1.2 Objectifs du broyage	25
III.2 Choix des appareils	25
III.3 LES APPAREILS DE BROYAGE	26
III.3.1 Broyeurs à barres (Fig I.5)	26
III.3.2 Broyeurs à boulets (Fig I.6)	26
III.4 CALCUL DES BROYEURS [4]	26
III.4.1 Broyeurs à boulets	26
III.4.2 Broyeur à barres	27
III.4.3 Broyeurs autogènes et semi-autogènes	27
III.4.4 Détermination de la taille des barres et des boulets	28
V. ESTIMATION DES COÛTS D'INVESTISSEMENT ET DE FONCTIONNEMENT	31
IV.1 COÛTS D'INVESTISSEMENT	31
IV.1.1 Méthode analytique	31
IV.1.2 Méthode comparative	31
IV.2 Coûts de fonctionnement	31
V. CRIBLAGE ET CLASSIFICATION PAR DIMENSION DES GRAINS	32
V.1 CRIBLAGE	33
V.1.1 Généralités	
V.1.1.1 Définition	33
V.1.1.2 But du criblage	33
V.1.2 Surfaces criblantes	33
V.1.2.1 Types de surfaces [7]	33

V.1.2.2 Disposition des ouvertures équivalentes	34
V.1.2.3 Choix des surfaces	35
V.1.3 Paramètres du criblage	35
V.1.3.1 Stratification	35
V.1.3.2 Capacité d'un crible	35
V.1.3.3 Efficacité du criblage [7]	36
V.1.4 Principaux types d'appareils	37
V.1.4.1 Grilles et cribles statiques	37
V.1.4.2 Trommels, cribles rotatifs et blutoirs	37
V.1.4.3 Cribles vibrants	38
V.1.4.4 Cribles circulaires ou (gyrocribles)	38
V.1.5 Critères de choix d'un crible	38
V.1.5.1 Constructeur	38
V.1.5.2 Fonction criblage	38
V.1.5.3 Installation	38
V.1.5.4 Coûts d'achat et d'entretien	39
V.1.5.5 Matériaux traités	39
V.1.5.6 Performances imposées	39
V.1.5.7 Choix du crible	39
V.1.6 Approche simplifiée de calcul d'un crible	41
V.1.7 Coût du criblage [7]	42
V.1.7.1 Coûts d'investissement	42
V.1.7.2 Coûts opératoires	42
V.2 CLASSIFICATION	42
V.2.1 Introduction	42
V.2.2 Principe de la classification [10]	43
V.2.3 Modes de la classification	43
V.2.3.1 Séparation libre	43
V.2.3.2 Séparation entravée (gênée)	43
V.2.4 Classificateurs	43
<hr/>	
SECTION II	
PARTIE EXPERIMENTALE	
<hr/>	
I. IDENTIFICATION DU MINERAL ET DU GISEMENT	44
I.1 ASPECT GEOLOGIQUE	44
I.1.1 Introduction	44
I.1.2 Situation géographique	44

I.1.3 Géologie régionale	44
I.1.4 Géologie locale	44
I.1.4.1 Le Socle Eburnéen (PR1)	45
I.1.4.2 La série du Pharusien I (PR3)	45
I.1.4.3 La série du Pharusien II (EC _{inf})	45
I.1.4.4 La série intermédiaire (EC _{sup})	45
I.1.5 Minéralisation	46
I.1.5.1 Minéralisation liée aux roches magmatiques	46
I.1.5.2 Les minéralisations associées aux roches sédimentaires:	47
I.2 ECHANTILLONNAGE	48
II. ETUDE PRATIQUE DE LA FRAGMENTATION DU MINERAI D'ABANKOR	50
II.1 DETERMINATION DES PARAMETRES PHYSICO-MECANIQUES DU MINERAI	50
II.1.1 Mesure de la dureté	50
II.1.2 Calcul de la porosité	50
II.1.3 Surface spécifique	50
II.1.4 Taux d'humidité	50
II.2.2 Analyse minéralogique	52
II.2.3 Analyse granulométrique et granulochimique	53
II.2.3.1 Analyse granulométrique	53
II.2.3.2 Analyse granulochimique	67
II.2.3.3 Interprétation des résultats	67
II.2.4 Etude de concassage	67
II.2.4.1 Objectifs de cette étude	67
II.2.4.2 Procédure opératoire	68
II.2.4.3 Interprétation des résultats	71
II.2.5 Etude de broyage	71
II.2.5.1 Broyage à sec	72
II.2.5.2 Broyage humide	77
II.2.5.3 Etude d'un broyage d'un minerai concassé à - 5 mm	79
CONCLUSION GENERALE	84
ANNEXE	
BIBLIOGRAPHIE	

INTRODUCTION GENERALE

La localisation des gisements d'uranium algérien de Timgaouine, Abankor et Tinef dans le Hoggar [figure II.1], région hostile par son climat et son éloignement pose des problèmes réels d'exploitation et de mise en valeur.

Le choix d'un schéma de préparation de ces gisements est subordonné à la connaissance aussi complète que possible des caractéristiques géologiques du gisement et de sa composition minéralogique et chimique. En effet, dans le cadre d'un projet minier, au fur-et-à mesure que se développe la campagne de sondage et que se précisent la forme des gisements, la répartition des teneurs et des paragenèses, les caractéristiques du minerai ne peuvent plus être estimés par analogie. Il en est de même pour son comportement minéralogique. Il devient alors nécessaire d'étudier le comportement du minerai soumis aux procédés de valorisation.

Les substances minérales extraites du sol présentent rarement à l'extraction les caractères techniques et économiques nécessaires, permettant de les traiter directement par la métallurgie.

Par exemple, la plupart des minerais sortis de la mine ou de la carrière ont une teneur en métal faible.

La préparation mécanique des minerais tend à obtenir, à l'aide de procédés physiques, chimiques ou physico-chimiques la séparation des minéraux (et non pas des éléments) de valeur d'une part et de rejets suffisamment appauvris d'autre part, dans le but de satisfaire aux exigences des procédés métallurgiques, sans détruire l'identité chimique des minéraux.

C'est une opération d'enrichissement, concentration indispensable, qui se situe entre la mine ou la carrière et l'usine ou la fonderie.

Les installations de préparation mécanique se trouvent à proximité ou au sein des lieux d'extraction, afin de réduire les frais de transport des substances brutes entre mines et usines métallurgiques, parfois fort éloignées les unes des autres, de sorte que seuls les produits enrichis sont transportés. Une usine métallurgique est souvent alimentée par plusieurs mines.

L'évolution est caractérisée par:

- 1 - L'épuisement des mines exploitées pour les fortes teneurs.

Les substances minérales ne se renouvellent pas et exploiter un gisement c'est en organiser l'épuisement progressif plus ou moins rapidement.

2 - On exploite donc des gisements de plus en plus pauvres. Les gisements futurs seront aussi plus complexes et plus profonds.

La fragmentation des solides, dans le cadre de l'enrichissement des minerais, est une opération mécanique ayant pour but de diviser une masse de minerai, en fragments de dimension maximum déterminée, soit de réduire une masse déjà fragmentée en éléments de plus en plus petits. Ces opérations se font soit pour faciliter le conditionnement du minerai, soit pour une utilisation dans le traitement chimique.

Dans le cas d'un minerai hétérogène, la fragmentation permet de libérer les éléments valorisables de la gangue, ou de réduire une matière minérale donnée à ces dimensions dictées par l'utilisation. Les réactions physico-chimiques et chimiques ont une cinétique, dépendant étroitement de la surface des corps en présence, et de ce fait, de l'état de réduction dans lesquels ils se trouvent.

Dans ce cas, on appellera maille de libération totale, la dimension à laquelle toutes les espèces valorisables sont libérées de la gangue.

Dans la pratique, on ne recherche pas une maille de libération totale de tous les fragments, mais on va s'orienter vers un juste milieu entre une libération insuffisante et une fragmentation totale. Cette maille dite économique s'intitule la maille de broyage. Elle dépendra de certains paramètres, entre autres:

- la teneur des substances valorisables, il faut que cette teneur se justifie;
- la complexité et la dispersion de la minéralisation ;
- la valeur des métaux contenus ou de la substance valorisable contenue;
- l'importance de l'installation de fragmentation.

Dans le cadre de notre étude, deux parties prédominent:

- la première partie fait appel à l'aspect théorique, se traduisant par les principales lois de la fragmentation, les principaux procédés de fragmentation, classification, des équipements adaptés pour tel ou tel type d'opération et l'élaboration de quelques principaux schémas de concassage/broyage les plus usités dans l'industrie minérale.
- la seconde partie consistera à présenter une étude pratique de traitement par fragmentation d'un échantillon composite, provenant du gisement uranifère d'Abankor. Cette étude expérimentale d'orientation portera sur une optimisation de certains paramètres technico-économiques, propres aux stades de fragmentation par concassage et broyage.

On considérera une maille de libération choisie, afin que le matériau investigué réponde aux sollicitations de l'utilisateur (usine métallurgique: atelier de lixiviation). Notre objectif consistera donc à élaborer ou bien à choisir un schéma de préparation mécanique, incluant les opérations de concassage, broyage et classification, qui soit à même de répondre aux sollicitations d'une lixiviation acide ou alcaline du minerai broyé.

SECTION I

PARTIE THEORIQUE

I. THEORIE DE LA FRAGMENTATION

I.1 LES PRINCIPALES LOIS ET DEFINITION

I.1.1 INTRODUCTION

La fragmentation des solides, dans le cadre de l'enrichissement des minerais, regroupe un ensemble de techniques ayant pour but de réduire, par action mécanique externe et parfois interne, un solide, de volume donné en éléments de volumes plus petits. Elle a pour but de libérer, dans le matériau hétérogène que constitue généralement une roche, les éléments variables, des minéraux de la gangue ou réduire une matière minérale donnée.

I.1.2 DEFINITION

La fragmentation est l'opération, par laquelle on cherche à réduire la taille et / ou à augmenter la surface développée de l'unité de masse (surface spécifique) de particules solides [1].

I.1.3 FINALITE DE LA FRAGMENTATION [1]

La fragmentation peut avoir diverses finalités :

- 1- Réduire les dimensions, soit pour faciliter la manutention, le conditionnement ou l'utilisation, soit pour libérer les constituants avant une opération séparatrice.
- 2- Eliminer, avant une mise en œuvre, des zones de rupture potentielle (libération d'unités quasi monocristallines).
- 3- Augmenter la réactivité vis-à-vis de processus, dont la cinétique dépend de la finesse ou du degré de désordre.
- 4- Homogénéiser (mélanges, dilutions solides, dosages).
- 5- Conférer des spécifications de forme, de texture, de distribution granulométrique.
- 6- Modifier la fonctionnalité, soit sous l'effet de l'activation mécano-chimique, soit en profitant de la création ou de la formation de nouvelles surfaces pour implanter les groupes de fonctionnels désirés.

I.1.4 QUANTIFICATION DES PHENOMENES DE LA FRAGMENTATION

Les tentatives de quantification ont fait l'objet de multiples travaux théoriques, recouvrant aussi bien les aspects énergétiques et granulométriques, que ceux des transformations, se produisant dans les appareils de fragmentation.

1.1.4.1 Lois énergétiques [3]

Il existe trois lois principales répondant aux théories émises pour décrire le relation qui existe entre (E) par le matériau et la réduction de la dimension (D) de celui-ci par la fragmentation.

Loi de Rittinger

Von Rittinger (1867) postule que l'énergie consommée E est directement proportionnelle à la quantité de surface nouvellement créée.

$$E = K_r (S_2 - S_1)$$

K_r : Constante, qui dépend à la fois du matériau et de l'appareil de fragmentation.

S_1 et S_2 : Surface des particules, respectivement, après et avant la fragmentation.

Si l'on considère l'énergie spécifique, E' , par unité de volume, on peut écrire:

$$E' = E / V = K_r (S_2 / V - S_1 / V)$$

$$E' = K_r (1/D_2 - 1/D_1)$$

avec D_1 et D_2 : dimensions initiale et finale des particules,

V: volume du matériau.

Remarque

Le point faible de cette loi réside au fait que Rittinger n'a pas tenu compte de la déformation du matériau avant la fragmentation.

Loi de Kick

Pour Kick (1885), l'énergie nécessaire, pour fragmenter un matériau homogène est proportionnelle à la variation du volume (au rapport de réduction $R = D_1 / D_2$).

$$dE = -K_k dV$$

$$dE' = -K_k dV / V = K'_k dD / D$$

après intégration:

$$E' = K'_k \ln(D_1 / D_2) = K'_k \ln R$$

Loi de Bond

Bond (en 1951) a proposé une troisième loi, qui postule que l'énergie spécifique requise est inversement proportionnelle à la racine carrée de la nouvelle surface produite:

$$W = W_i \left[(100/D_2)^{0.5} - (100/D_1)^{0.5} \right]$$

$$W = 10W_i \left[1/D_2^{0.5} - 1/D_1^{0.5} \right]$$

D_1 et D_2 sont des dimensions, en micromètres, des grains respectivement avant et après fragmentation choisie, comme correspondant à la dimension D_{80} de la maille carrée, laissant passer 80% en masse du matériau.

W_i : Une constante, appelée Indice Energétique (Work Index).

Remarque

- La loi de Rittinger est compatible avec une fragmentation fine.
- La loi de Kick s'applique bien dans le cas d'une fragmentation grossière.
- La loi de Bond, couvrant les domaines de broyage grossier à fin, est d'ailleurs utilisée pour le dimensionnement du broyeur.
- Quelque soit la loi adoptée, il apparaît que, pour le broyage fin à ultrafin, la consommation énergétique augmente d'une façon non toujours linéaire avec la finesse des particules.

1.1.4.2 Lois de la distribution granulométrique [3]

La détermination de la distribution granulométrique des grains avant et après fragmentation est très importante; pour ce faire, différentes lois empiriques ont été développées à partir des résultats expérimentaux.

Loi de Gaudin

Gaudin (1926) propose la relation suivante

$$Y = (X/D)^m$$

D: dimension du plus gros grain (100% de passant au tamis, d'ouverture de maille D).

Y: taux massique cumulé du passant au tamis d'ouverture de maille X:

m: constante

En représentation logarithmique, on obtient une droite de pente (m) pour des valeurs Y comprises entre (0%) et (80%), la linéarité n'est pas plus vérifiée.

Loi de Rosin et Raminler (1893)

elle se traduit par la relation suivante

$$r = 100 \exp(-bX^n)$$

r: pourcentage massique cumulé de refus au tamis, d'ouverture de maille X.

b: constante de finesse.

n: constante de dispersion de la granulométrie.

Cette relation a été modifiée par « Bennet » (1936), soit:

$$r = \exp\left[(-X/X')^n\right]$$

avec X' constante dimensionnelle.

Loi de Kalmogoroff (1978)

Donne pour une fragmentation homogène, une relation de la répartition de type logarithmique-normale :

$$Y = \Phi \text{Ln}(X/d)^p$$

Y : taux massique cumulé du passant au tamis d'ouverture de maille X .

d et p : constantes.

Φ : fonction d'erreur de la loi de distribution normale ou loi de Gauss.

Remarque

Toutes les lois de distribution granulométrique, rapportées précédemment, ne sont que d'un usage limité, et il est difficile, à priori, de prévoir quelle relation s'ajoute le mieux à la distribution granulométrique d'un produit fragmenté.

I.2 MESURES DIMENSIONNELLES [5]

I.2.1 ANALYSE GRANULOMETRIQUE PAR EXAMEN MICROSCOPIQUE

L'examen microscopique est fréquemment utilisé comme méthode absolue d'analyse granulométrique; C'est en effet la seule méthode qui permet l'observation et la mesure des particules isolées. Cette technique est particulièrement utile dans le domaine des aérosols.

Parmi les tâches principales et essentielles de cette méthode, on citera la:

- Préparation des échantillons.
- Détermination de la distribution en nombre.
- Détermination de la distribution en masse.
- Analyse d'images quantitatives.

I.2.2 ANALYSE GRANULOMETRIQUE PAR TAMISAGE

La détermination de la distribution granulométrique se fait par un classement dimensionnel, à travers une série de tamis d'ouvertures de mailles décroissantes. Si la série est constituée de (n) tamis, elle donne lieu à $(n+1)$ tranches granulométriques, limitées chacune par les dimensions d'ouvertures de maille de deux tamis successifs.

Ainsi la $i^{\text{ème}}$ tranche contient les grains passants au tamis $(i-1)$ d'ouverture de maille $X(i-1)$, et refusés par le tamis $(i-1)$ d'ouverture de maille X_i . Les dimensions de ces grains sont donc comprises entre $X(i-1)$ et $X(i)$.

Quand à la tranche $(n+1)$, elle contient le passant au $n^{\text{ème}}$ tamis d'ouverture de maille X_n . Les ouvertures de maille des tamis sont géométriques de raison $r > 1$.

Il existe plusieurs séries de tamis, dont les plus utilisés sont:

- Les tamis normalisés français de l'AFNOR (Association Française de NORmalisation), de raisons $r = \sqrt[10]{10}$
- Les tamis normalisés allemands DIN (Deutsches Institut für Normung), numérotés en nombre de maille par centimètre.
- Les tamis Tyler, numérotés en mesch (maille par pouce de 25.4 mm, de raison $r = \sqrt[4]{2}$, le tamis de base est le tamis de 200 mesch, d'ouverture de maille: 74 μm).

1.2.3 ANALYSE GRANULOMETRIQUE PAR COMPTEUR COULTER

Décrit pour la première fois en 1956 comme méthode de comptage et de mesure dimensionnelle des globules sanguins, cet appareil a été rapidement adopté pour l'analyse granulométrique d'une large gamme de matériaux.

Les particules sont détectées au moyen du courant, qui circule entre les deux électrodes et passe à travers l'orifice. En effet, lorsqu'une particule franchit l'orifice, elle déplace son propre volume d'électrolyte, changeant ainsi l'impédance électrique dans l'orifice. Ces changements d'impédance sont détectés sous la forme d'impulsions de tensions, dont l'amplitude est proportionnelle au volume des particules qui en sont la cause. Les impulsions ainsi produites sont amplifiées, mesurées et comptées; à partir de ces données, on détermine la granulométrie de l'échantillon.

1.2.4 ANALYSE GRANULOMETRIQUE PAR METHODE DE SEDIMENTATION

Cette méthode utilise la vitesse de chute des particules dans un fluide (Liquide ou Gaz) sous l'influence de la gravité ou d'une force centrifuge. la relation entre la vitesse de chute et la taille des particules est donnée par la relation de Stokes pour de faibles valeurs du nombre de Reynolds.

$$\left(\frac{d_v}{d_d}\right)^3 = \frac{18\mu_f v}{\rho_p \rho_f g}$$

Avec

- d_v : diamètre volumique de la particule;
- g : accélération de la pesanteur;
- ρ_f : masse volumique du fluide;
- ρ_p : masse volumique des particules;
- v : vitesse limite de la particule;
- μ_f : viscosité du fluide;
- d_d : diamètre de traînée de la particule.

1.2.5 ANALYSE GRANULOMETRIQUE PAR CLASSEMENT

Le classement dans un fluide est un procédé de séparation des matières dispersées, basé sur le mouvement vers différents points de particules en suspensions sous l'effet de forces différentes. Le fluide est généralement l'eau ou l'air; les forces mises en jeu sont habituellement la pesanteur ou la force centrifuge. Le procédé de classement conduit donc à des distributions en fonction de la taille.

I.2.6 ANALYSE GRANULOMETRIQUE PAR DIFFUSION ET ABSORPTION DE RAYONNEMENT

Les méthodes d'analyse granulométrique, faisant appel aux rayonnements, peuvent-être divisées en catégories: les méthodes à balayage de courant de particules en suspension, et, celles à balayage de champ. Dans la première, les particules sont observées, comptées et classées par taille, alors que dans la seconde, la distribution granulométrique est déduite de l'interaction entre un ensemble de particules et le rayonnement incident.

I.3 POLLUTION LORS DE LA FRAGMENTATION

Le procédé de la fragmentation peut donc être choisi moins selon son coût que pour son caractère non polluant. Par exemple, on a recours au broyage par jets fluides opposés, pour rompre les particules les unes contre les autres, en limitant la pollution métallique; de même on peut opérer en milieu anhydre, par exemple dans les alcanes, pour rompre les particules à l'abri de l'eau atmosphérique.

Dans le contexte de la configuration du minerais de l'Uranium, compte tenu des radiations émises, il est recommandé d'hermétiser les équipements, afin d'éviter l'accumulation des poussières ou des fines dans l'atelier de précipitation. Il est nécessaire de bien ventiler pour favoriser l'aération de cet atelier, afin de préserver la santé des travailleurs. Une autre mesure, concernant l'aspect protection contre le dégagement des poussières, et en même temps diminuer les bruits occasionnés devant le fonctionnement des appareils de fragmentation, consiste à les placer au-dessous du niveau du sol dans des fosses aménagées spécialement.

II. CONCASSAGE

II.1 DEFINITION [10]

Le concassage est un processus de réduction du dimensionnement de blocs de minéraux, à l'aide de forces extérieures; le tout-venant doit-être de dimension supérieure à 5 mm, le processus de concassage est caractérisé par le degré de concassage (i).

II.1.1 DEGRE DE CONCASSAGE [15]

Le degré de concassage (ou rapport de réduction, ou degré de mouture) est le rapport des dimensions du minerai avant et après concassage; le degré de concassage est déterminé par la formule suivante:

$$i = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}$$

D_{\max} : dimension de la particule la plus grande avant le concassage.

d_{\max} : dimension de la particule la plus grande après le concassage.

où bien:

$$i = \frac{D_{\text{moy}}}{d_{\text{moy}}}$$

$$D_{\text{moy}} = \sum_{i=1}^n \gamma_i d_i / 100$$

$$d_{\text{moy}} = \sum_{i=1}^n \gamma_i d_i / 100$$

γ_i : poids de la particule.

d_i : diamètre de la particule.

où bien

$$i = \frac{D_{80}}{d_{80}}$$

D_{80} : la dimension des ouvertures carrées du tamis, à travers lequel, passent 80% des produits non concassés.

d_{80} : la dimension des ouvertures carrées du tamis, à travers lequel, passent 80% des produits concassés.

où bien

$$i = 0.85b / s$$

b: ouverture de chargement du concasseur.

s: ouverture du déchargement du concasseur.

II.1.2 SCHEMAS DE CONCASSAGE [10]

Il existe deux cycles de concassage

Cycle ouvert: C'est le cycle, permettant aux matériaux de passer par le concasseur une seule fois; dans ce cas, le produit concassé est irrégulier d'après la grosseur des grains.

Cycle fermé: C'est le cycle, favorisant les matériaux de passer par le concasseur plus de deux fois, c'est-à-dire, que le produit concassé est soumis à une classification directe (criblage); Dans ce cas, le produit concassé, est régulier d'après la grosseur des grains, quant aux produits renvoyés vers le concasseur ils portent le nom de charge sur-criblante

II.1.3 CHOIX D'UN SCHEMA DE CONCASSAGE [19]

Les opérations de concassage sont utilisés pour la préparation du minéral utile au broyage dans des broyeurs, ou bien pour le préparer directement vers des opérations d'enrichissement, dans le cas de l'enrichissement des minéraux possédants une grande dissémination en minéraux utiles.

Dans les schémas de concassage, habituellement, on incorpore des opérations de précriblage et de criblage de contrôle. Elles sont traitées à cette opération de concassage dans laquelle on introduit le produit supérieur du crible (refus).

L'opération de concassage avec l'opération de criblage s'y rapportant forme le stade de concassage; tandis que l'ensemble des stades de concassage représenté le schéma de concassage suivant:

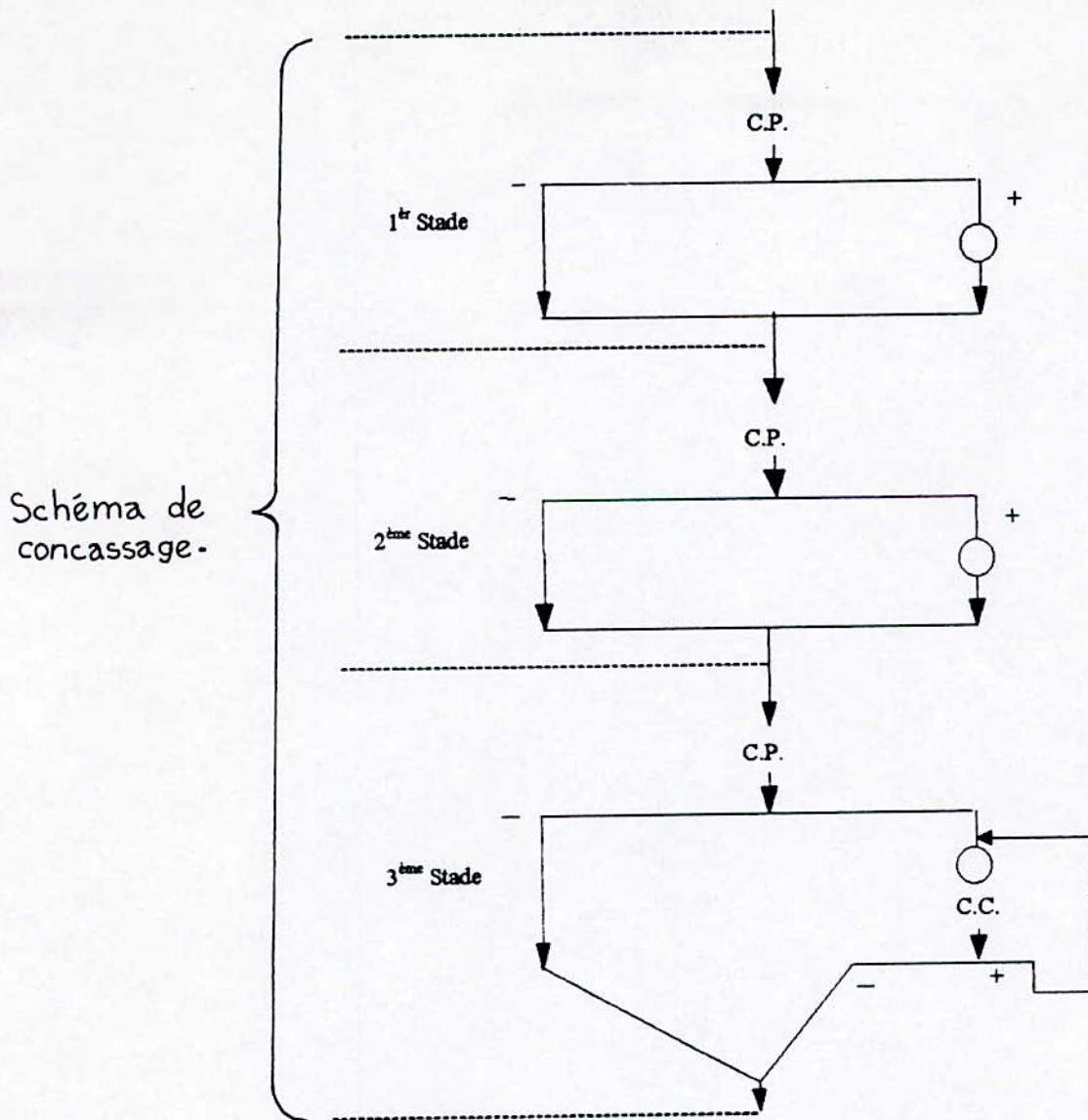


Figure 1: Schéma de concassage

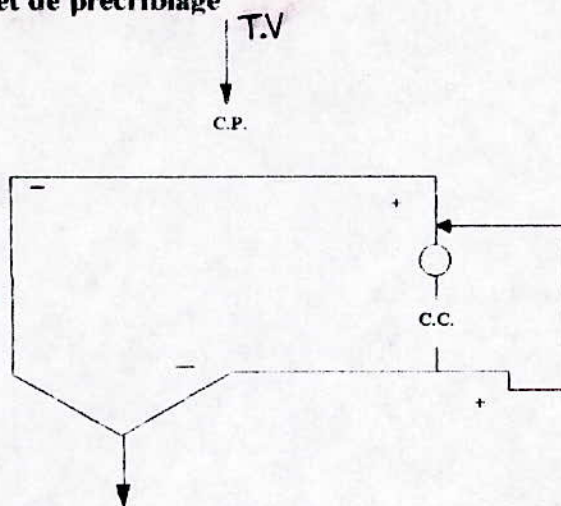
cp: criblage préalable

cc: criblage de controle

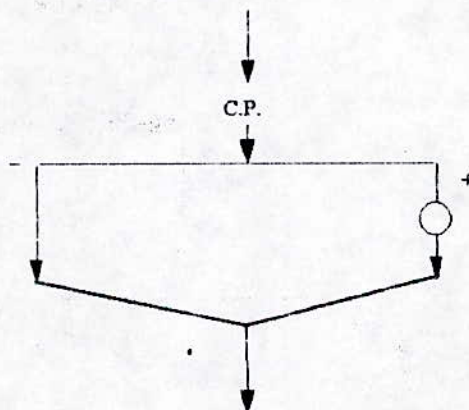
II.1.3.1 Les stades de concassage

Sont représentés par quatre variantes:

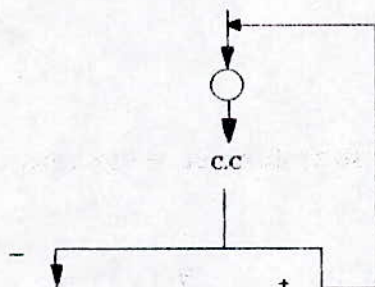
A) Opération de criblage et de précriblage



B) Opération de précriblage, de concassage et de criblage de contrôle



C) Opération de concassage et de criblage de contrôle



D) Opération de concassage



II.1.3.2 Les schémas de concassage à plusieurs étages

• Le nombre de schéma à un stade est égale au nombre de variantes de stades de concassage c'est à dire:

$$n = 4^1 = 4$$

• Le nombre de schémas à deux stades

$$n = 4^2 = 16$$

• Le nombre de schémas à trois stades

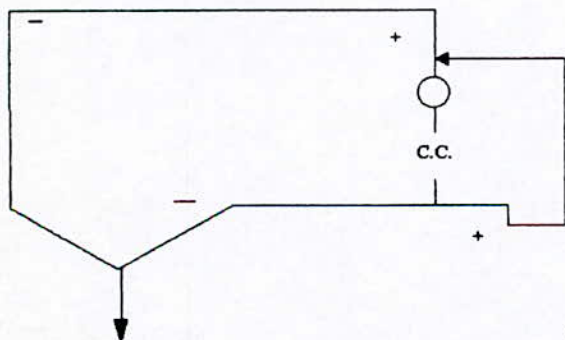
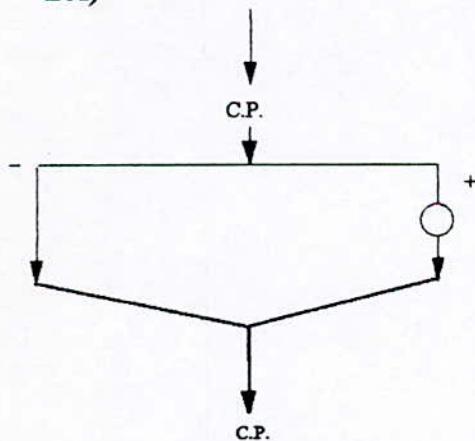
$$n = 4^3 = 64$$

• Le nombre de schémas à m stades

$$n = 4^m$$

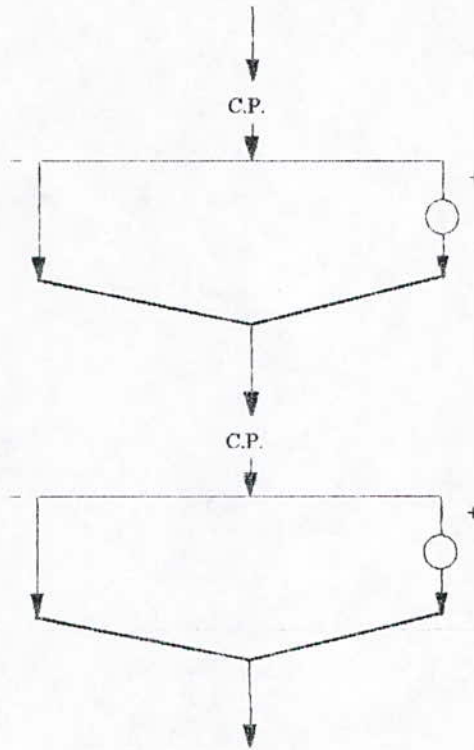
II.1.3.3 Les schémas de concassage à deux stades

BA)

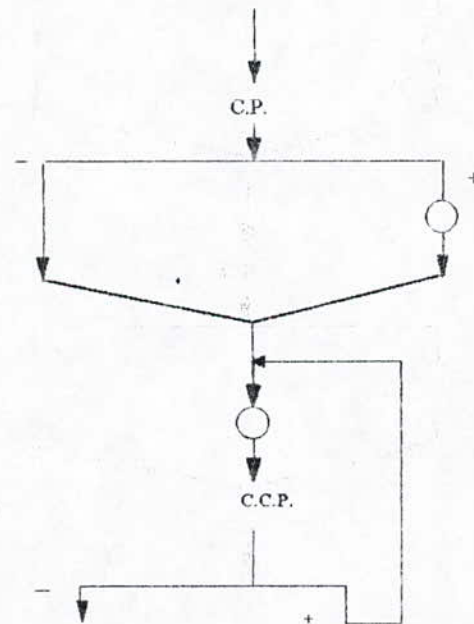


cp: criblage préalable; cc: criblage de controle

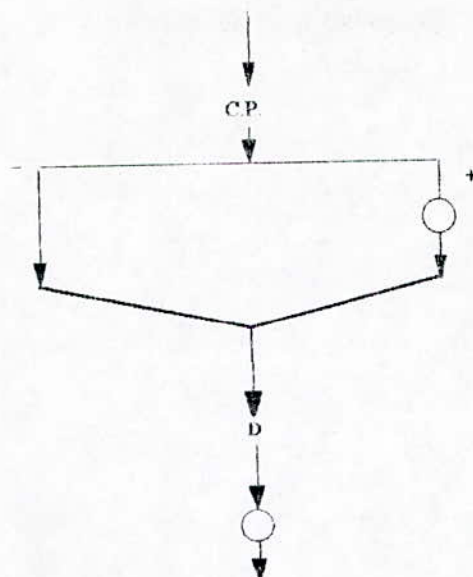
BB)



BC)



BD)



II.1.4 CHAMPS D'APPLICATION

Les limites d'application de chaque appareil montrent que, pratiquement, pour chaque cas précis, il existe au moins une, si ce n'est pas plusieurs possibilités. Le tableau (I.1) résume les applications des principaux appareils de fragmentation

Type	Dureté	Abrasivité	Humidité	Rapport de réduction maximale	Champs d'application
Mâchoire à simple effet	Mi-dur à durs	Abrasif	Secs, peu humide, peu collant	8/1 à 10/1	Matériaux de carrières Minerais divers, laitiers de H.F. carbure
Mâchoire à double effet	Durs à extra-durs	Très abrasif	Secs, peu humide, non collant	8/1 à 10/1	Matériaux de carrières Minerais divers, laitiers de H.F. carbure
Giratoire	Mi-durs extra-durs	Très abrasif	Secs, peu humide, non collant	6/1 à 8/1	Matériaux de carrières Minerais divers, laitiers de H.F. carbure
A un cylindre et mâchoire	Tendre à mi-durs	Non abrasif	Secs, humide, collant	5/1 à 6/1	Charbon, coke, calcaire, minerais
A deux cylindres dentés	Tendre à mi-durs	Non abrasif	Secs, humide, collant	4/1 à 5/1	Charbon, coke, calcaire, minerais
A percuteur rigide	Tendre à mi-durs	Non abrasif	Secs, peu humide, non collant	15/1 à 25/1	Calcaire, Gypse, minerais
A matériau articulé	Tendre à mi-durs	Non abrasif	Secs, peu humide, non collant	20/1 à 30/1	Calcaire, charbon, bauxite

Tableau I.1: Champ d'application des appareils de concassage[14].

II.2 LES APPAREILS DE CONCASSAGE

II.2.1 CONCASSEUR A MACHOIRES (FIG I.1)

Il est constitué par deux mâchoires disposés face à face en forme de V, dont l'une est fixe et l'autre mobile. Le rapprochement de la mâchoire mobile provoque par compression, l'éclatement des gros blocs.

Il existe deux types principaux d'appareils:

- Concasseur à mâchoires à simple bille.
- Concasseur à mâchoires à double bille.

II.2.2 CONCASSEUR GIRATOIRE (FIG I.2)

Dans ces appareils, les matières à concasser sont réduites par écrasement entre une paroi circulaire fixe et un corps tronconique, monté sur un arbre vertical, mû à sa base par excentrique. Suivant que l'arbre vertical décrit un cône ou un cylindre, l'appareil est un concasseur à giration conique ou à giration cylindrique.

Les concasseurs giratoires sont utilisés dans l'industrie minière comme

- Concasseur giratoire primaire.
- Concasseur giratoire secondaire.

II.2.3 CONCASSEUR A CYLINDRES (FIG I.3)

Il est formé de deux cylindres, montés sur deux arbres horizontaux tournant en sens inverse. les cylindres peuvent-être revêtus d'une chemise lisse en acier très dur ; ils peuvent-être cannelés, dentés ou étoilés.

Pour des cylindres lisses, il existe une relation entre le diamètre D des cylindres et la dimension d des particules.

pour des matériaux durs , il convient de respecter les conditions suivantes:

- $D > 22d$ pour un rapport de réduction 1/2 et 3/1
- $D > 26d$ pour un rapport de réduction 4/1

II.2.4 CONCASSEUR A PERCUSSION (OPERENT PAR CHOC) (FIG I.4)

Dans ce type d'appareils, la fragmentation est obtenue par des chocs violents. il est constitué d'un bâti en plusieurs parties mécano-soudées, garnies, intérieurement de pavés de blindage et reliées entre elles par des verrouillages. A l'intérieur du bâti, un rotor, muni de 2 à 6 battoirs du percuteur encastré, tourne à très grande vitesse.

Il existe deux types principaux d'appareils:

- Concasseur à percussion rigide.
- Concasseur à percussion articules.

II.3 CHOIX DES APPAREILS

Le concassage comprend un enchaînement d'opérations qui délivrent des particules de dimensions inférieures au centimètre. Pour chaque opération, l'appareil correspondant peut être défini à partir des cinq paramètres principaux suivants.

- La capacité d'admission, qui fixe les dimensions des plus gros blocs admissibles.
- Le rapport optimal de réduction.
- La distribution granulométrique des produits à la sortie.
- Le coefficient de forme moyenne des fragments obtenus.
- Le coût de la maintenance.

II.3.1 POUR DES PRODUITS DURS ET ABRASIFS

On utilise donc:

- pour le préconcassage et le concassage primaire: des concasseurs à mâchoires ou des concasseurs giratoires.
- pour le concassage secondaire: des concasseurs à mâchoires ou de préférence des concasseurs giratoires ou à cône-tête standard.
- pour le concassage tertiaire: des concasseurs à cylindres lisses ou cannelés ou, de préférence, des concasseurs giratoires à disques ou des concasseurs à cône-tête courte-courte.
- pour le concassage quaternaire: des concasseurs giratoires à disque (type Gyradisc), des concasseurs à cylindres pour produits fins ou des broyeurs à barres.

II.3.2 POUR DES PRODUITS MOYENNEMENT ABRASIFS

- Les concasseurs à cylindres dentés ou à cylindre unique et mâchoire courbe.
- les concasseurs à percussion à battoirs ou à marteaux.

II.3.3 POUR DES PRODUITS MOUS, ELASTIQUES, FIBREUX OU COLLANTS

On utilise des concasseurs à pointes ou à piques, à cylindres dentés, des trommels concasseurs.

II.4 CALCUL DES CONCASSEURS [4]

Dans l'industrie des mines et carrières, il est nécessaires, pour réduire en dimension le tout-venant, de mettre en oeuvre une cascade d'appareils. Il est bien connu que pour un même débit de matière, la taille des appareils et leurs besoins énergétiques varient avec la nature de la roche, le volume traité, la dureté du matériau et les dimensions des produits.

II.4.1 CONCASSEURS A MACHOIRES

La capacité dépend de la taille des blocs, du débit d'alimentation, des conditions opératoires, des caractéristiques de rupture des matériaux, du type de mâchoires et de la vitesse de rotation de l'arbre.

La relation, de HERSAN, relie la capacité théorique Q (en t/h) à différents paramètres.

$$Q = 30(C^2 + 2SC)NIH\rho K / (A - S)$$

Avec:

A(m): ouverture d'admission.

C(m): course en bas de la mâchoire mobile.

H(m): hauteur de la mâchoire fixe.

N(tr/min): vitesse de l'arbre à excentrique.

S(m): ouverture de décharge en position fermée.

K: coefficient variant de 0.5 à 0.1.

I(m): largeur des mâchoires

$\rho(t/m^3)$: masse volumique apparente du matériau à la sortie du concasseur.

II.4.2 CONCASSEURS GIRATOIRES

On caractérise un concasseur giratoires pour les paramètres suivants:

- L'ouverture d'admission A×B.
- Le diamètre à la base de la tête du concassage ϕ .
- L'ouverture de décharge S.
- Le nombre de tours de l'arbre moteur.
- L'excentricité de l'arbre.
- La puissance.

On détermine la puissance, à partir de la formule de Bond modifiée:

$$W = W_i \left[(100/S)^{0.5} (100/D_A)^{0.5} \right]$$

Avec:

$D_A(\mu m)$: dimension comprise entre 0.5A et 2/3A

S(μm)

W et W_i : en kWh/sht.

II.4.3 CONCASSEURS A CONE

En jouant sur la forme de la cavité de concassage (tête standard, tête courte), on peut utiliser cet appareil comme concasseur secondaire ou tertiaire, avec les conditions suivantes:

- Dimension maximale des produits à l'entrée 25 cm.
- Dimension maximale des produits à la sortie entre 2.5 et 0.3 cm.
- Rapport de réduction compris entre 4 et 6.

II.4.4 CONCASSEUR A PERCUSSION

La quantité de fines du produit croît avec la vitesse de rotation du rotor. Cette quantité dépend de la friabilité du matériau.

Le facteur impact est représenté par l'énergie cinétique E_c de la particule:

$$E_c = mv^2/2$$

Avec:

m: masse de la particule.

v: vitesse périphérique des battoirs ou des marteaux.

Les particules, pour un facteur d'impact donnée, se brisent d'autant plus facilement que leur masse et leurs dimensions initiales sont élevées.

II.4.5 CONCASSEUR A CYLINDRES

Le rapport de réduction d'un concasseur à cylindres est très faible; en circuit ouvert, il est compris entre 1.5 et 2; pour des valeurs supérieures, il est nécessaire de fonctionner en circuit fermé avec un crible.

Les anglo-saxons proposent la relation suivante:

$$R = (40T + \Phi) / 40T$$

Avec:

R: le rapport de réduction.

T(pouces): l'écartement des cylindres.

Φ (pouces): le diamètre des cylindres.

pour le calcul de T:

$$T = D/F$$

Avec:

D: la dimension du plus gros grain produit sortant.

F: facteur de forme compris entre 1.7 pour les roches isotropes et 2.3 pour les roches anisotropes.

La capacité théorique du concasseur à cylindres est donnée par la formule de Blanc:

$$Q = KVIT\rho/3600$$

Avec:

Q(t/h): capacité théorique.

K: facteur de rendement compris entre 0.2 et 0.35.

T(m): écartement des cylindres.

I(m): largeur des cylindres.

V(m/s): vitesse de rotation des cylindres.

ρ (t/m³): masse volumique du matériau.

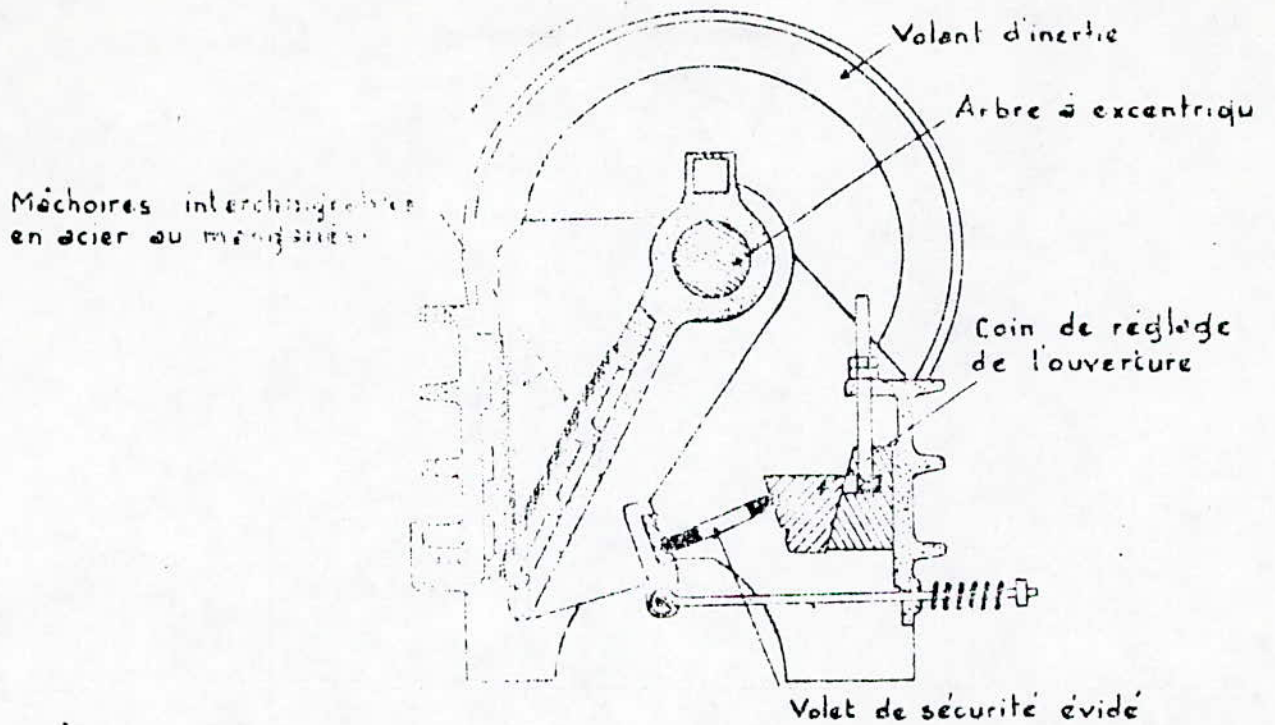


Figure I.1: a - Concasseur à mâchoires à simple effet

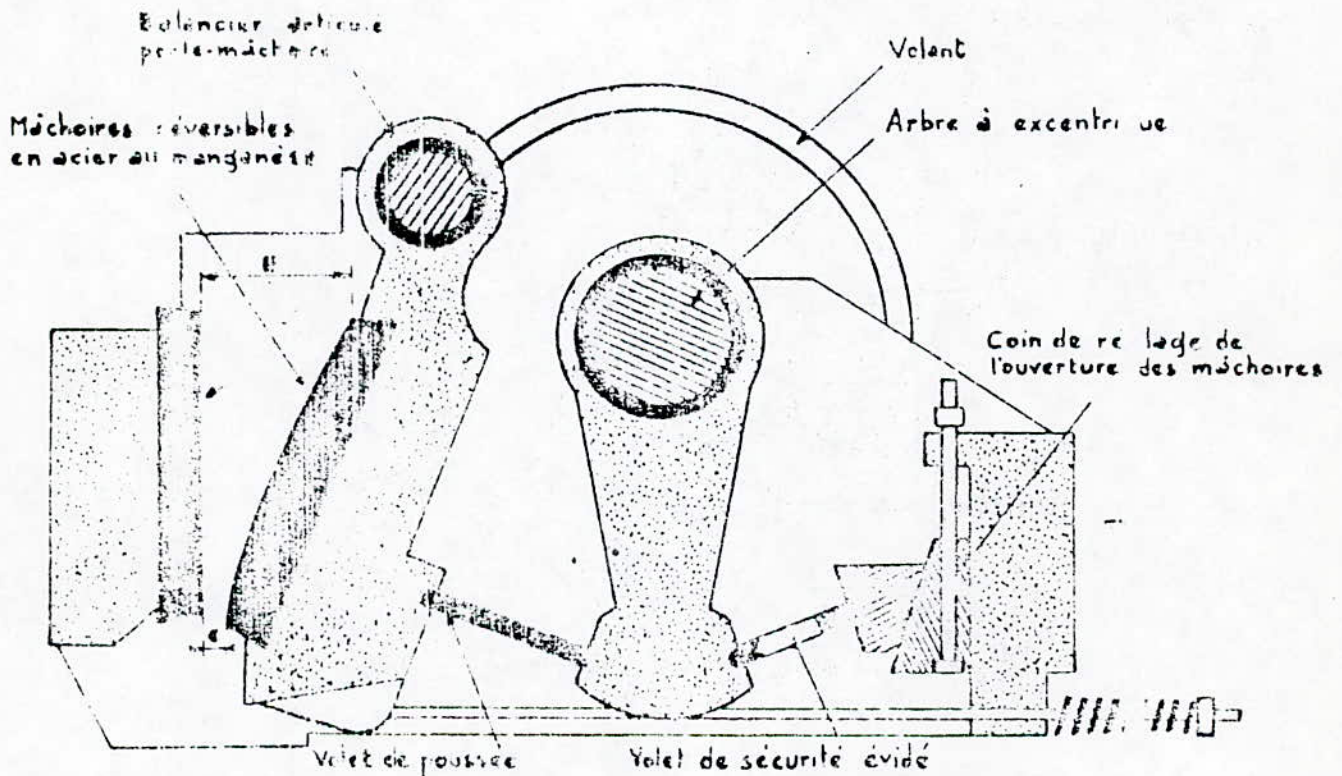


Figure I.1: b - Concasseur à mâchoires à double effet

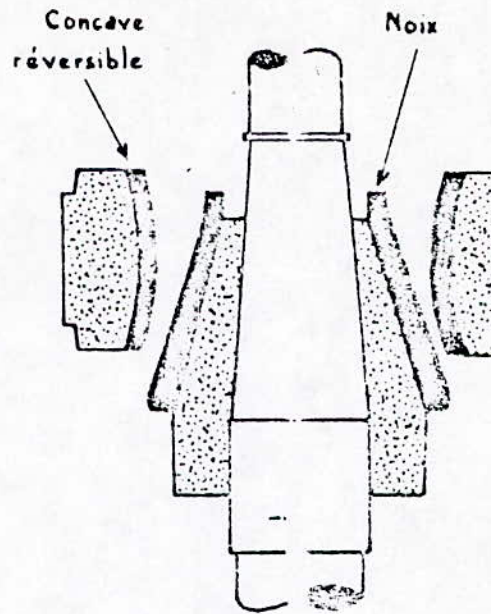


Figure 1.2: a - Concasseur giratoire primaire

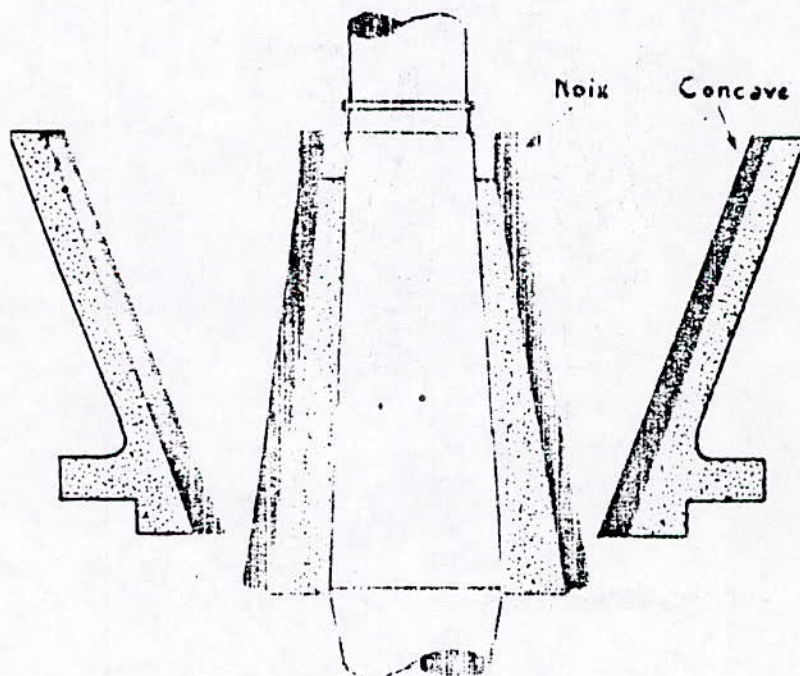


Figure 1.2: b - Concasseur giratoire secondaire

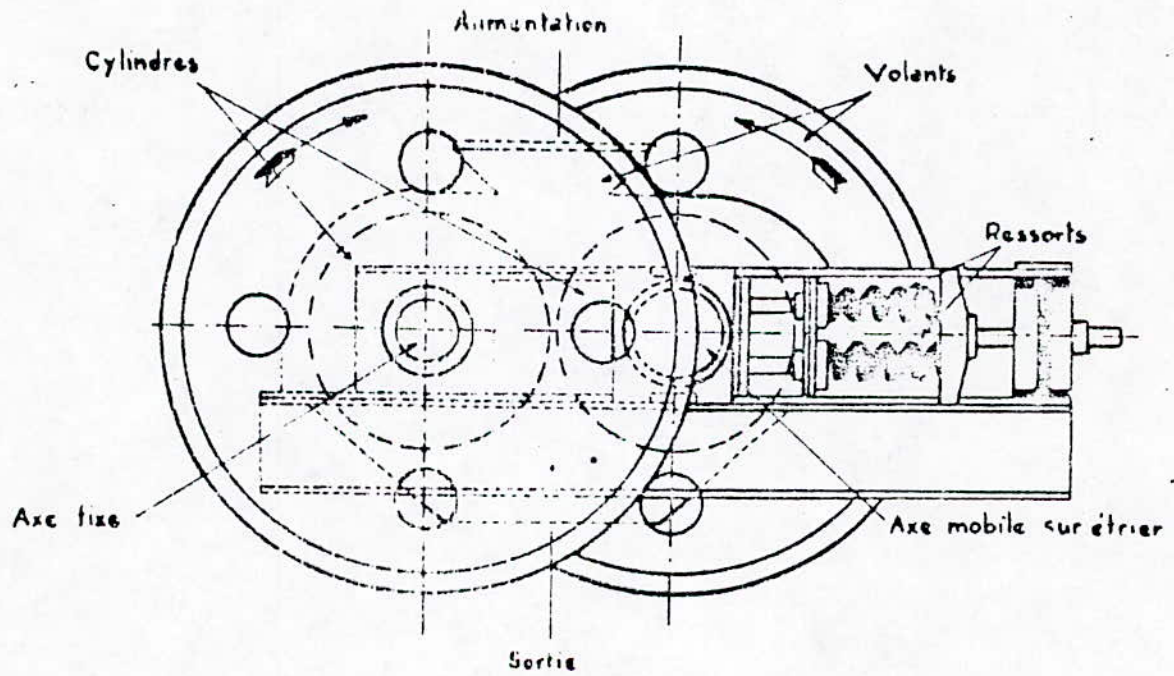


Figure 1.3: Concasseur à cylindres lisses

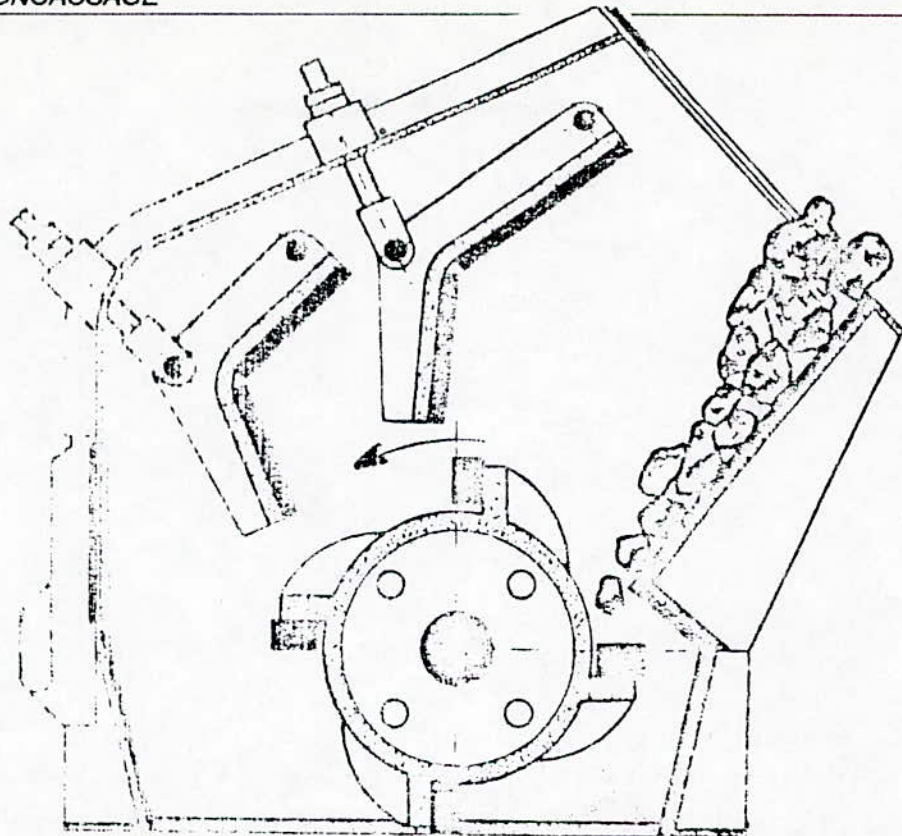


Figure 1.4: a - Concasseur à percuteurs rigides

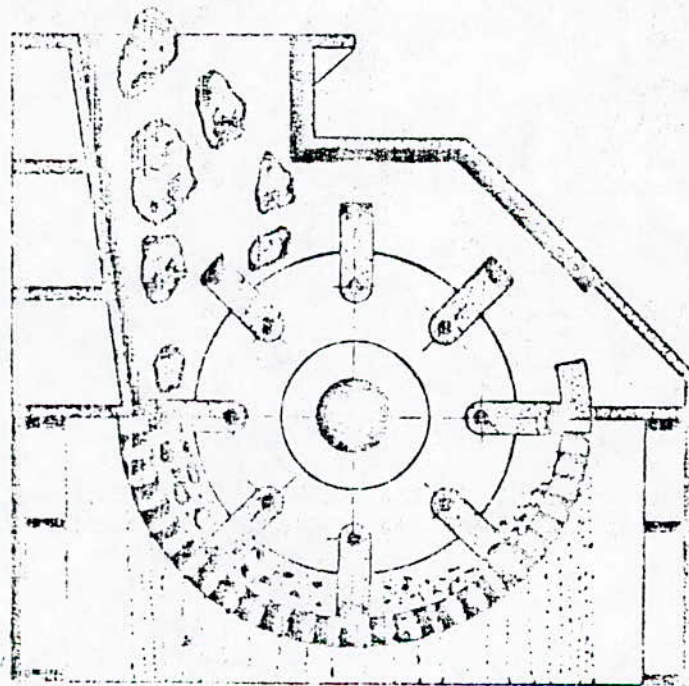


Figure 1.4: b - Concasseur à marteaux articulés

III. BROYAGE

III.1 INTRODUCTION

III.1.1 DEFINITION

Le broyage est un processus de réduction de la matière de l'état granuleux à l'état de poudre, de finesse déterminée à l'aide des forces extérieures, avec un ordre de broyage des produits inférieurs à 5 mm; quand il se fait en voie sèche, l'agent de classification est l'air; et quand il se produit en voie humide, l'agent de classification est l'eau.

III.1.2 OBJECTIFS DU BROYAGE

Dans les usines de traitement des minéraux, le broyage est un procédé industriel, dont l'incidence économique est très lourde, à cause des investissements réalisés, des frais d'entretien, de la consommation de corps broyants et de l'énergie électrique consommée. Il permet donc de réaliser les objectifs suivants:

- Il vise à libérer les minéraux de valeur de la gangue, pour que la séparation des minéraux devienne techniquement et économiquement fiable.
- la création de nouvelles surfaces pour l'adsorption des réactifs chimiques utilisés (flottation).
- l'augmentation de la surface spécifique des particules (pour la lixiviation).

III.2 Choix des appareils

Le choix des appareils du broyage se pratique en fonction de certains critères, qui sont les suivants:

- La finesse, la dureté et l'humidité du produit.
 - La production horaire.
 - La pollution du produit.
 - L'usure et la maintenance de l'équipement.
 - Les coûts d'investissement.
-
- Pour le broyage grossier: On utilise les broyeurs autogènes et semi-autogènes entre le concassage secondaire et le broyage fin.
 - Pour le broyage fin: On utilise les broyeurs à boulets et les broyeurs à barres, et, presque toujours associés à un système de classification.
 - Pour le broyage ultra-fin: généralement, on utilise les broyeurs à boulets.

III.3 LES APPAREILS DE BROYAGE

Parmi les principaux appareils de broyage, généralement utilisés dans l'industrie minière, citons les broyeurs à barres et à boulets.

III.3.1 BROYEURS A BARRES (FIG I.5)

Travaillant en milieu liquide ou sec. Ces broyeurs sont des tambours cylindriques ou cylindro-côniques à axe horizontal, remplis de corps broyants, constitués par des barres cylindriques en acier; ils contiennent une charge broyante, d'environ 40 à 50% du volume intérieur du broyeur. La vitesse de rotation est de 60 à 80% de la vitesse critique, fonctionnant en voie humide, avec une pulpe contenant de 65 à 85% en masse de solides.

III.3.2 BROYEURS A BOULETS (FIG I.6)

Ces broyeurs sont des tambours cylindriques ou cylindro-côniques à axe horizontal, utilisant des corps broyants libres (boulets d'acier), contenant une charge broyante (boulets) d'environ 40 à 50% du volume intérieur du broyeur. La vitesse de rotation est de 60 à 80% de la vitesse critique, utilisée pour le broyage secondaire (fin) et le rebroyage (très fin); travaillant en voie sèche et humide avec une pulpe contenant 65 à 85% en masse des solides.

III.4 CALCUL DES BROYEURS [4]

III.4.1 BROYEURS A BOULETS

- L'énergie (en kWh), nécessaire à l'arbre du moteur pour entraîner l'appareil à vide est calculée par tonne de corps broyant:

$$W_b = 4.879\phi^{0.3}(3.2 - 3V_p)f(1 - 0.1 / 2^{(9-10\phi)}) + Z$$

avec:

$V_p=0.40 - 0.50$: Taux de remplissage du broyeur

$f=0.66 - 0.80$: Fraction de la vitesse critique N_c , à laquelle tourne le broyeur.

Z : est un tenant compte de la taille des boulets

$$Z = 1.102 [(B-12.5\Phi)/50.8]$$

$B(m)$:diamètre des boulets.

- La vitesse critique (tr/mn): $N_c = 42.3\Phi-0.5$.

- L'énergie, nécessaire à la fragmentation du matériau, est déterminée en se basant sur la formule de Bond:

$$W = 10W_i(d_{80}^{-0.5} - D_{80}^{-0.5})$$

avec: D_{80} et d_{80} sont en micromètres

W et W_i sont en (Kwh/Sht).

- La formule de Bond n'est pas valable que dans les conditions spécifiques suivantes:

$f_s = 1.4$ si l'alimentation est issue d'un concassage à circuit ouvert

$f_s = 1.2$ si le concassage est effectuée en circuit fermé.

III.4.2 BROYEUR A BARRES

C'est le même principe de calcul d'un broyeur à boulets, avec:

- l'énergie nécessaire à l'arbre du moteur

$$W_r = 1.752\phi^{1/3}(6.3 - 5.4V_p)f$$

$V_p = 0.35 - 0.45$: taux de remplissage

$f = 0.64 - 0.76$: facteur de vitesse critique N_c .

- l'énergie consommée est calculée par la formule de Bond

$$W = 10W_i(d_{80}^{-0.5} - D_{80}^{-0.5})$$

- la formule de Bond est valable selon les conditions suivantes:

$\Phi = 2.44\text{m}$: diamètre interblindage

voie humide - circuit ouvert

- l'énergie consommée par tonne de minerai corrigée W_c

$$W_c = 1.102W_i f_1 f_2 f_3 f_4 f_5 f_6 f_7 f_8$$

- broyeur à boulets: 2.44m de diamètre interblindage, voie humide circuit fermé. L'énergie consommée par tonne de minerai corrigée W_c en KWh/t est:

$$W_c = 1.102W_i f_1 f_2 f_3 f_4 f_5 f_6 f_7 f_8$$

f_1 : Facteur intervient pour le broyage à sec; $f_1 = 1.3$

f_2 : Facteur intervient pour le broyeur, travaillant en circuit ouvert

f_3 : Efficacité

$$f_3 = (2.44 / \phi)^{0.2}$$

f_4 : Facteur intervient pour une alimentation, de granulométrie supérieure à la granulométrie optimale.

$$f_4 = [R + (W_i - 7)(D - D_0) / D_0]$$

avec: D dimension de l'alimentation

D_0 dimension optimale.

$$D_0 = 9400(13 / W_i)^{0.5}$$

f_5 : Le facteur de finesse est valable pour le broyage fin, lorsque la dimension d_{80} est inférieure à $75\mu\text{m}$.

$$f_5 = (d_{80} + 10.3) / 1.145d_{80}$$

f_6 : Facteur de réduction qui doit être appliqué à chaque fois que W_i est supérieure à 7KWh/Sht

f_7 : facteur intervient pour des rapports de réduction inférieurs à 6

$$f_7 = [2(R - 1.35) + 0.26] / 2(R - 1.35)$$

III.4.3 BROYEURS AUTOGENES ET SEMI-AUTOGENES

La puissance installée du moteur du broyeur autogène, travaillant en voie humide, est donnée par la relation:

$$P_I = 1.10P_T(L_I / L_T)(\phi_I / \phi_T)^{2.56}$$

avec:

P_I : puissance installée du broyeur.

P_T : puissance nette consommée (égale à la différence entre la puissance nécessaire pour faire tourner le broyeur à vide et la puissance totale consommée en cours de broyage)

Φ_T et L_I : diamètre de longueur interblindage du broyeur industriel

Φ_T et L_I : diamètre et longueur interblindage du broyeur d'essai

- Dans le cas du broyage autogène à sec

$$P_I = 0.000174 \rho \phi_I^{2.8} L_I$$

avec:

P_I : puissance installée du broyeur (KW).

Φ_I et L_I : diamètre et longueur interblindage du broyeur en (pieds).

ρ : masse volumique du produit

La relation entre le diamètre et la longueur

$$L_I = K \phi_I^{2.3}$$

avec $K = \text{constante} = 0.63$

III.4.4 DETERMINATION DE LA TAILLE DES BARRES ET DES BOULETS

Pour les barres

$$B_r = 0.16 D_{80}^{0.75} [W_i \rho / 100 (3.281)^{0.5}]^{0.5}$$

Pour les boulets

$$B_b = 25.4 (D_{80} / K)^{0.5} [W_i \rho / 100 f (3.281 \phi)^{0.5}]^{0.5}$$

B_r et B_b en (mm)

avec

f: fraction de la vitesse critique

ρ (g/cm³): masse volumique du corps broyant

K: facteur égal à

- 350 pour un broyeur à décharge par débordement, travaillant à voie humide.
- 330 pour un broyeur à décharge par diaphragme, travaillant à voie humide.
- 335 pour un broyeur à décharge par diaphragme, travaillant à sec.

Exemple de calcul de la taille

Si la taille déterminée par la relation (1) est de 100 mm ($B_r = 100$ mm), on choisit une charge broyante, composée de

- 20 % de barres de 100 mm
- 27 % de barres de 90 mm
- 21 % de barres de 75 mm

- 15 % de barres de 65 mm
- 17 % de barres de 50 mm

B(mm)	125	115	100	90	75	65	50	40	
-------	-----	-----	-----	----	----	----	----	----	--

Barres

125	18								
115	22	20							
100	19	23	20						
90	14	20	27	20					
75	11	15	21	33	31				
65	7	10	15	21	39	34			
50	9	12	17	26	30	66			
Total	100	100	100	100	100	100			

Boulets

115		23.0							
100		31.0	23.0						
90		18.0	34.0	24.0					
75		15.0	21.0	38.0	31.0				
65		7.0	12.0	20.5	39.0	34.0			
50		3.8	6.5	11.5	19.0	43.0	40	0	
40		1.7	2.5	4.5	8.0	17.0	45.0	51.0	
25		0.5	1.0	1.5	3.0	6.0	6.0	15.0	49.0

B diamètre des barres (B_r) ou des boulets (B_b)

Tableau I.2: Composition en pourcentage massique, de la charge broyante des broyeurs à boulet et à barres

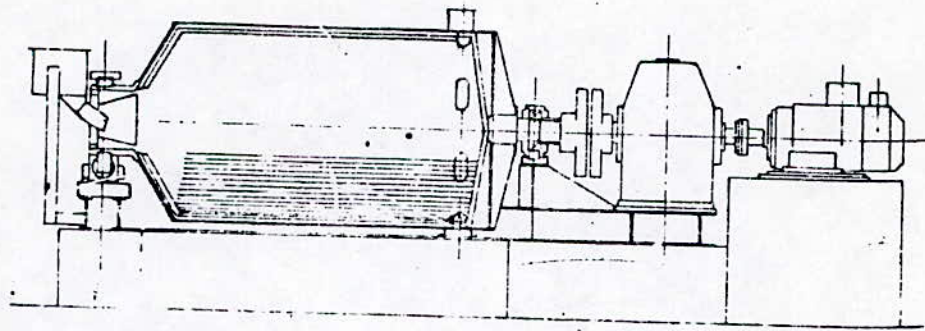


Figure 1.5: *Broyeur à barres*

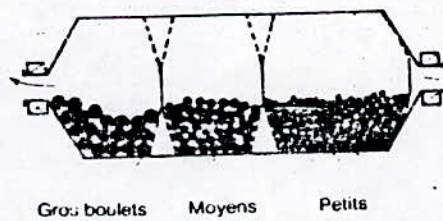


Figure 1.6: *Broyeur à boulets*

IV. ESTIMATION DES COÛTS D'INVESTISSEMENT ET DE FONCTIONNEMENT [4]

IV.1 COÛTS D'INVESTISSEMENT

Deux méthodes sont possibles: l'une analytique, faisant le coût de chaque équipement, et, l'autre, comparative globale, basée sur le coût d'un atelier existant, de capacité connue.

IV.1.1 METHODE ANALYTIQUE

C'est une méthode anglo-saxonne très générale, applicable à tous les traitements industriels.

Le coût d'investissement est calculé selon la formule suivante:

$$C = \sum_{i=1}^p f_i C_i$$

Avec:

C_i : coût de équipement i

p : nombre d'équipement de l'atelier

f_i : facteur = $f_i = 3.20$

IV.1.2 METHODE COMPARATIVE

Fait intervenir le facteur d'échelle n : si C_1 est l'investissement connu d'un atelier 1, de capacité Q_1 . Le coût d'investissement inconnu C_2 du nouvel atelier 2, de capacité Q_2 , est donnée par la relation

$$C_2 = (\phi_2 / \phi_1)^n C_1$$

avec $n = 0.6 - 0.7$

IV.2 Coûts de fonctionnement

Les coûts de fonctionnement font intervenir les coûts directs, indirects et les coûts fixes. Toutefois, il est nécessaire d'attirer l'attention sur certains points, dans l'évaluation des coûts directs:

- Pour le traitement des minerais, des coûts additionnels doivent-être pris en compte pour le transport des matériaux, lors des reprises de stocks entre les machines.
- Pour les dépenses énergétiques, lorsque l'on ne peut obtenir des évaluations exactes, il est bon de prendre 70% de la puissance installée.
- Pour les coûts des lubrifiants et de la protection, on prend 15% du coût de maintenance.

Le tableau (I.3) suivant donne quelques exemples, adaptés à la fragmentation, englobant l'ensemble des frais de fonctionnement des installations de concentration dans l'industrie minière.

Procédé	Capacité t/j	Poste	Investissement %	Fonctionnement %
Flottation cuivre	5000 à 70000	Concassage		10 à 30
		- primaire	12.5	
		- secondaire et tertiaire	16.5	
		Broyage	34.5	24 à 56
Flottation plomb-zinc	200 à 600	concassage	25	11 à 18
		Broyage	35	20 à 40
	800	Concassage	27	3 à 12
		Broyage	33	12 à 40
	2000	Concassage		12
		Broyage		56
Flottation fluorine	500 à 600	Concassage		7 à 8
		Broyage		30 à 40
Hydrométallur gie uranium	1000 t/an d'uranium	Concassage et broyage	19	20

Tableau 1.2: Part relative des coûts d'investissements et de fonctionnement pour la fragmentation dans l'industrie minière.

V. CRIBLAGE ET CLASSIFICATION PAR DIMENSION DES GRAINS

V.1 CRIBLAGE

V.1.1 GENERALITES

V.1.1.1 Définition

Le criblage est une opération unitaire, qui permet de séparer une population de fragments de matière suivant leurs dimensions en deux (ou plusieurs) parties. Pour cela; on utilise une surface perforée, laissant passer les fragments de dimension inférieure.

V.1.1.2 But du criblage

Le but du criblage peut être variable:

- Séparer les plus gros fragments avant de les retraiter, pour améliorer la fragmentation.
- Inversement, éliminer les fractions les plus fines, qui peuvent être gênantes, ou bien les traiter séparément (agglomération par exemple)
- Préparer des classes granulométriques, en vue de répondre à des exigences commerciales (granulats, charbon).
- Permettre une meilleure efficacité d'un procédé de traitement physique (gravimétrique) ou physico-chimique (flottation), pour un choix judicieux des tranches granulométriques à traiter.

V.1.2 SURFACES CRIBLANTES

V.1.2.1 Types de surfaces [7]

Selon les produits traités, deux types essentiels de surfaces criblantes garnissent les tamis vibrants.

Les premières possèdent trois formes très classiques en acier:

Tôles perforées

Elles sont utilisées pour le criblage des produits lourds et de granulométrie supérieure à 70 mm.

On peut distinguer les:

- tôles planes sans crochets;
- tôles planes avec crochets de tension;
- tôles avec crochets et chapes de renfort;
- tôles pour trommels.

Grilles métalliques

On utilise généralement, pour les granulométries comprises entre 1 et 70 mm, des grilles tissées.

On peut distinguer les grilles suivant leur armure.

- La grille ondulée simple;
- la grille ondulée droite;
- la grille de surface plane;
- la grille ondulée simple à mailles rectangulaires;
- la grille harphy (ou harpe);
- la grille harphy droite;
- la grille anticolmatante.

Remarque: pour les classifications granulométriques, de dimension inférieure à 2 mm, on utilise des grilles à fissures par voie humide exclusivement.

Toiles métalliques

Pour les granulométries, inférieures à 1 mm, on utilise des tissus métalliques généralement en acier inoxydable. Ce sont:

- des toiles à mailles carrées (de 1 mm à 20 μm);
- des toiles à mailles rectangulaires.

Plaques perforées et grilles en Caoutchouc

Leur domaine d'application est orienté vers les coupures techniques (ou de dégrossissage). La forme des trous est variable (oblongs, carrés, ronds)

V.1.2.2 Disposition des ouvertures équivalentes

On peut une dimension équivalente comme étant la dimension d'ouverture d'une surface de référence, donnant une coupure équivalente à celle de la surface réelle. Un rapport d'équivalence (Dimension équivalente/Dimension réelle) peut être adopté:

Type d'ouverture	Dimension équivalente (eq)
- Trou carre a plat	- Coté eq=1x Cote réel
- Trou carre pente 30°	- Coté eq=1.25x cote réel
- Trou rond a plat	- Diamètre eq=1.25x Diamètre réel
- Trou rond pente 30°	- Diamètre eq=1.5x Diamètre réel
- Fentes parallèles au sens du produit sur crible plat	- Ecartement eq=0.65x Ecartement réel
- Fentes verticales au sens du produit sur crible pente moyenne 45°	- Ecartement eq=2x Ecartement réel

Tableau I.3: Dimension équivalente de surfaces criblantes [7]

Remarque: Les rapports d'équivalence ne sont qu'indicatifs, car ils peuvent varier avec les paramètres de fonctionnement (amplitude et fréquence des vibrations, matériaux, composition granulométriques, etc...)

V.1.2.3 Choix des surfaces

Le choix des surfaces des cribles est lié aux caractéristiques des surfaces utilisables:

- Solidité: (indéformabilité, résistance à l'usure et aux ruptures de fatigue);
- La régularité des ouvertures;
- Le pourcentage de vide;
- La résistance au colmatage;
- La résistance aux obstructions par goujonnage.

Remarque: L'emploi de surfaces en matière plus ou moins élastique (Plastique ou Caoutchouc) a permis d'améliorer considérablement la résistance à l'abrasion, au colmatage et au goujonnage.

V.1.3 PARAMETRES DU CRIBLAGE

V.1.3.1 Stratification

Du fait de la vibration de la surface criblante, le lit de matériau se comporte plus ou moins comme un lit fluidisé; les particules les plus grosses se trouvent dans la partie la plus haute, tandis que les plus fines passent à travers les interstices et se concentrent dans la partie la plus basse du lit. Ce phénomène de différenciation se nomme "Stratification".

V.1.3.2 Capacité d'un crible

Dans tous les cas, il faut considérer séparément pour chaque type de crible:

- Sa capacité de transport: débit total admissible sur la surface criblante.
- Sa capacité de passage: débit possible de traversée de la surface criblante, elle même fonction, d'une part de la nature de la surface criblante, d'autre part de la nature du mouvement du crible. La capacité du criblage est en fait un compromis entre les deux capacités précédentes. Les facteurs qui affectent cette capacité, indépendamment des paramètres liés au crible, sont:
- le pourcentage de passants.
- le pourcentage de grains difficiles(fraction critique); plus il est élevé, moins la séparation est efficace.
- le pourcentage en eau: l'humidité agit sur la viscosité et sur la tendance des fines à colmater en adhérant autour des fils.
- la forme des grains.

Mode de calcul d'un crible:par voie sèche: $C = 1 S M$ par voie humide: $C = 1.5 S M$

avec:

 $C(t/h)$: capacité du crible; $M(mm)$: ouverture de la maille; $S(m^2)$: surface criblante.**V.1.3.3 Efficacité du criblage [7]****Efficacité, rendement et sélectivité**

Leur appréciations peuvent se faire de diverses façons:

- Les couples granulométriques des passants et des refus (détermination de la maille de coupure, qui est toujours inférieure à la maille du crible).

- Efficacité E ou rendement de passage R_1 .

Le pourcentage de tamisât effectif T' par rapport au total tamisable T :

$$E = R_1 = 100T'/T$$

Il s'exprime, pour le criblage, par la relation:

$$E = R_1 = 100[100(a-r)/a(100-r)]$$

ou a et r : sont respectivement les pourcentages des masses des grains de dimensions inférieure à la masse de coupure dans l'alimentation et dans le refus.

- Cette efficacité peut être calculée dans le domaine de la zone critique (0.70 M à 1.5 M , M étant la maille du crible)

- Industriellement, l'efficacité d'un crible varie de 75% à 95%, et de 60% à 90% en zone critique.

- Rendement d'épuration des refus: $R_2 = 100 - r$.

- Rendement organique en fines V_f : $V_f = 100(a-r)/(p-r) = 100(a-r)/(100-r)$.

Courbe de partage

C'est la courbe qui rend compte de la variation du degré de partage, en fonction de la grosseur du grain; plus la pente de cette courbe se rapproche de la verticale, meilleur est le résultat.

Maille effective de coupure (ou D_{50})

C'est la dimension pour laquelle les grains se séparent de façon égale entre le passant et le refus. Ces grains peuvent aussi bien aller dans le passant que dans le refus.

Coefficient d'imperfection (I)

C'est le rapport de l'écart probable moyen (e_{pm} = demi-différence entre les abscisses des points d'ordonnées 75 et 25 de la courbe de partage sur la maille théorique de coupure D_{50}

$$I = \frac{D_{75} - D_{25}}{2D_{50}}$$

Plus l'imperfection est faible, meilleure est la coupure. Si $D_{75}=D_{25}$ alors $I=0$, la courbe de partage est alors une droite verticale, représentant une classification parfaite.

V.1.4 PRINCIPAUX TYPES D'APPAREILS

De toutes les opérations unitaires de traitement des minerais, le criblage est la plus universelle; les applications de répartition, à partir du tri de très gros blocs (scalpage) jusqu'à la classification des plus fines (40 ou 50 μm) se pratiquent au niveau des Les principaux appareillages, à savoir:

V.1.4.1 Grilles et cribles statiques**Grilles planes inclinées**

Cet équipement permet de classer sans problème majeur et sans énergie, les matériaux présentant une marge granulométrique de 100 à 1000mm, le criblage s'effectue par gravitation.

Grilles plane à barreaux transversaux

Ce sont des grilles formées par un assemblage de barreaux parallèles, placés perpendiculairement à l'écoulement des produits normalement supérieur ou égale à 45° .

Grilles courbes

Ce sont des grilles concaves, composées de barreaux transversaux, encastées dans une boîte munie d'une alimentation à la partie supérieure et de deux sorties pour le refus et pour le passant. Ces grilles sont utilisées, par exemple dans la séparation gravimétrique.

V.1.4.2 Trommels, cribles rotatifs et blutoirs

Ces trois types de cribles sont constitués d'une surface cylindrique ou cônica, tamisante en toile ou en tôle perforée, montée autour d'un arbre ou d'un rouleau d'entraînement.

V.1.4.3 Cribles vibrants

Ces appareils sont les plus répandus. Ils sont équipés d'une à quatre surfaces criblantes. Ils sont utilisés dans des domaines très variés en granulométrie (0.3 à 120 mm), en débit (de quelque tonnes à plusieurs centaines de tonnes par heure pour les grands agrégats).

Suivant la nature des vibrations, on peut distinguer les cribles suivants:

- Crible vibrant simple;
- Crible oscillant;
- Crible à secousses;
- Cribles bananes.

V.1.4.4 Cribles circulaires ou (gyrocribles)

Ils sont surtout utilisés pour le tamisage fins (en général inférieur à 1 ou 2 mm) avec diverses mises en rotation.

V.1.5 CRITERES DE CHOIX D'UN CRIBLE

V.1.5.1 Constructeur

Le choix d'un crible se fait selon l'aptitude du constructeur à:

- fournir les types de cribles adaptés à tout problème;
- fournir la taille requise;
- adapter le modèle pour le client;
- faire profiter le client de son habileté et de son savoir-faire pour le choix du modèle envisagé;
- fabriquer des cribles de résistance intéressante pour minimiser les coûts de maintenance et maximiser la durée de vie et les performances;
- fournir des pièces de rechange, en cas de besoin.

V.1.5.2 Fonction criblage

Le choix doit également prendre en compte la précision de coupure désirée, les coûts dus à l'usure, les dimensions de coupure, la taille maximale des fragments alimentés, les modes de fixation sur le crible.

V.1.5.3 Installation

La surface au sol disponible peut alors être un paramètre critique pour le choix. Dans d'autres cas, ce peut être la hauteur disponible qui peut influencer sur la décision.

V.1.5.4 Coûts d'achat et d'entretien

En général, plus le crible est simple, plus l'investissement est faible. Le prix augmente normalement avec la complexité de l'appareil.

V.1.5.5 Matériaux traités

Les analyses scientifiques des matériaux traités peuvent fournir des données intéressantes. D'autres facteurs sont cependant à considérer pour posséder l'ensemble des paramètres nécessaires à une bonne connaissance de l'alimentation, et en particulier, aux analyses minéralogique et semi-quantitative.

V.1.5.6 Performances imposées

La détermination des performances est intimement liée au processus du choix du type de crible et du dimensionnement. Le concepteur doit être capable de déterminer, par simulation, si le modèle choisi est capable d'atteindre ou de surpasser ses performances.

V.1.5.7 Choix du crible

Les principaux paramètres, intervenants dans le choix du crible sont:

- Le type de crible et de mouvement;
- La pente, la vitesse et la longueur du crible;
- le type de surface criblante, les dimensions des ouvertures et le taux de vide.

La société ALLIS propose un organigramme qui permet de déterminer le choix du crible. Un calculateur utilise les données de base pour déterminer:

- La quantité des égares fins dans le refus, par rapport à la taille de l'ouverture.
- La maille correspondante à 95% de passants (D_{95}).

Ces deux valeurs permettent de déterminer les courbes de distribution granulométrique.

En conclusion, le programme indique la taille du crible choisi.

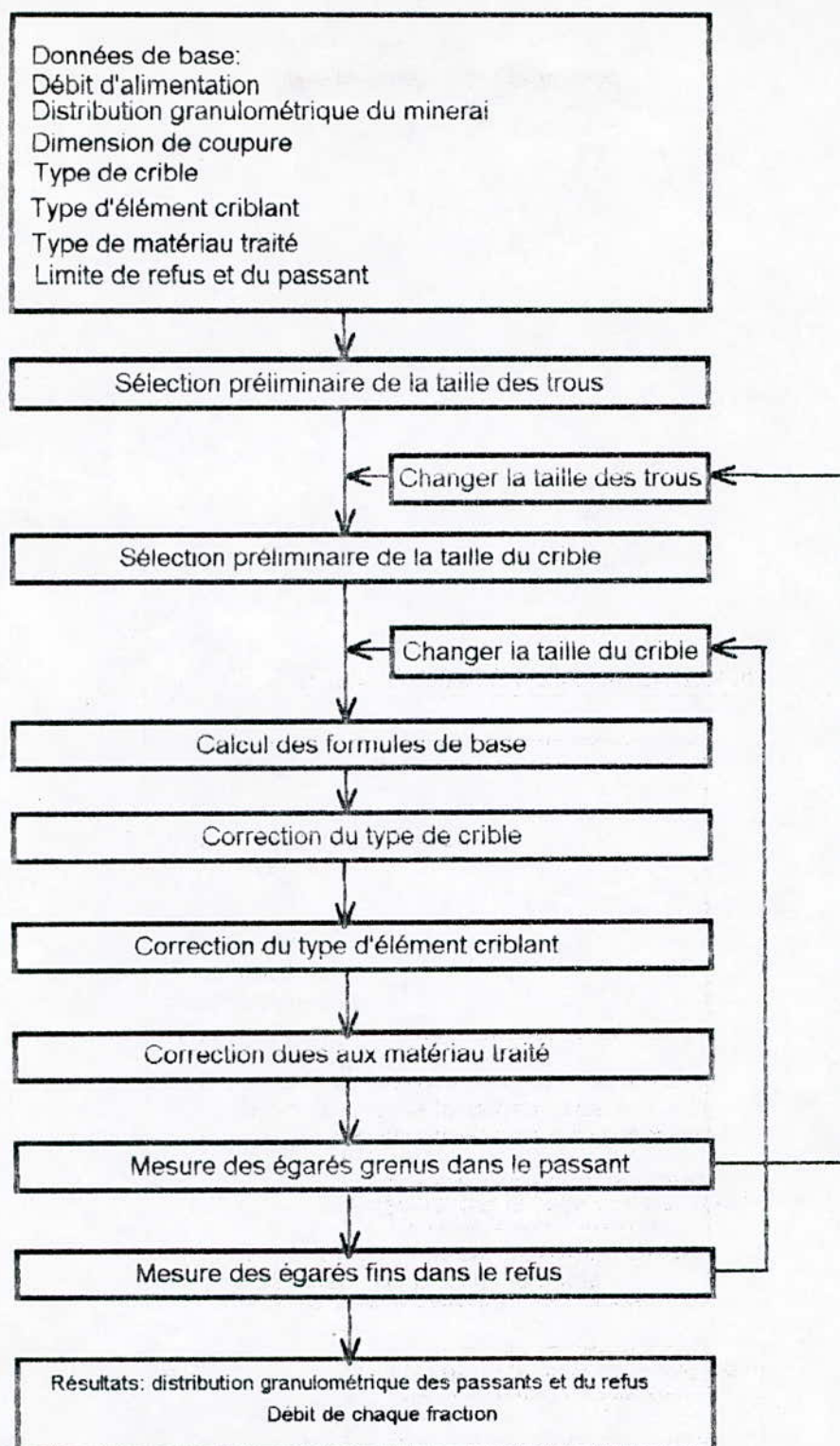


Figure 1.7: Programme indiquant la taille du crible choisi [7]

V.1.6 APPROCHE SIMPLIFIEE DE CALCUL D'UN CRIBLE

la formule de base est la suivante:

$$S = C_t / [C_u K_f]$$

S: La surface du crible nécessaire (m²)

C_t: Débit de matériau traversant le crible (ou capacité de traversée) (t/hm²)

C_u: Débit de matériau traversant une unité de surface (capacité unité) (t/hm²)

K_f: Facteur correctif global.

La prévision de la valeur de la surface est obtenue en première approximation par la formule suivante:

$$S = \frac{A - R}{C_u F_r F_e F_s F_t F_h} \quad (I)$$

Avec: A: Débit d'alimentation.

R: Débit de refus

où les coefficients F, variant en fonction de divers paramètres, sont exprimés dans les tableaux 1 à 6 indiqués en (Annexe 1).

Exemple de calcul

On cherche à déterminer la surface d'un crible à deux étages avec les hypothèses de base suivantes:

- criblage par voie humide d'un minéral concassé de débit à 80 t/h;
- ouverture de la maille carrée de la surface supérieure égale à 25.4 mm, celle de la toile inférieure à 6.4 mm;
- 20% de refus à 25.4 mm; fraction inférieure à la demi-maille (12.7 mm) de 40%, pourcentage de produits inférieurs à 6.4 mm de 15%, dont 10% inférieurs à 3.2 mm;
- refus à 25.4 mm reconcassé et recyclé sur le crible, constituant la charge de 80 t/h;
- taux d'efficacité demandé de 96%.

La surface supérieure du crible (maille de 25.4mm), en appliquant la formule (I) et les valeurs des tableaux 2 à 6 (voir annexe 4); est:

$$S = \frac{80}{20.7 \times 1.01 \times 0.95 \times 1.0 \times 1.10 \times 1.00} = 3.66 \text{ m}^2$$

pour la surface inférieure (maille de 6.4 mm), les calculs indiquent:

$$S = \frac{80 - 68}{8.6 \times 0.64 \times 0.95 \times 0.55 \times 2.25 \times 0.90} = 2.06 \text{ m}^2$$

V.1.7 COUT DU CRIBLAGE [7]

V.1.7.1 Coûts d'investissement

Le coût d'investissement est celui nécessaire à l'acquisition et à l'installation de l'ensemble d'une unité de traitement.

Il comprend les éléments suivants:

- Achats matériels;
- Transport du matériel;
- Frais d'installation;
- Main d'oeuvre.

D'une manière générale, pour une installation donnée, les équations prévisionnelles sont du type quadratique:

$$Y=a+bX+cX^2$$

avec Y: Coûts d'investissement en milliers de ronds*

X: Taille

a,b,c: Constantes (voir [7]).

V.1.7.2 Coûts opératoires

Le coût inclut l'emploi du trommel, des cribles vibrants, d'arroseurs et de pompes.

Le coût total correspond à la somme des trois coûts suivants:

- Coût de la main d'oeuvre Y_{mo} (71% de travail direct et 29% de maintenance)
- Coût de l'énergie électrique Y_e .
- Coût de fonctionnement des installations et des fournitures diverses (Pièces) Y_f (Consommables).

V.2 CLASSIFICATION

V.2.1 INTRODUCTION

La classification est une méthode de séparation d'un mélange de minéraux en deux ou plusieurs produits, sur la base de la vilasité (vitesse) avec laquelle les grains tombent à travers un milieu fluide.

Dans un processus minéralogique, il s'agit généralement d'eau, et la classification humide est appliquée aux particules minérales considérées comme très fines, pour être séparées efficacement par criblage.

Puisque la vitesse des particules, dans un milieu liquide, dépend non seulement de la dimension, mais aussi de la gravité spécifique et de la forme des particules, les principes de

* Unité monétaire d'Afrique du Sud: 1 rond \approx 2F (en 1992).

classification sont importants dans la séparation des minéraux à l'aide de concentrateurs gravimétriques.

V.2.2 PRINCIPE DE LA CLASSIFICATION [10]

Dans un milieu visqueux, comme l'eau, il y a une résistance au mouvement et sa valeur augmente avec la vitesse.

L'accélération des particules dans un fluide diminue rapidement et la vitesse limite est rapidement atteinte.

Les classificateurs représentent essentiellement une colonne de sortie (de séparation), dans laquelle le fluide remonte à une cadence uniforme (figure).

Les particules introduites dans la colonne émergent d'après leur vitesse limite plus grande ou plus petite que la vitesse du fluide.

Dans ce cas la colonne sépare l'alimentation en deux particules:

- La surverse (overflow): a trait aux particules ayant une vitesse limite inférieure à la vitesse du fluide.
- La sousverse (underflow): a trait aux particules ayant une vitesse supérieure à la vitesse du fluide.

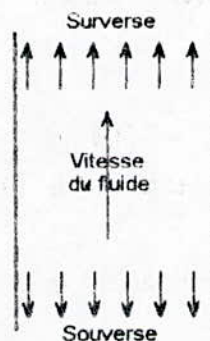


Figure 1.8: Principe d'une colonne de séparation

V.2.3 MODES DE LA CLASSIFICATION

V.2.3.1 Séparation libre

La séparation dans un fluide est dite "libre", quand les grains en mouvement ne rencontrent pas d'obstacles de la part d'autres grains. On considère que cette condition est remplie, quand le pourcentage des solides par poids est inférieur à 15%.

V.2.3.2 Séparation entravée (gênée)

La séparation dans un fluide est dite "gênée", quand les grains rencontrent des obstacles de la part d'autres grains. On considère que cette condition est remplie quand la proportion des solides augmente, ce qui explique que la vitesse de chute diminue.

V.2.4 CLASSIFICATEURS

Les classificateurs utilisés dans la préparation des minerais travaillent soit dans l'eau, soit à l'air, et suivant le fluide utilisé et les forces mises en jeu, on peut les classer de la manière suivante:

- Classificateurs hydrauliques: Utilisant la pesanteur (Cônes, Hydroséparateurs, Caisses pointues, Classificateurs mécanique).
- Classificateurs centrifuges: Utilisant la force centrifuge (Hydrocyclones, Centrifugeuses).
- Classificateurs pneumatiques: (Cyclones, Séparateurs centrifuges, Dépoussiéreurs).

SECTION II

PARTIE EXPERIMENTALE

I. IDENTIFICATION DU MINERAI ET DU GISEMENT

I.1 ASPECT GEOLOGIQUE

I.1.1 INTRODUCTION

Après l'indépendance, une intense et systématique reconnaissance du Hoggar, a été conduite pour le compte de la SONAREM.

Ces travaux ont permis de découvrir au moins deux types de minéralisations.

- 1- minéralisations liées aux roches magmatiques.
- 2- minéralisations liées aux roches sédimentaires.

Dans le premier type de minéralisation, on a pu définir au moins deux districts Uranifères:

- 1- La zone de Timgaouine au Sud et la zone d'Elbema au Nord de la zone de Timgaouine; les travaux de prospection minière ont permis de délimiter au moins, trois gisements d'importance économique: il s'agit de Timgaouine-centre, Abankor et Tinef: les études géologiques indiquent la présence de granites intrusifs-alcalins à mica abondant et minéralisation en Uranium.
- 2- Le deuxième type de minéralisation se concentre dans des roches sédimentaires de la base du Paléozoïque, d'où les gisements de Tin-seririne et Tafassasset ont été à encaisser.

I.1.2 SITUATION GEOGRAPHIQUE

Les gisements de Timgaouine et d'Abankor et de Tinef sont localisés à 200 Kilomètres environ de Sud-Ouest de Tamanrasset et à 2000 Kilomètres environ d'Alger. Selon que les gisements de Tin-seririne et Tafassasset se localisent à 400 - 500 Kilomètres au Sud-Est de Tamanrasset.

I.1.3 GEOLOGIE REGIONALE

L'Afrique est subdivisée en plusieurs cratons séparés par des zones mobiles; parmi ces zones, on a la zone panafricaine dite "pharusienne", qui se trouve entre le craton ouest-Africain et le bouclier Touareg, dont fait partie le Hoggar. Ce dernier est subdivisé en trois domaines différents:

- 1- Hoggar Occidental ou chaîne pharusienne.
- 2- Hoggar Central polycyclique.
- 3- Hoggar Oriental ou chaîne Tiririnienne.

Le Hoggar Occidental est limité à l'ouest par le craton Ouest Africain et à l'Est par l'occident majeur 4°50'. Ce domaine est subdivisé en deux rameaux; Occidental et Oriental, séparés par le môle d'In Ouzzal.

Le rameau Oriental ou Fossé Pharusien comprend principalement des formations métasédimentaire et méta-volcaniques épizonales, associées à un grand volume de roches magmatiques. Ce magmatisme de ce rameau est très varié, avec la mise en place de nombreux batholites de granitoïdes. Certains de ces batholites ont été datés respectivement à 879, 840 M.A. et 630 M.A. dans la région de Tintekadeouit et Taklet et d'autres dans la région de Timgaouine - Silet. Cependant les granites tardifs évolués de cette région, ont favorisé une concentration de minéralisation d'Uranium, en constituant quelques indices et gisements.

I.1.4 GEOLOGIE LOCALE

Notre zone d'étude se localise dans le rameau Oriental, qui comprend principalement les formations suivantes:

I.1.4.1 Le Socle Éburnéen (PR1)

Le Socle Éburnéen est représenté par des gneiss remobilisés sous les formations à faciès amphibolites. Cependant il n'a été caractérisé que dans la zone de Timgaouine; dans cette zone, il forme le soubassement de la série carbonatée à stramatolites.

I.1.4.2 La série du Pharusien I (PR3)

Elle est composée d'une alternance de quartzites de métapélites alumineux et de marbres à stramatolites, associés à des sills de roches basiques et ultrabasiques.

I.1.4.3 La série du Pharusien II (EC_{inf})

Elle repose en discordance sur le Pharusien I par l'intermédiaire de conglomérats de base polygéniques, de grauwackes, des arkose de pelites et des andhésites.

I.1.4.4 La série intermédiaire (EC_{sup})

Il existe dans cette région de nombreux lambeaux de formations détritiques à caractère molassique, de couleur pourpre, qui sont attribués aux formations de la série pourprée composée de conglomérats, d'arkoses, de grès et de poudings.

I.1.5 MINERALISATION

I.1.5.1 Minéralisation liée aux roches magmatiques

La minéralisation uranifère économique forme les gisements suivants

Timgaouine centre

La minéralisation est localisée soit dans des filons d'orientation N10°-15°E avec un pendage de 60° environ vers l'Ouest, soit dans des stockwerks avec des fractures d'orientation N40°-50°W.

L'analyse des échantillons minéralisés a montré la présence de pechblende accompagnées de gummites, de minéraux secondaires oxydés (Torbernite autunite) et des sulfures de Mo, Ni, Co, Cu, Zn et Pb, le tout est enserré en filons et filonnets dans une gangue de quartz rouge et blanche accompagnée de barytine et fluorure violette.

Abankor

La minéralisation, de type filonien et stockwerk, est localisée dans des failles d'orientations N10°E et des fractures N40°-50°E.

Cette minéralisation se compose en grande partie de minéraux secondaires d'uranium tels que la torbernite et l'autunite; la teneur moyenne du minerai est sensiblement plus forte à Abankor qu'à Timgaouine.

Tinef

La minéralisation est du type stockwerk complexe, liée à la différenciation alcaline du batholite à Timgaouine, en donnant à des granites deux de micas.

La métasomatose classique et la présence de nombreux carbonates dans la roche encaissante indiquent l'apport d'une grande quantité d'eau hydrothermale chargée en carbonate.

La teneur moyenne du minerai serait plus basse qu'à Timgaouine et à Abankor.

Minéralisation associée aux granites (Taouririt):

Dans le compartiment NW de la faille principale de 4°50', et plus ou moins parallèle à cette dernière, affleurent des batholites circonscrits de granite tardif dit « Taouririt »; il s'agit de granites calco-alcalins porphyriques à quartz globuleux, plagioclase automorphe, microcline perthitique et biotite en amas.

Le granite calco-alcalin est occupé par un faciès plus alcalin à muscovite associée à ce faciès est accompagné par des filons de pegmatite, microgranite et aplites à cassitérite et wolfram. Des veines de quartz blanc à fluorine violette, barytine et uranium l'ensemble.

1.1.5.2 Les minéralisations associées aux roches sédimentaires:

De nombreux indices ont été décelés dans les formations Paléozoïques, lors du levé radiométrique aéroporté. Parmi ceux-ci, sur le bord Est du bassin de Tin-Mersoi se localise, l'indice de Tahaggart qui est actuellement le plus important. Il s'agit d'une accumulation de minerai d'Uranium phosphaté, encaissé dans les premiers mètres du socle gneissique altéré, sur lequel reposent les roches paléozoïques. La minéralisation se présente en petites lentilles, d'environ 2500 à 5000 mètres carrés, entourés par une grande masse de gneiss.

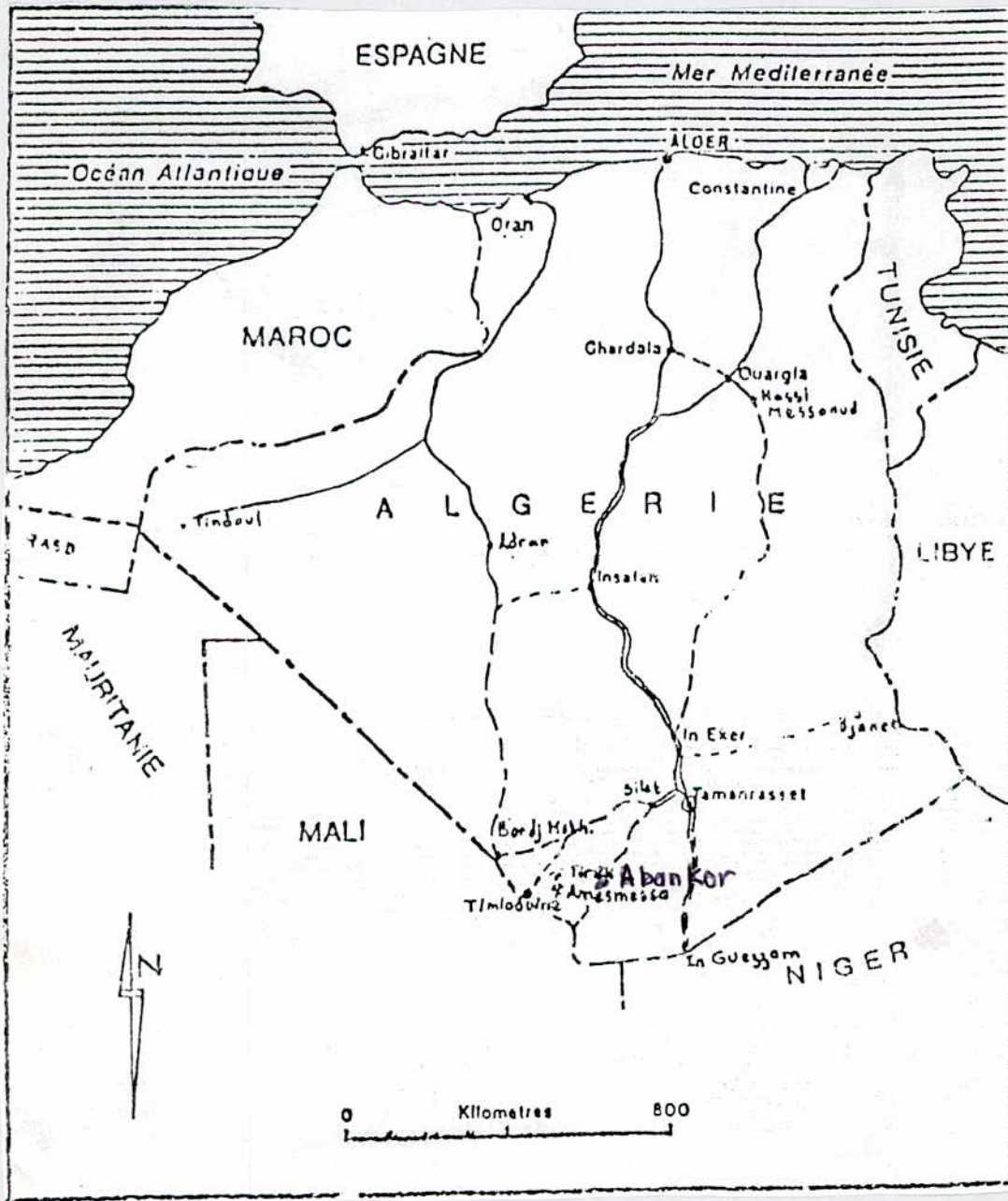


Figure II.1: Situation géographique d'Abankor et Timgaouine

I.2 ECHANTILLONNAGE

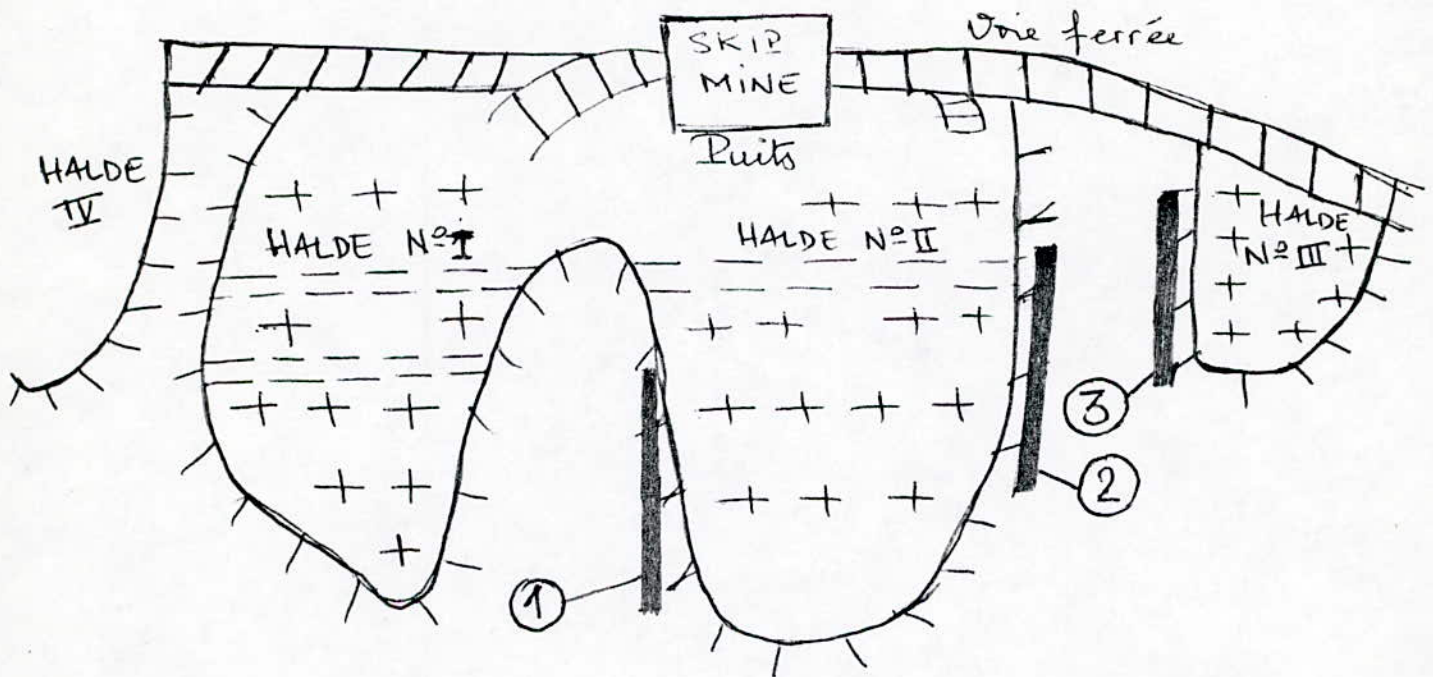
Durant les études réalisées par la SONAREM , des échantillons de minerai ,présentant une minéralisation uranifère, ont fait l'objet de prélèvements au niveau de saignées creusées sur les verses des haldes du gisement d'Abankor. ces prélèvements ont été entrepris Après avoir réalisé une découverture d'une profondeur de 20 à 30 cm. En se référant au plan d'échantillonnage (figureII.2),on distingue trois principales saignées . les lectures scintillométriques réalisées au SPP2 ont permis de faire ressortir la classification radiométrique sur site suivante:

- La saignée (1) présente des variations de 2000 à 6000 cp/s;
- La saignée (2) présente des variations de 5000 à 10000 cp/s;
- La saignée (3) présente des variations de 3000 à 8000 cp/s.

Durant les différents échantillonnages technologiques réalisés dans le cadre des études de valorisation, les différents blocs de minerai minéralisé ont été testés au scintillomètre (SPP2) loin des haldes, pour éviter les phénomènes d'interférence et d'accumulation radiométriques. Ces mesures ont permis de classer radiométriquement les échantillons prélevés.

Les échantillons, traités au niveau du laboratoire de valorisation des minerais du département Génie Minier à l'E.N.P., proviennent d'une échantillonnage technologique réalisé par la division laboratoire de la SONAREM. ces échantillons ont préalablement subi un concassage primaire sur concasseur à mâchoires. Ils proviennent d'un lot d'échantillon, présentant une lecture scintillométrique variant entre 6000 à 8000 cp/s.

Concernant notre étude sur le comportement physico-mécanique du minerai d'Abankor, nous avons prélevé 20 kilogrammes de minerai d'un lot d'échantillon présentant une granulométrie variant de 0 à 40 mm. A l'aide d'un diviseur répartiteur d'échantillon, nous avons en quelque sorte effectué cette prise, afin que nous puissions avoir un matériau aussi homogène et représentatif que possible.



REJETS
Teneur très
faible
400 - 800 cps

TAS N° I
Teneur basse
2000 - 5000 cps

TAS N° II
Teneur moyenne
et riche
10000 - 13000 cps

TAS N° IV
Teneur élevée
13000 - 15000 cps

①, ② et ③ Prélèvements de SONAREM.

Figure II.2: Implantation des tranchées et saignés et lectures scintillométriques

II. ETUDE PRATIQUE DE LA FRAGMENTATION DU MINERAI D'ABANKOR

II.1 DETERMINATION DES PARAMETRES PHYSICO-MECANIKES DU MINERAI

II.1.1 MESURE DE LA DURETE

Ce facteur a été déterminé au niveau du laboratoire géologique du département par la méthode de l'échelle de Mohs D = 6.5 .

II.1.2 CALCUL DE LA POROSITE

On appelle "porosité" d'un granulat ou d'une roche le volume des vides contenu dans l'unité de volume de matière (voir annexe 2).

$$P(\%) = \frac{V_{\text{vide}}}{V_{\text{matières}}} \times 100$$
$$P = 1.51 \%$$

II.1.3 SURFACE SPECIFIQUE

La surface spécifique est calculé par la formule suivante (voir annexe3):

$$Sp = \frac{K\sqrt{t}\sqrt{e^3}}{\rho(1-e)\sqrt{\eta}}$$
$$Sp = 146.84$$

II.1.4 TAUX D'HUMIDITE

Le taux de l'humidité a été déterminé au laboratoire du département Génie Minier (Voir annexe 2)

$$T = 100 \times (M_1 - M_0) / M_1$$
$$T = 100 \times (1011 - 1009.9) / 1011$$
$$T = 1.08 \%$$

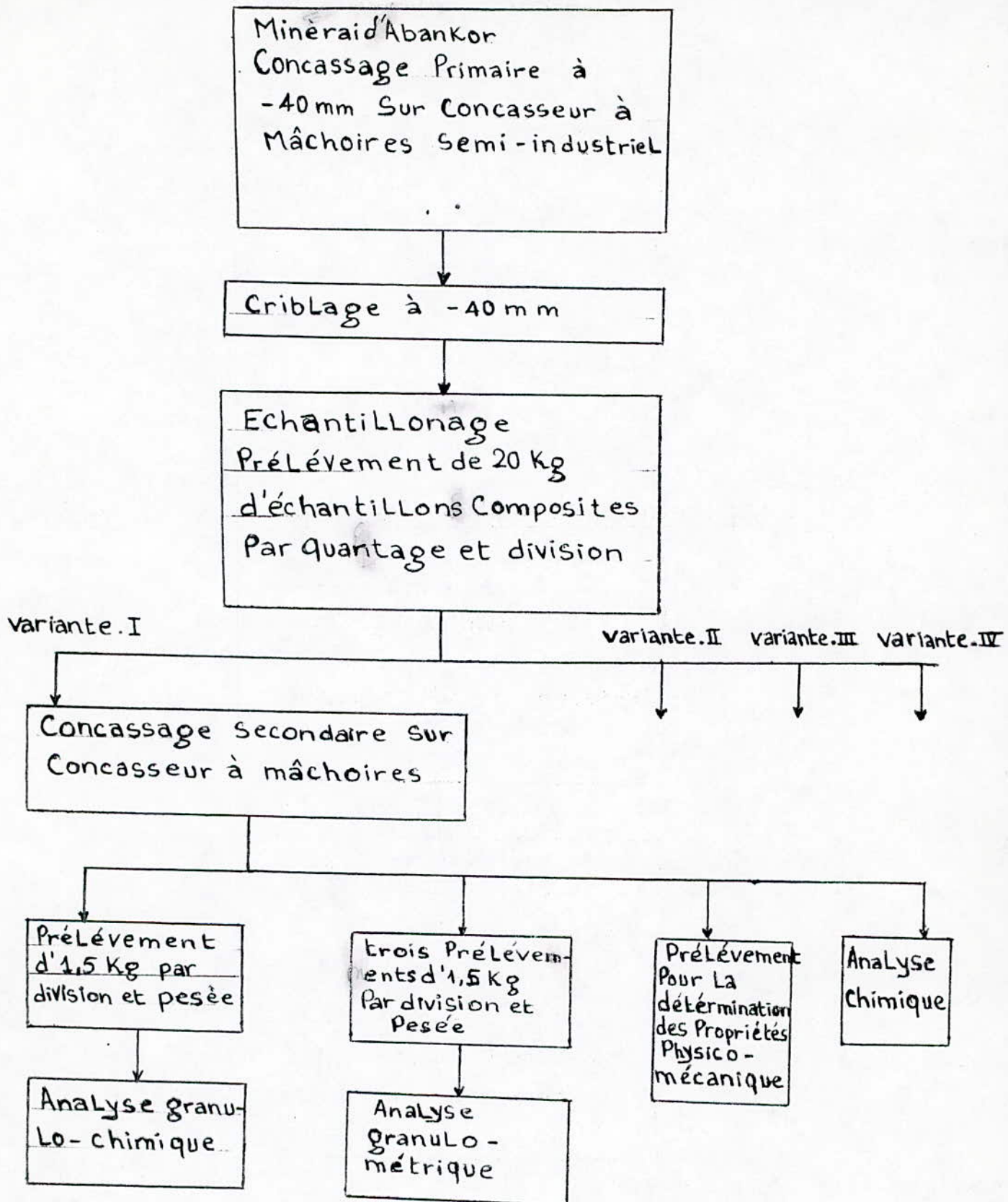


Figure II.3: Schéma global des différentes opérations menées durant cette étude

II.2.2 ANALYSE MINÉRALOGIQUE

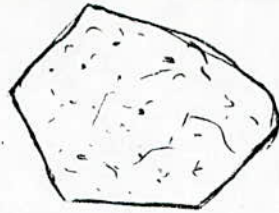


Figure a

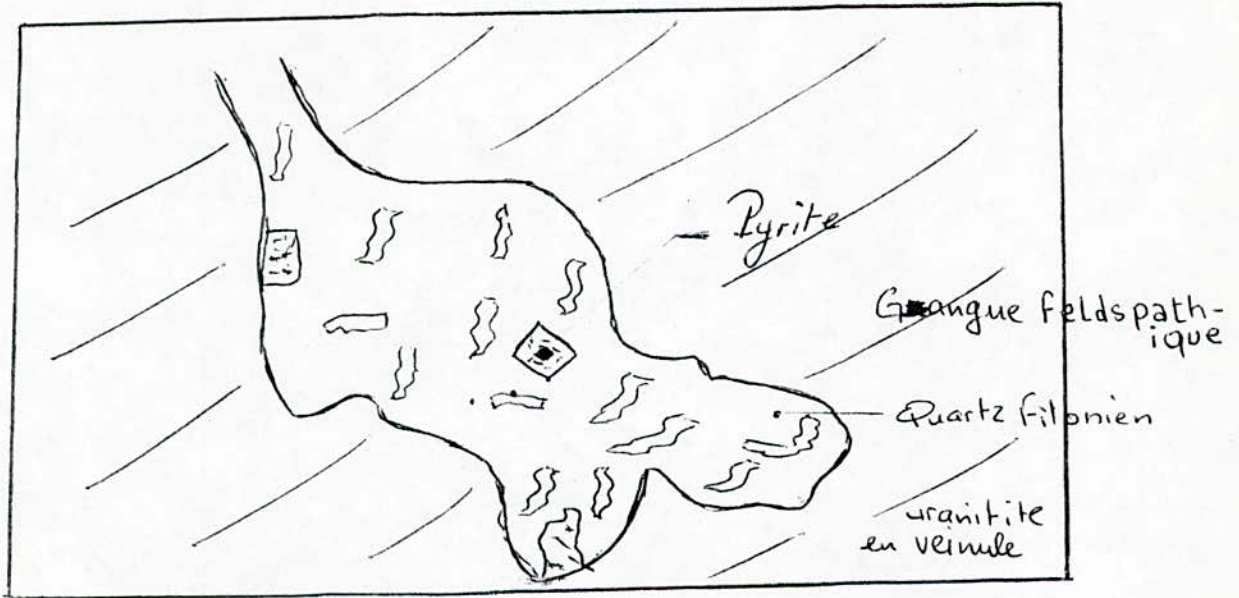


Figure b

Uraninite

Se présente en petits grains arrondis subautomorphe de 100 à 200 μ éparpillé dans la guangue quateuze. Ces grains étudiés en lumière réfléchie, montrent un pouvoir réflecteur assez faible, un poli moyen dû à l'altération du minéral. Ils sont isotropes entre nicols croisés (Figure a).

Elle peut aussi se présenter sous forme de petites veinules sous orientation préférentielle dans le Quartz filonien. Là, elle est associée à des cristaux cubiques de pyrites, mais on ne peut pas observer de relation entre ces deux minéralisation (Figure b).

Autunite

Elle se présente sous forme d'enduits jaunâtre. Elle est souvent associée à de l'uraninite qui est sous forme de pechblende en petites boules.

II.2.3 ANALYSE GRANULOMETRIQUE ET GRANULOCHEMIQUE

II.2.3.1 Analyse granulométrique

Après le concassage secondaire à l'aide d'un concasseur à mâchoires, on a préparé quatre échantillons de 1,5 kg chacun pour l'analyse granulométrique, effectuée à l'aide de tamis répertoriés norme [AFNOR]. 23 tamis de 10 mm à 0.08 mm ont été utilisés pour le tamisage qui a été fait à l'aide d'un tamiseur, en réglant le temps et l'amplitude.

Ainsi les tableaux [II.1, II.2, II.3, II.4] représentent la distribution granulométrique de 23 classes pour chaque échantillon. Les graphes [II.1, II.2, II.3, II.4] traduisent des variations de rendement pondéral (passant cumulé et refus cumulé) en fonction des ouvertures de tamis en (mm).

En faisant varier la dimension de sortié (de décharge) du concasseur à mâchoires quatre fois, on a obtenu les tableaux et les caractéristiques traduisant l'analyse granulométrique.

Tableau II.1: Résultats de l'analyse granulométrique

Ouverture (mm)	Poids (g)	Refus (%)	Refus cumulé (%)	Passant Cumulé (%)
+10	675	45.226	45.226	54.777
10 - 8	607	40.670	85.896	14.103
8 - 6.3	45.9	3.075	88.971	11.028
6.3 - 5	41.9	2.807	91.779	8.221
5 - 4	40.8	2,733	94.512	5.487
4 - 3.15	15.8	1.058	95.571	4.428
3.15 - 2.5	13.3	0.891	96.462	3.537
2.5 - 2	8.8	0.589	97.051	2.948
2 - 1.6	7	0.469	97.520	2.479
1.6 - 1.25	6.9	0.462	97.983	2.016
1.25 - 1	5	0.335	98.318	1.681
1 - 0.8	4.1	0.274	98.592	1.407
0.8 - 0.63	3	0.201	98.793	1.206
0.63 - 0.5	2.6	0.174	98.968	1.031
0.5 - 0.4	2.7	0.180	99.149	0.850
0.4 - 0.315	2.4	0.160	99.309	0.690
0.315 - 0.25	1.6	0.107	99.417	0.582
0.25 - 0.2	1.5	0.100	99.517	0.482
0.2 - 0.16	1.4	0.093	99.611	0.388
0.16 - 0.125	1.4	0.093	99.704	0.295
0.125 - 0.1	1.2	0.080	99.785	0.214
0.1 - 0.08	1	0.067	99.852	0.147
0.08 - 0	3.6	0.241	100	0

Tableau II.2: Résultats de l'analyse granulométrique

Ouverture (mm)	Poids (g)	Refus (%)	Refus cumulé (%)	Passant Cumulé (%)
+10	169.9	11.351	11.35164	88.64836
10 - 8	587	39.219	50.57126	49.42874
8 - 6.3	162	10.823	61.39507	38.60493
6.3 - 5	173.7	11.605	73.0006	26.9994
5 - 4	181	12.093	85.093	14.906
4 - 3.15	53.2	3.5544	88.648	11.351
3.15 - 2.5	41.3	2.7594	91.407	8.592
2.5 - 2	25.9	1.7304	93.138	6.861
2 - 1.6	13.5	0.901	94.040	5.959
1.6 - 1.25	15.4	1.028	95.069	4.930
1.25 - 1	13	0.868	95.937	4.062
1 - 0.8	8.7	0.581	96.519	3.480
0.8 - 0.63	8.6	0.574	97.093	2.906
0.63 - 0.5	6.1	0.407	97.501	2.498
0.5 - 0.4	5.6	0.374	97.875	2.124
0.4 - 0.315	4.3	0.287	98.162	1.837
0.315 - 0.25	4.8	0.320	98.483	1.516
0.25 - 0.2	3.9	0.260	98.743	1.256
0.2 - 0.16	3.3	0.220	98.964	1.035
0.16 - 0.125	3	0.200	99.164	0.835
0.125 - 0.1	3.2	0.213	99.378	0.621
0.1 - 0.08	3.4	0.227	99.605	0.394
0.08 - 0	9.1	0.608	100	0

Tableau II.3: Résultats de l'analyse granulométrique

Ouverture(mm)	Poids (g)	Refus (%)	Refus cumulé (%)	Passant Cumulé (%)
+10	238	15.880	15.880	84.119
10 - 8	590.8	39.420	55.301	44.698
8 - 6.3	138.8	9.2613	64.562	35.437
6.3 - 5	166.5	11.109	75.672	24.327
5 - 4	156.3	10.429	86.101	13.898
4 - 3.15	44.7	2.982	89.083	10.916
3.15 - 2.5	38	2.535	91.619	8.3806
2.5 - 2	21.6	1.441	93.060	6.939
2 - 1.6	13.5	0.900	93.961	6.038
1.6 - 1.25	12.6	0.840	94.802	5.197
1.25 - 1	14.9	0.994	95.796	4.203
1 - 0.8	8.6	0.573	96.370	3.629
0.8 - 0.63	8.8	0.587	96.957	3.042
0.63 - 0.5	6.4	0.427	97.384	2.615
0.5 - 0.4	5.3	0.353	97.738	2.261
0.4 - 0.315	4.4	0.293	98.031	1.968
0.315 - 0.25	4.5	0.300	98.331	1.668
0.25 - 0.2	1.4	0.093	98.425	1.574
0.2 - 0.16	3.1	0.206	98.632	1.367
0.16 - 0.125	3.1	0.206	98.838	1.161
0.125 - 0.1	1.5	0.100	98.939	1.060
0.1 - 0.08	4.9	0.326	99.266	0.733
0.08 - 0	11	0.733	100	0

Tableau II.4: Résultats de l'analyse granulométrique

Ouverture (mm)	Poids (g)	Refus (%)	Refus cumulé (%)	Passant Cumulé (%)
+10	304	20.268	20.268	79.731
10 - 8	562.1	37.475	57.743	42.256
8 - 6.3	116.4	7.760	65.504	34.495
6.3 - 5	167.4	11.160	76.665	23.334
5 - 4	156.7	10.447	87.112	12.887
4 - 3.15	47.6	3.173	90.286	9.713
3.15 - 2.5	34.6	2.306	92.592	7.407
2.5 - 2	21.3	1.420	94.012	5.987
2 - 1.6	10	0.666	94.679	5.320
1.6 - 1.25	11.8	0.786	95.466	4.533
1.25 - 1	13	0.866	96.333	3.666
1 - 0.8	8	0.533	96.866	3.133
0.8 - 0.63	8	0.533	97.399	2.600
0.63 - 0.5	5	0.333	97.733	2.266
0.5 - 0.4	2.7	0.180	97.913	2.086
0.4 - 0.315	5.9	0.393	98.306	1.693
0.315 - 0.25	3.7	0.246	98.553	1.446
0.25 - 0.2	1	0.066	98.619	1.380
0.2 - 0.16	2.4	0.160	98.779	1.220
0.16 - 0.125	3.4	0.226	99.006	0.990
0.125 - 0.1	1.5	0.100	99.106	0.893
0.1 - 0.08	3.4	0.226	99.333	0.666
0.08 - 0	10	0.666	100	0

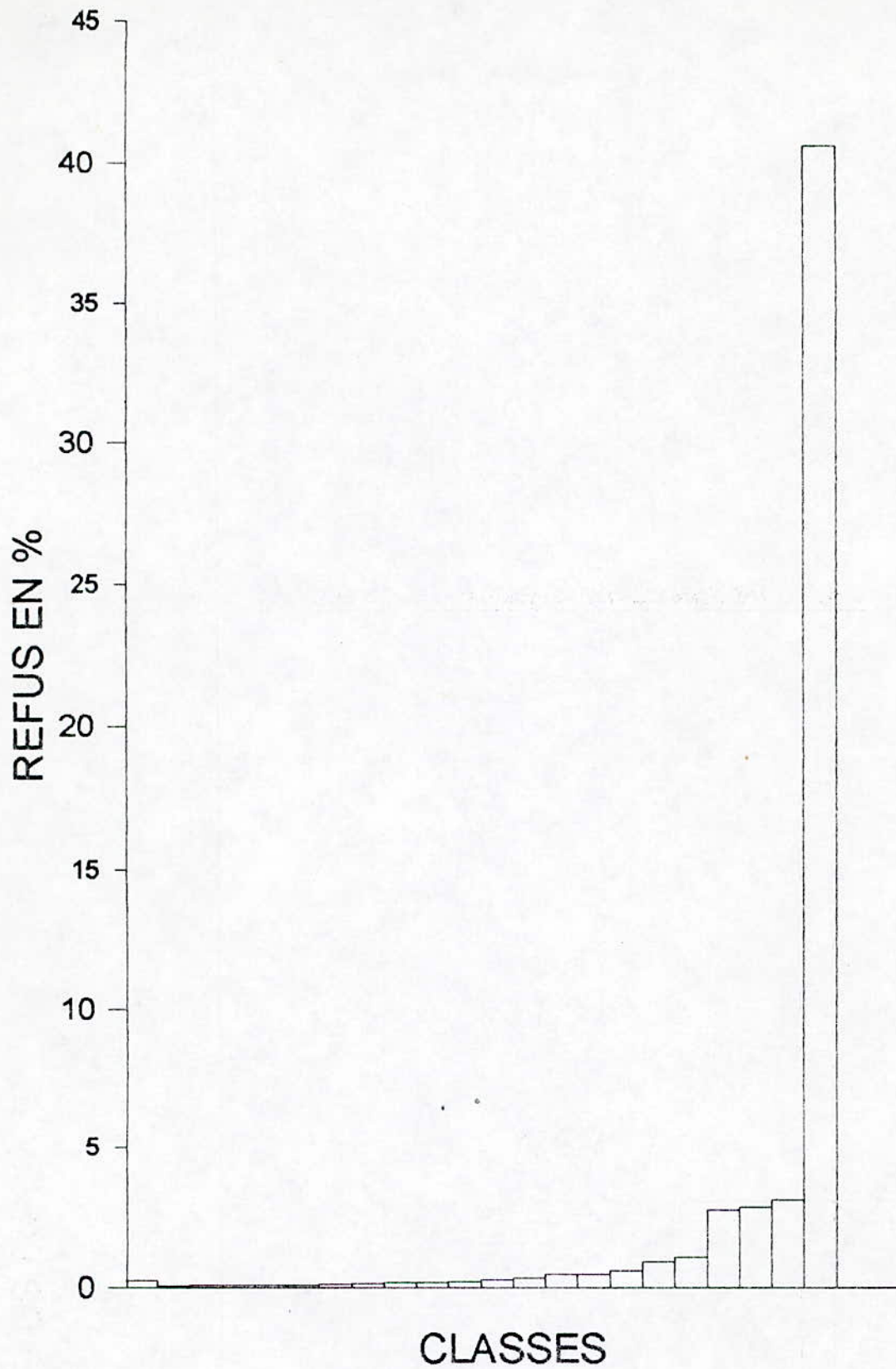


Figure II.4: Histogramme de la répartition granulométrique du tableau II.1

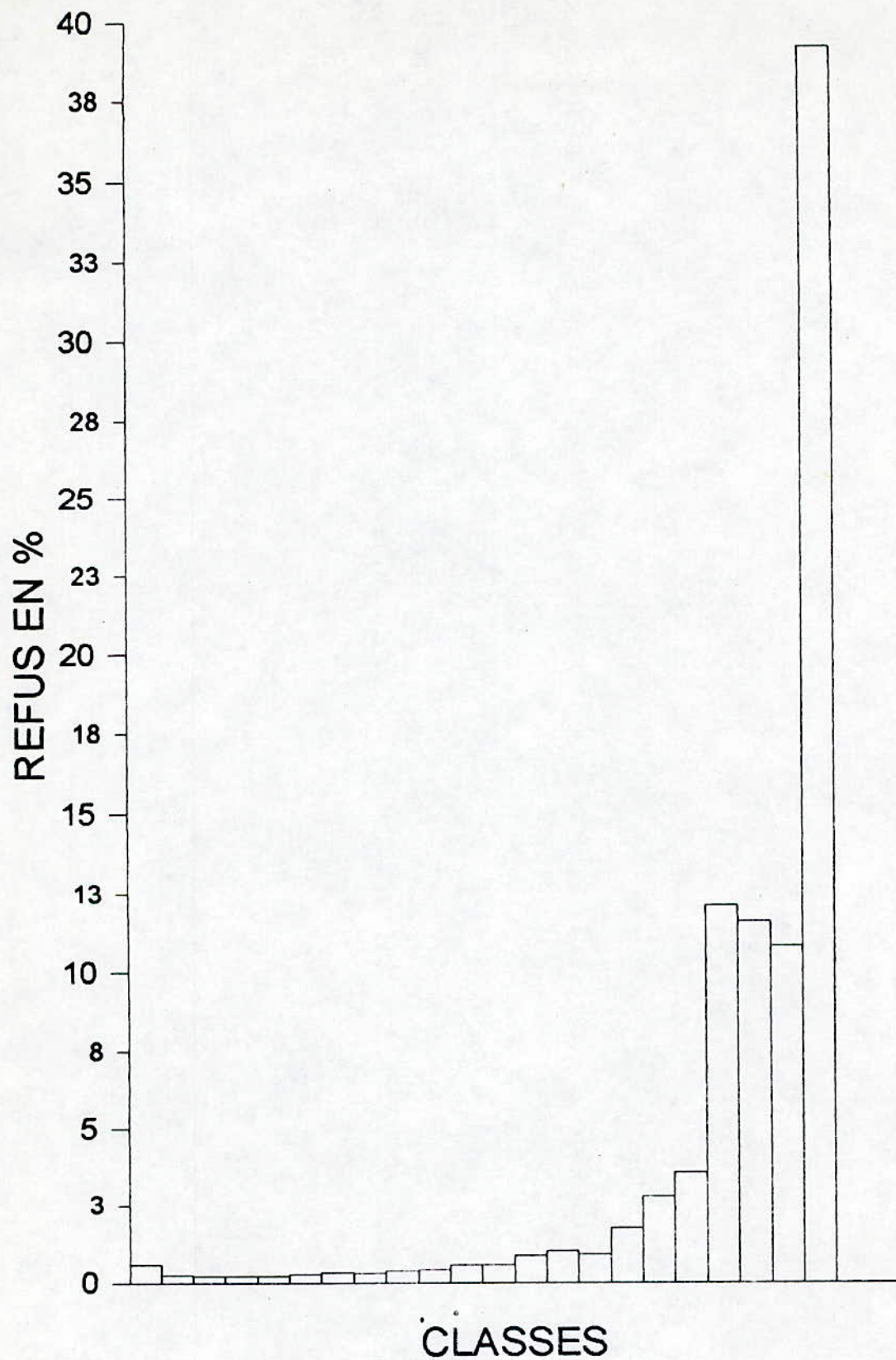


Figure II.5: Histogramme de la répartition granulométrique du tableau II.2

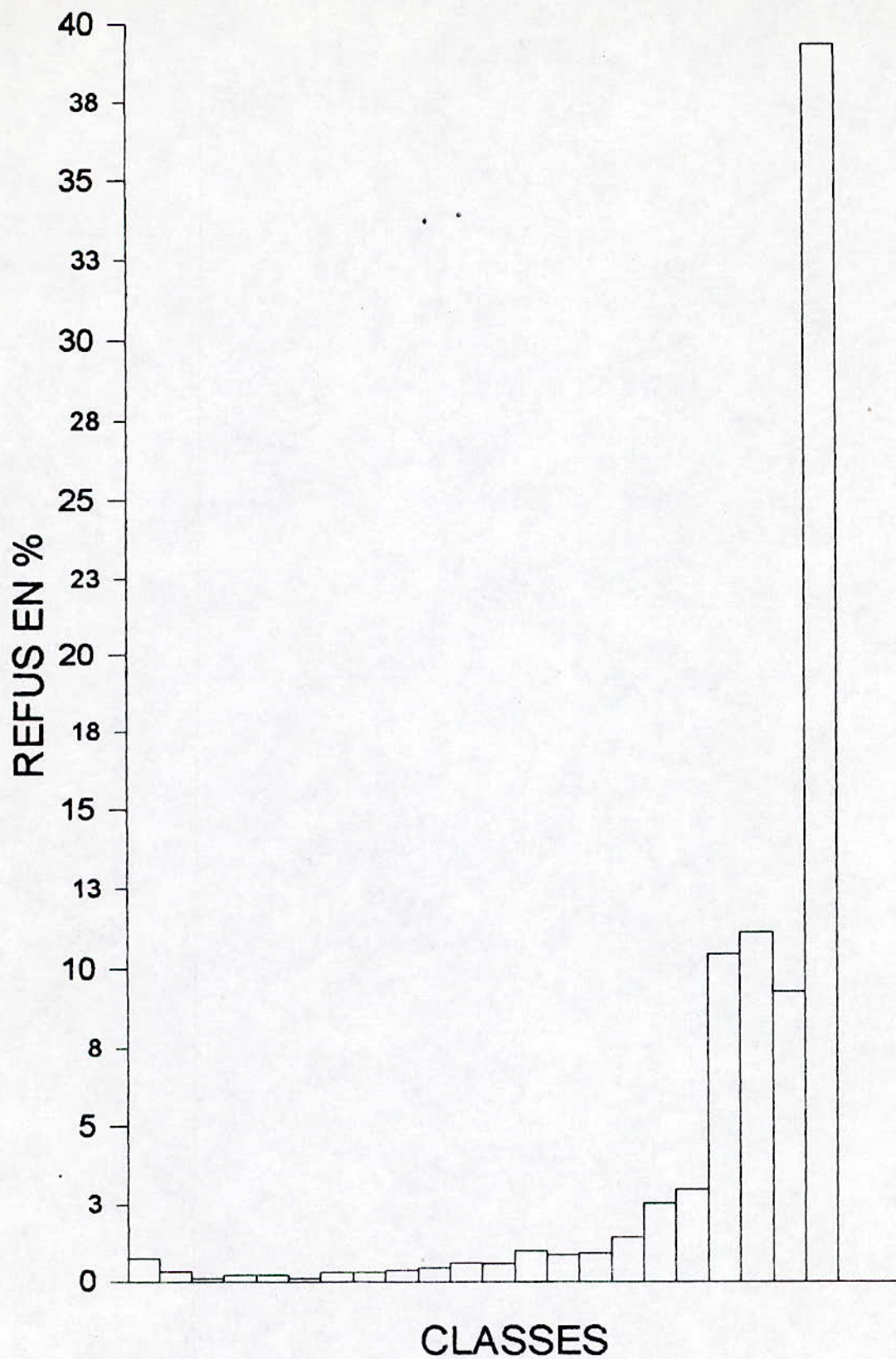


Figure II.6: Histogramme de la répartition granulométrique du tableau II.3

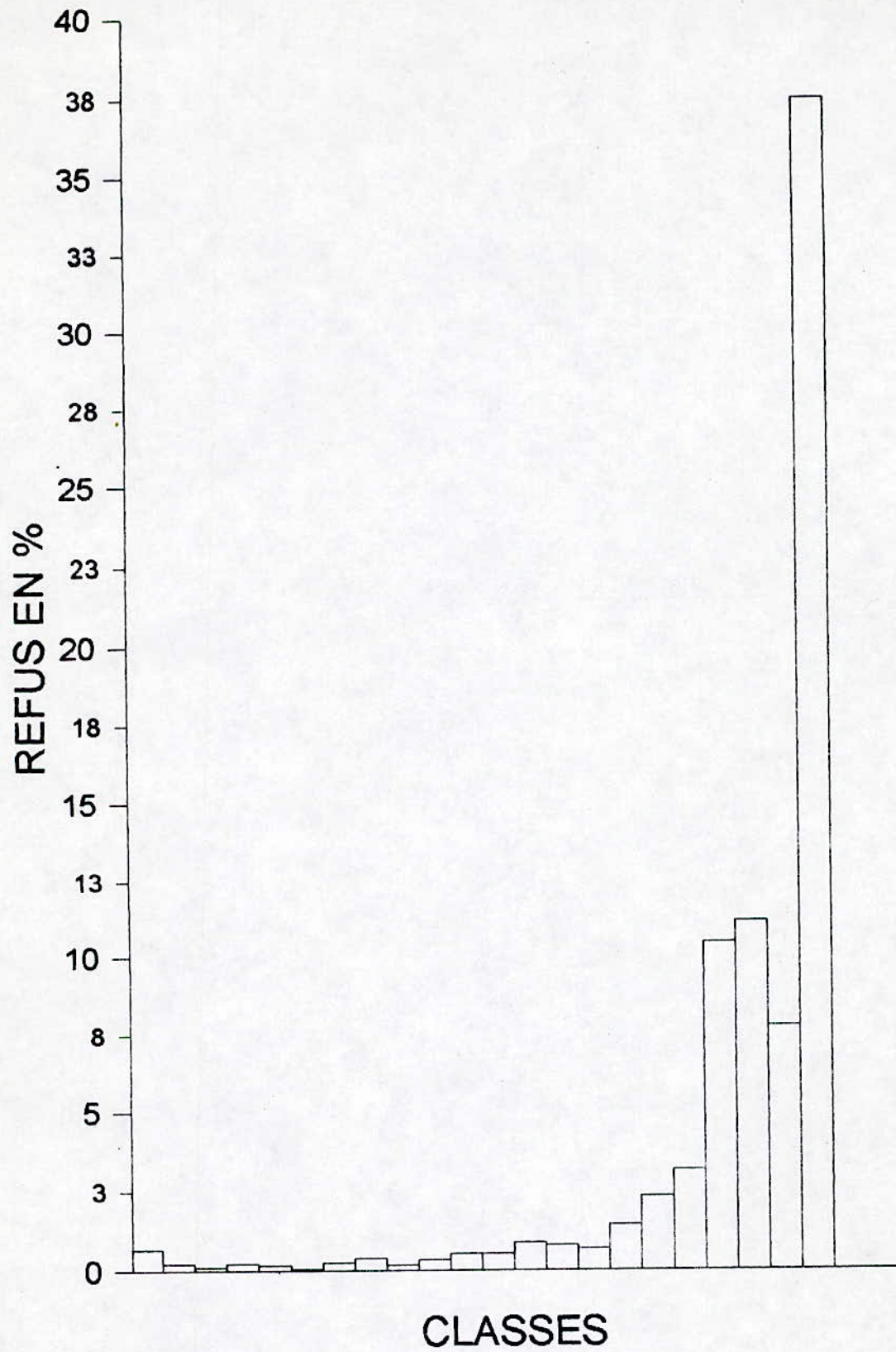


Figure II.7: Histogramme de la répartition granulométrique du tableau II.4

Répartition granulométrique du minerai

Pour les quatre figure suivantes on a utilisé la mégende suivante:

▲ : Refus cumulé, ◆ : Passant cumulé.

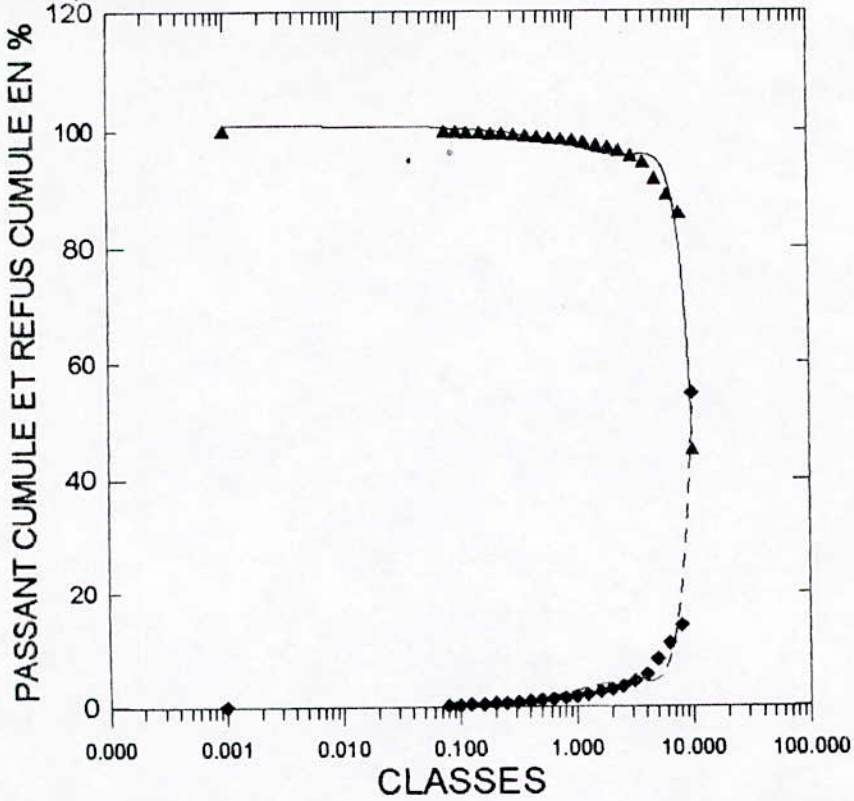


Figure II.8: Répartition granulométrique du minerai (Tableau II.1)

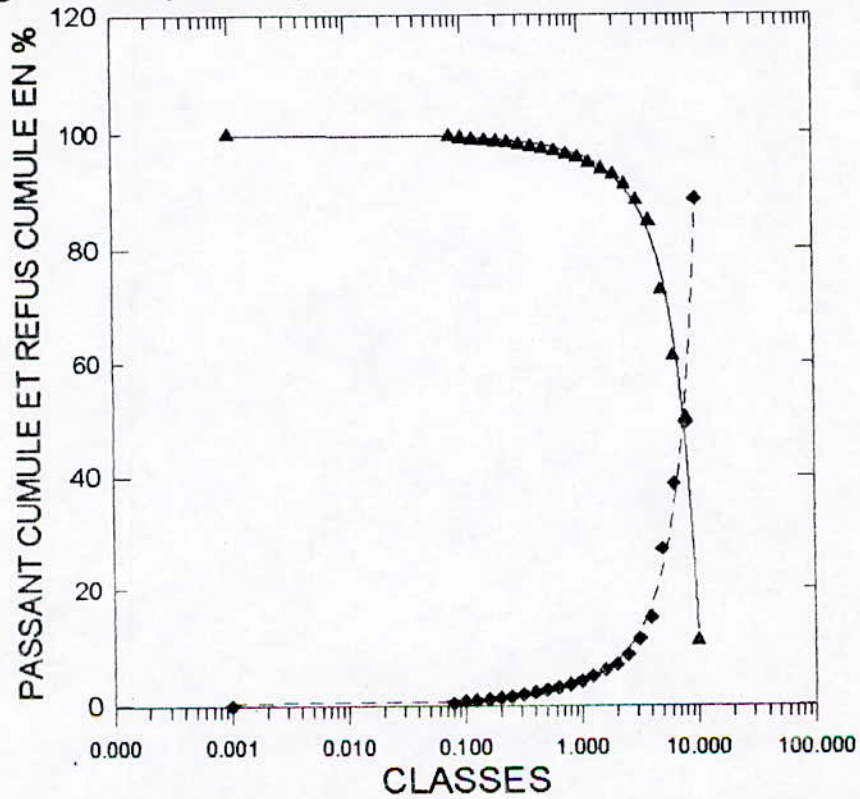


Figure II.9: Répartition granulométrique du minerai (Tableau II.2)

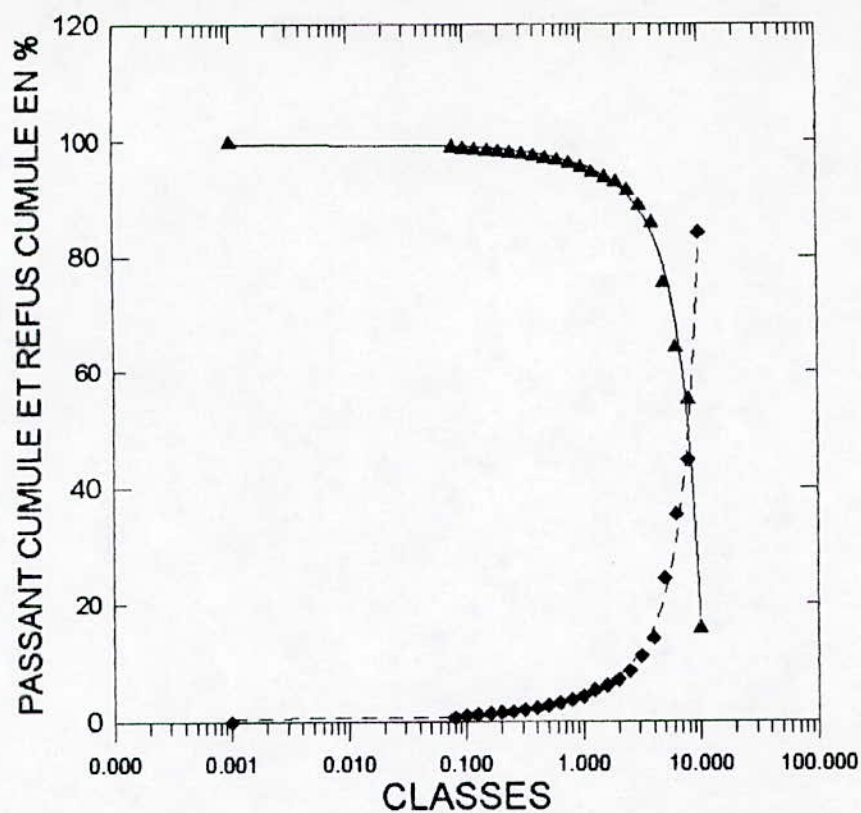
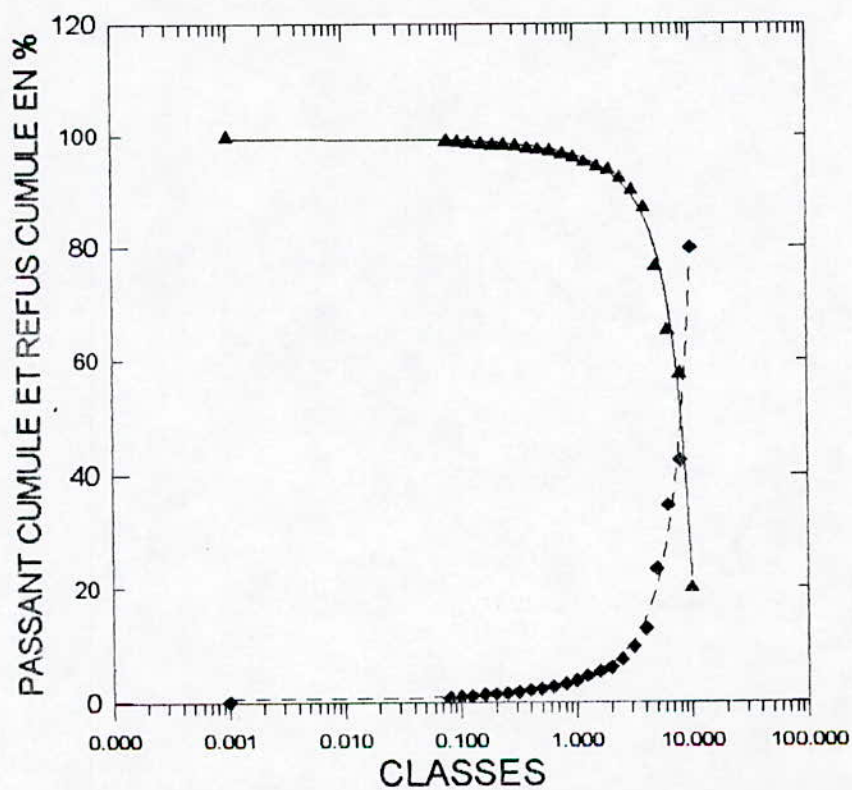


Figure II.10: Répartition granulométrique du minerai (Tableau II.3)



Graphe II.11: Répartition granulométrique du minerai (Tableau II.4)

II.2.3.2 ANALYSE GRANULOCHIMIQUE

L'analyse granulométrique a pour objet de préciser après une opération de classification l'aspect qualitatif et quantitatif en éléments au niveau de chaque tranche granulométrique. Cette analyse permet en quelque sorte de préciser l'enrichissement ou bien l'appauvrissement des différentes classes granulaires en élément valorisable avant et après fragmentation.

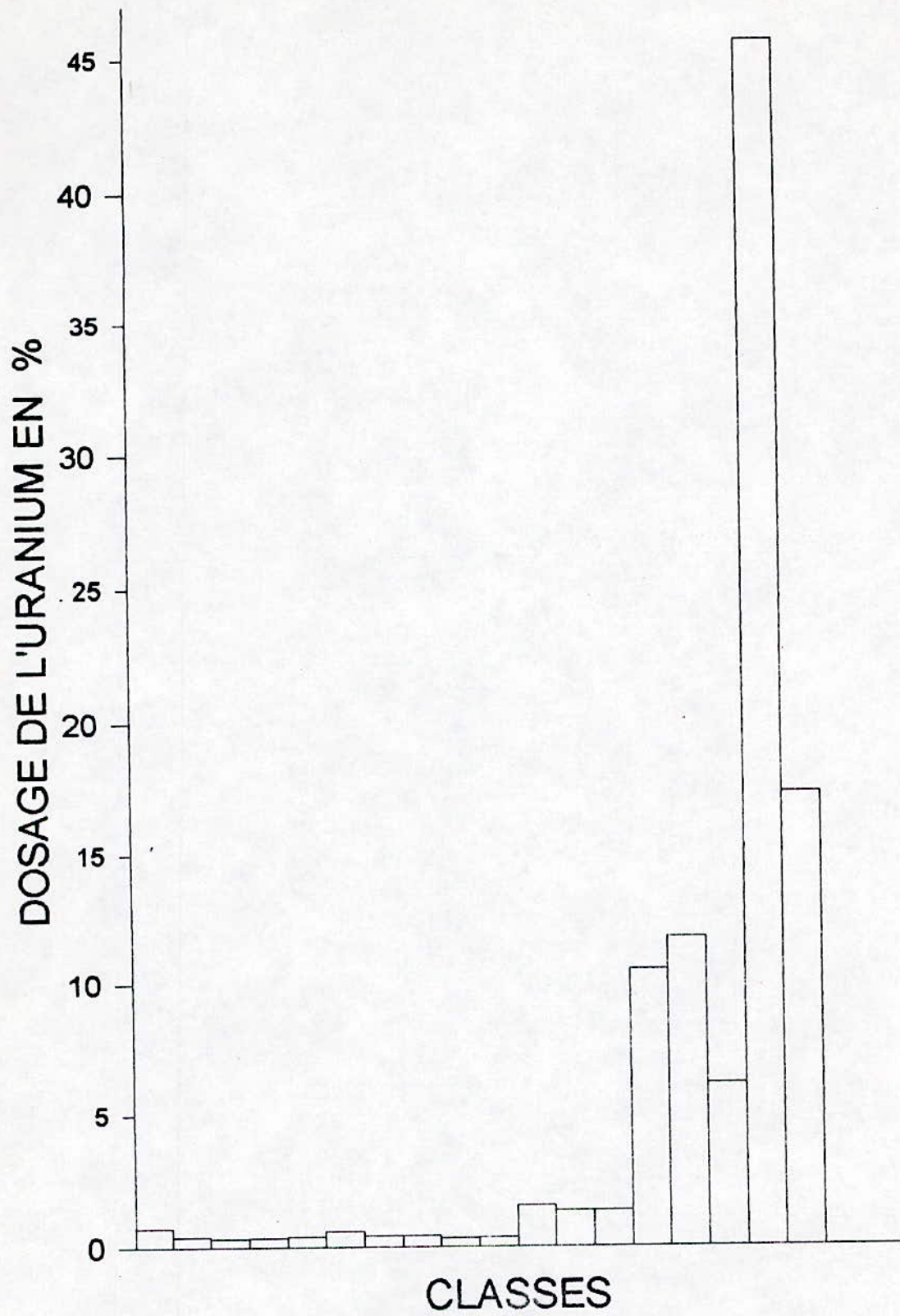
L'analyse chimique des différentes classes granulométriques a porté sur le détermination de la teneur en Uranium. Cette analyse chimique s'est faite par dosage volumétrique de l'Uranium (voir Annexe 4).

Le tableau II.5: traduit les résultats d'analyses granulométriques, en précisant la répartition d'Uranium au niveau de chaque classe.

La répartition du l'Uranium, au niveau des différentes classes, apparaît dans la histogrammes (figure II.8).

Tableau II.5: Résultats des analyses granulochimiques.

Ouverture (mm)	Uranium (g)	Uranium (%)
+10	1.016	17.30
10 - 8	2.68	45.64
8 - 6.3	0.361	6.14
6.3 - 5	0.693	11.80
5 - 4	0.620	10.55
4 - 3.15	0.079	1.34
3.15 - 2.5	0.079	1.34
2.5 - 2	0.090	1.53
2 - 1.6	0.021	0.35
1.6 - 1.25	0.019	0.32
1.25 - 1	0.026	0.44
1 - 0.8	0.025	0.42
0.8 - 0.63	0.034	0.57
0.63 - 0.4	0.023	0.39
0.4 - 0.25	0.022	0.37
0.25 - 0.16	0.019	0.32
0.16 - 0.08	0.023	0.39
0.08-0	0.042	0.71
Total	5.872	



Figurell.12: Analyse granulométrique de l'Uranium

II.2.3.3 INTERPRETATION DES RESULTATS

La courbe des passants cumulés présente une concavité tournée vers le haut; cela s'explique par le fait que le coefficient d'uniformité d'Hazen (U) soit très grand [$U = (d_{60} / d_{10}) > 2$].

$$U_1 = 1.5; U_2 = 3.2; U_3 = 3.6; U_4 = 2.83 .$$

Il en ressort que la granulométrie est étalée ; le minerai présente donc une granulométrie hétérogène, ce qui nous laisse dire que la résistance mécanique des différents composants minéralogiques de l'échantillon soit très variable.

Le coefficient de courbure (C), étant supérieur à 1 ; [$C = (d_{30}^2 / d_{60} \times d_{10}) > 1$],
 $C_1 = 1.05$; $C_2 = 1.26$; $C_3 = 1.60$; $C_4 = 1.41$.

Cela s'explique par le fait que la minéralisation est relativement tendre .

Les résultats de l'analyse granulo-chimique montre que la teneur en Uranium est plus conséquente dans les classes granulométriques supérieures [-10 + 4]mm, ce qui exige un concassage tertiaire et un broyage fin pour obtenir ^{une} la maille de libération de l'Uranium viable.

Les résultats de l'analyse granulochimique montre que la teneur en uranium est plus conséquente dans les classes granulométriques supérieures [-10 +4 mm], cette teneur diminue selon la finesse de la granulométrie. La plus forte teneur en Uranium (45.64 %) est rencontrée dans la classe granulométrique [-1 +8mm]. Il en ressort que 91.43 % de l'Uranium se trouve riche dans les classes supérieures [-10 +4mm] ce qui exige un concassage tertiaire et broyage fin pour obtenir une maille de libération de l'Uranium la plus viable.

II.2.4 ETUDE DE CONCASSAGE

II.2.4.1 Objectifs de cette étude

L'étude d'orientation, que nous nous proposons d'entreprendre, consiste à libérer les particules minéralisées en Uranium de la roche et ce, en ne transformant pas l'entité chimique propre aux différents minéraux d'Uranium existant.

Le but de cette fragmentation consiste également, compte tenu des différentes études entreprises par la SONAREM, à répondre aux besoins des utilisateurs en matière de valorisation. cela se traduit par deux voies possibles:

- La première consistant à choisir après fragmentation du minerai la lixiviation acide, nécessitant un broyage moins contraignant, soit être alimenté par un matériau broyé à 100 mesh (0.150mm).
- La seconde voie a trait au choix d'une lixiviation alcaline, portant sur une alimentation en minerai, broyé à 200 mesh (0.08mm).

Cela s'explique par le fait que la lixiviation acide soit plus agressive que l'alcaline. Par conséquent, nous orienterons cette étude de fragmentation pour la productions d'un matériau d'alimentation basé sur une granulométrie variant de 100 à 0 mesh. cependant? nous mentionnerons également les quantités et proportions de minerai d'Uranium fragmentées à 200 mesh. l'étude de la comparaison de procédés et techniques de fragmentation nous amènerons au choix d'une variante combinant un schéma de concassage et celui de broyage. Cependant, nous ne pourrons établir l'indice Bond (Work index) ou indice de travail, traduisant les consommations énergétiques de certains équipements de fragmentation, faute de moyens.

II.2.4.2 Procédure opératoire

Dans le cadre de nos essais de laboratoire, nous avons eu à notre disposition un certain nombre d'équipements afin d'entreprendre une étude d'orientation sur la préparation mécanique d'un lot homogène et représentatif de minerai d'Uranium provenant du gisement d'Abankor.

Les équipements mis à notre disposition sont les suivants:

- Concasseur à mâchoire de laboratoire type SE. 35 DRAGON
- Concasseur à cylindres de laboratoire de Mouritz
- Tamiseuse de laboratoire
- Balance dégitale

Dans le cadre de l'analyse granulométrique nous avons procédé au choix de lot d'échantillon de 1.5 Kg, cela s'explique par la variation de la dimension d'ouverture des mâchoires du concasseur à l'aide de la vis de réglage de la mâchoire mobile (voir figure I.1 a). Cela se traduit par conséquent par une variation de l'angle de prise des mâchoires.

Le réglage par la vis de la mâchoire mobile durant le concassage secondaire est pratiquement le même pour les trois schémas de fragmentation proposés ce qui a permet de les comparaître au niveau des étapes ultérieures.

Durant les essais réalisés sur le concasseur à cylindres, nous n'avons pu procéder qu'à une seule série d'essais portant sur une seule ouverture de sortie entre les cylindres. Cela s'explique par le non fonctionnement de l'appareil.

Les résultats de l'analyse granulométrique sont rassemblés dans le tableau II.6 et les courbes de distribution, en fonction des tranches granulométrique, sont illustrées par la figure II.13.

Tableau II.6: Résultats des analyses granulométriques

Ouverture (mm)	Poids (g)	Refus (%)	Refus Cumulé (%)	Passant Cumulé(%)
+ 8	178.3	11.882	11.882	97.117
8 - 6.3	53	3.532	15.414	84.585
6.3 - 5	140.3	9.350	24.765	75.234
5 - 4	363.5	24.222	48.990	51.009
4 - 3.15	196.8	13.115	62.105	37.894
3.15 - 2.5	165	10.996	73.102	26.88 897
2.5 - 2	102	6.797	79.900	20.099
2 - 1.6	53.2	3.545	83.445	16.554
1.6 - 1.25	45.5	3.032	86.477	13.522
1.25 - 1	40.5	2.699	89.176	10.823
1 - 0.8	23	1.532	90.709	9.290
0.8 - 0.63	25.8	1.719	92.429	7.570
0.63 - 0.5	16	1.066	93.495	6.504
0.5 - 0.4	7	0.466	93.962	6.037
0.4 - 0.315	19.7	1.312	95.274	4.725
0.315 - 0.25	10.5	0.699	95.974	4.025
0.25 - 0.2	4.5	0.299	96.274	3.725
0.3 - 0.16	7.2	0.479	96.754	3.245
0.16 - 0.125	8.2	0.546	97.300	2.699
0.125 - 0.1	7.5	0.499	97.800	2.199
0.1 - 0.08	4	0.266	98.067	1.932
0.08 - 0	29	1.932	100	0

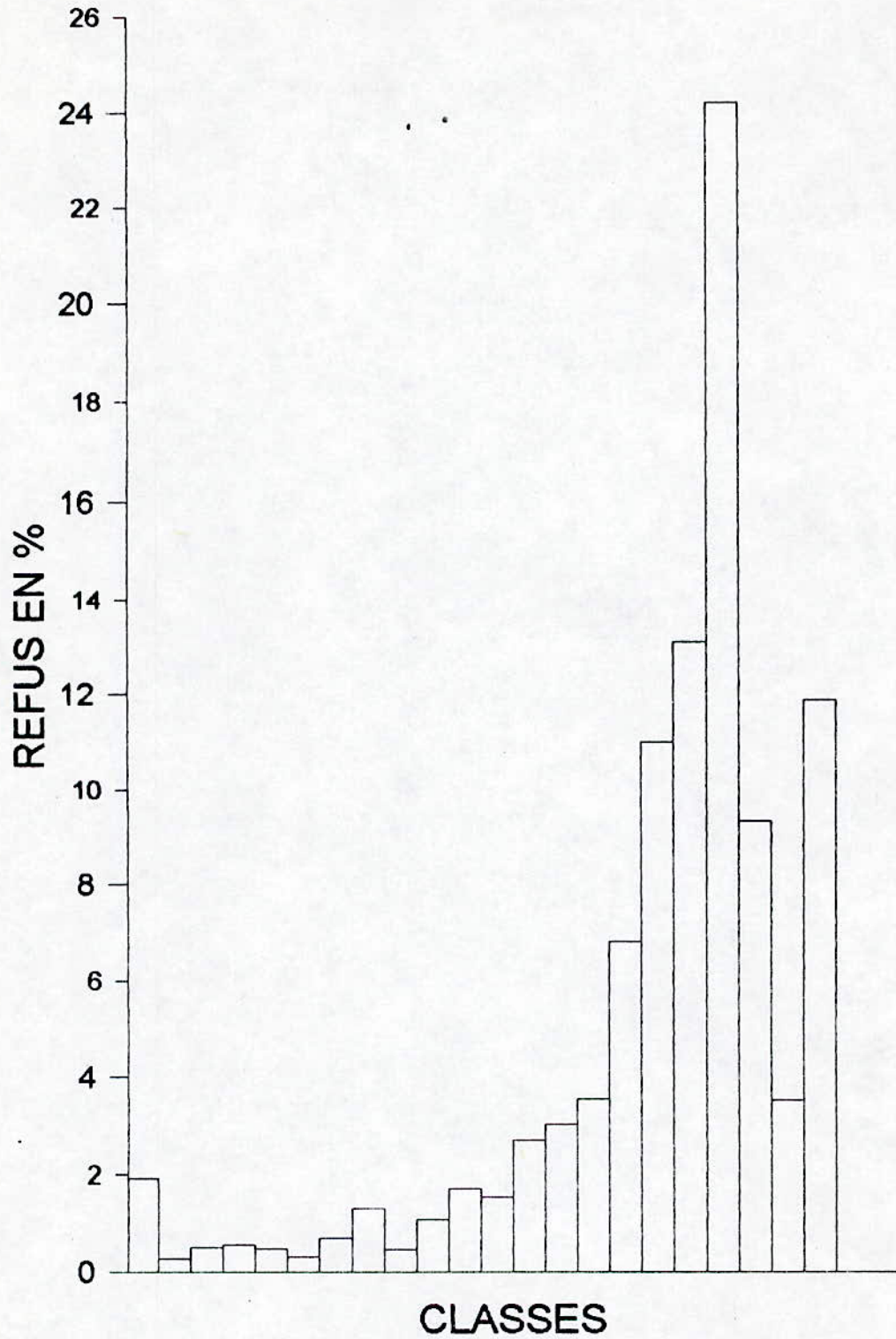


Figure II.13: Histogramme de la répartition granulométrique du minerai concassée

Pour la courbe suivante la légende est la suivante:

▲ : Refus cumulé, ◆ : Passant cumulé.

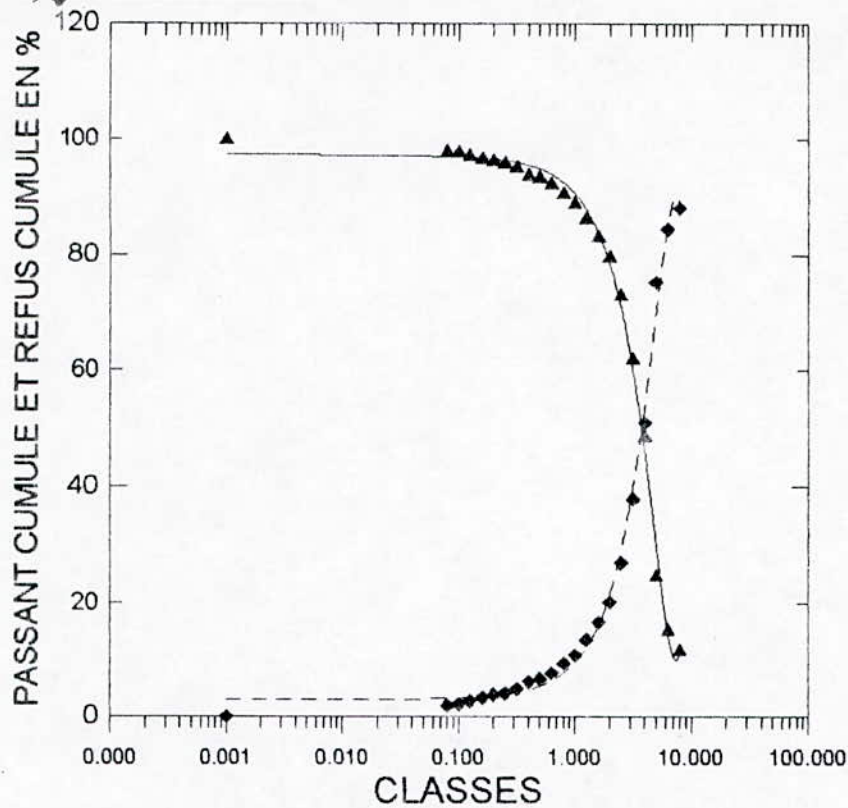


Figure II.14: Répartition granulométrique du minerai concassé à 5 mm

II.2.4.3 Interprétation des résultats

Calcul des coefficients d'uniformité (U) et le coefficient de courbure C,

$$U = 1.5; C = 2.07 \text{ (voir II.2.3.3).}$$

La diminution de U peut s'expliquer par le fait qu'on élimine progressivement les gros grains pour avoir une masse des fines plus élevés, la granulométrie devient de plus en plus serrée. L'augmentation du coefficient de courbure est due à la production des fines.

II.2.5 ETUDE DE BROYAGE

Considérons les principaux paramètres technologiques régissant le procédé de fragmentation par broyage à boulet (voie sèche et humide), à savoir:

- La granulométrie d'entrée et du sortie du broyeur;
- La durée de rétention du broyage;
- La masse broyante (masse et dimensions des boulets, combinaison de boules de différentes dimensions, etc.).
- La vitesse de rotation du tambour du broyeur;
- L'indice énergétique ou indice de travail Bond (WI)

L'objectif recherché dans le cadre de ce broyage consiste en une optimisation de ces paramètres, afin de produire dans le cas présent un matériau répondant:

- A un dimensionnement des grains inférieur à 100 mesh (soit 0.150 mm), dans le cas où l'on pratique une lixiviation acide du minerai d'Uranium;
- A un dimensionnement des grains inférieur à 200 mesh (soit 0.080), dans le cas où l'on pratique une lixiviation alcaline de ce minerai.

Cela s'explique par le fait que la lixiviation acide soit plus active que la lixiviation alcaline. On sait aussi que la lixiviation alcaline est plus sélective - ce qui traduit le fait qu'il faille broyer plus finement le matériau adapté à la lixiviation alcaline.

Dans le cadre de notre étude, il faut signaler le fait que la vitesse de rotation du tambour du broyeur a été réglé à $V = 45 \text{ tr / mn}$ (mesure effectuée au tachymètre).

Ce qui explique par conséquent que nous n'ayons pu déterminer l'indice énergétique Bond, faute de réducteur de vitesse du tambour adapté à l'appareil utilisé

II.2.5.1 Broyage à sec

Condition de broyage

Le broyage se fait dans un broyeur à boulets

- Vitesse de rotation constante $V = 45 \text{ tr/mn}$.
- Dimensions des boulets différentes.
- Poids de minerai de 1,5 kg.
- Masses broyantes différentes de 3, 4 et 5 kg.

Résultats des analyses granulométriques

Les résultats d'analyses obtenus sont regroupés dans les tableaux [II.7, II.8, II.9, II.10 et II.11], les courbes correspondantes dans les figures [II.15, II.16, II.17, II.18 et II.19], illustrent ces résultats.

• Tableau II.7: Broyage à sec d'un minerai concassé à -10 mm avec une masse broyante $M_1 = 3 \text{ kg}$ (Figure II.7).

		10 mm				
		temps (min)				
		20	40	60	80	100
		granulométrie (mm)				
Passant en %	0 - 0.08	7.22	15.12	21.74	29.53	32.76
	0 - 0.150	16.84	33.62	50.50	68.74	80.41

• Tableau II.8: Broyage à sec, masse broyante $M_2 = 4$ kg

		10 mm				
		<i>temps (min)</i>		<i>granulométrie (mm)</i>		
		20	40	60	80	100
<i>Passant</i>	0 - 0.08	9.66	17.08	24.94	32.14	34.26
	<i>en %</i>	21.50	42.78	65.02	81.95	90.581

• Tableau II.9: Broyage à sec, masse broyante $M_3 = 5$ kg

		10 mm				
		<i>temps (min)</i>		<i>granulométrie (mm)</i>		
		20	40	60	80	100
<i>Passant</i>	0 - 0.08	7.59	13.75	23.31	26.31	36.30
	<i>en %</i>	16.88	45.48	70.30	84.48	97.67

Pour les trois graphes suivantes on a utilisé la légende suivante:

-----: Tranche [0 - 0.150 mm] (100mesh)

_____ : Tranche [0 - 0.08 mm] (200mesh)

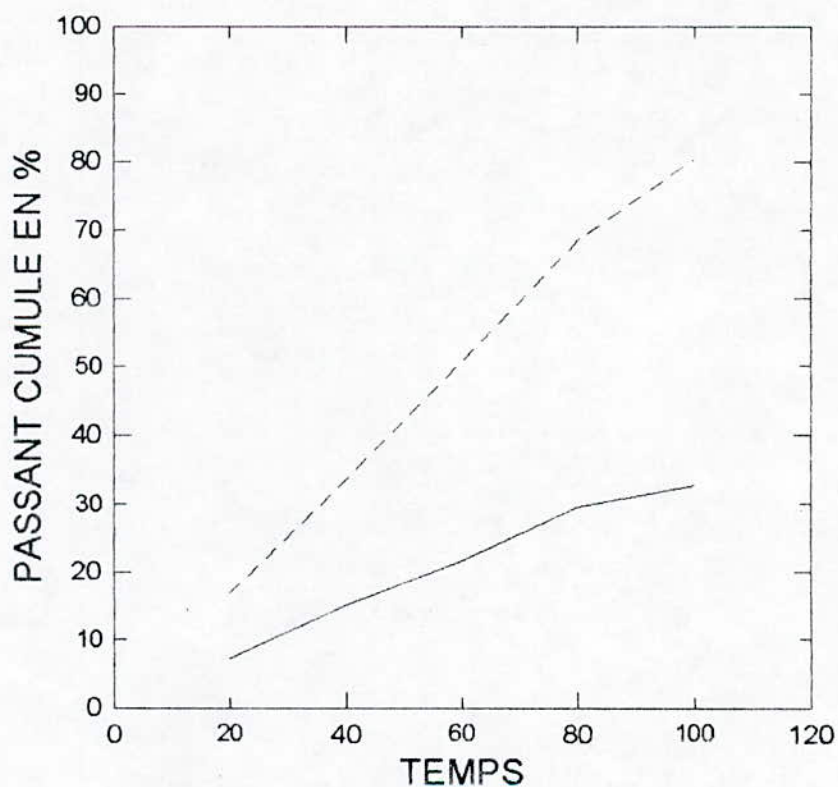


Figure II.15

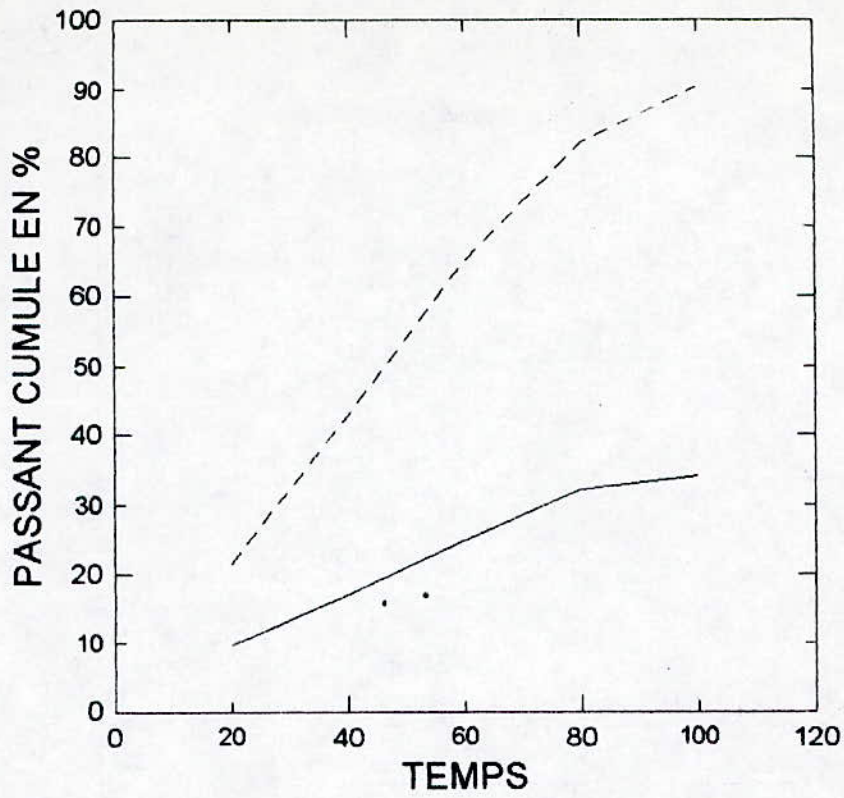


Figure II.16

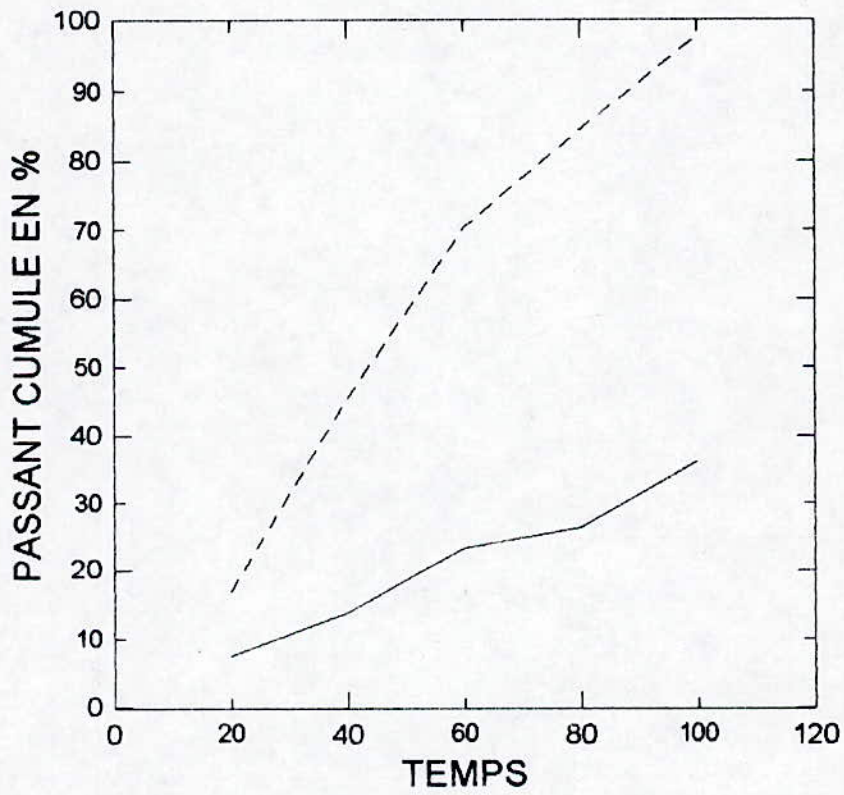


Figure II.17

Evaluation de la granulométrie en fonction de la masse broyante

- Tableau II.10: Broyage à sec du minerai concassé à -10 mm pour obtenir un matériau broyé de -100mesh [0 - 0.150 mm)

Masse broyante en kg	Passant cumulé (%)				
3	16.84	33.62	50.74	67.54	80.40
4	21.54	42.78	65.02	81.96	90.50
5	16.88	45.48	70.30	84.48	97.67

- Tableau V.11: Broyage humide du minerai concassé à -10 mm pour obtenir un matériau broyé de -200 mesh [0 - 0.08 mm)

Masse broyante en kg	Passant cumulé (%)				
3	7.22	15.12	21.74	29.53	32.76
4	9.66	17.08	24.94	32.14	34.26
5	7.59	13.75	23.31	26.31	36.30

Pour les deux graphes suivants on a utilisé la légende suivante:

- ✕ : Temps 100 minutes, ★ : Temps 80 minutes, ● : Temps 60 minutes, ◆ : Temps 40 minutes, ▲ : Temps 20 minutes.

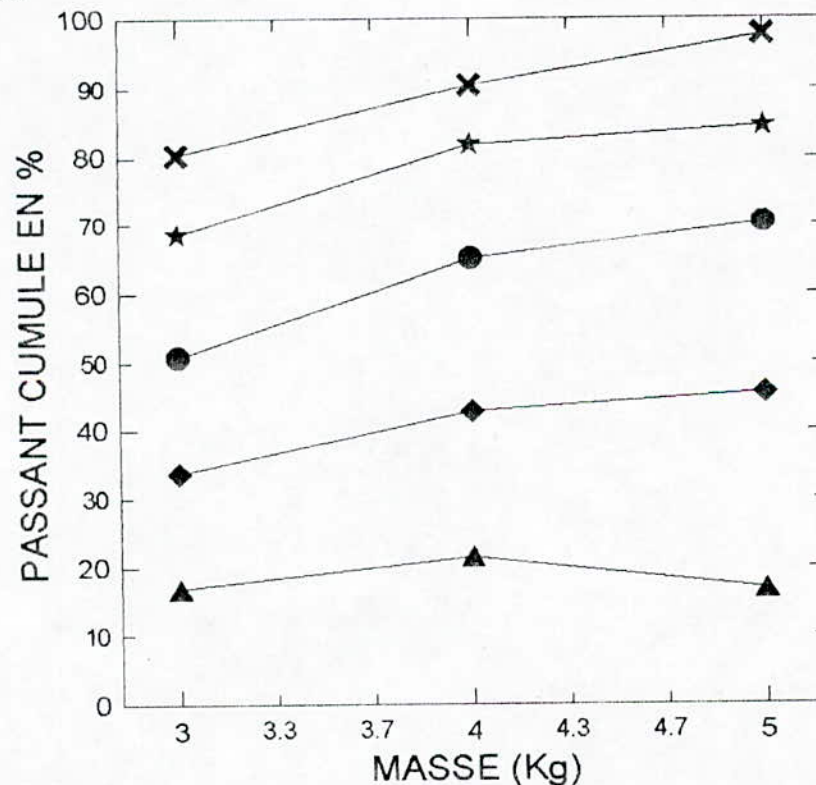


Figure II.18: Variation du rendement pondéral de la classe (100 mesh) en fonction de la masse broyante

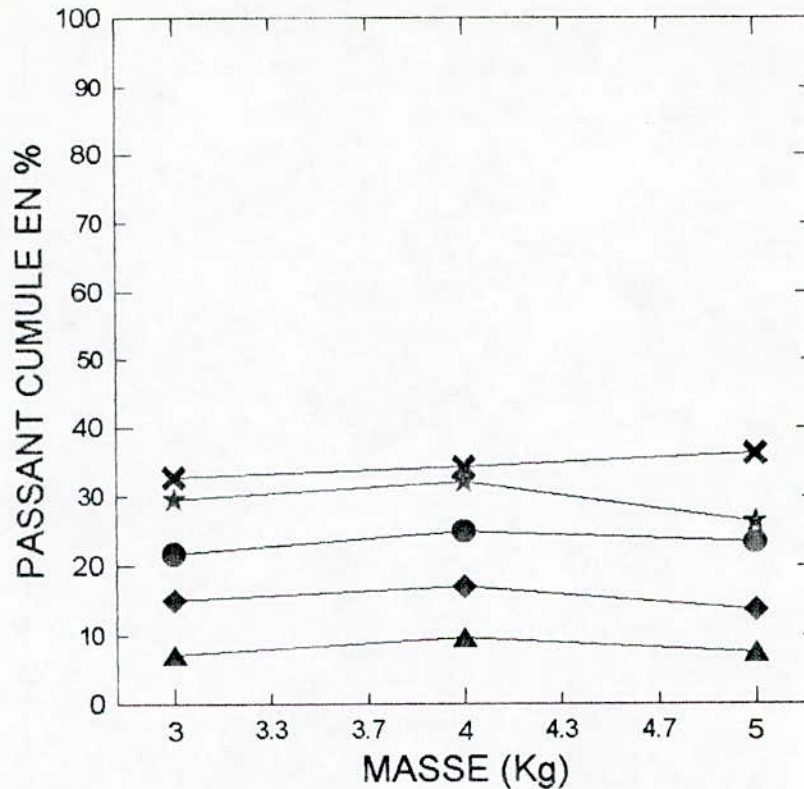


Figure II.19: Variation du rendement pondéral de la classe (200 mesh) en fonction de la masse broyante

Interprétation des résultats

Nous constatons que plus la masse broyante est grande, plus le rendement pondéral de la classe recherchée est important, les figures II.15, II.16 et II.17 relatives au minerai concassé à -10 mm nous montrent que les courbes discontinues sont moins serrées que celle qui sont continues.

D'après l'étude de la broyabilité, les résultats nous indiquent que:

- Pour la fraction [0 - 0.150 mm] (100mesh): la figure II.18 montre que plus la masse broyante approche de 5 Kg plus le temps de broyage approche de 100 mn, plus on obtient le D_{90} (90 % du passant)
- Pour la fraction de [0 - 0.08] (200 mesh): la figure II.19 montre que la masse broyante et le temps de broyage nécessaire pour obtenir le D_{90} (90 % du passant) supérieurs respectivement à la masse $M = 5$ Kg et à la durée $T = 100$ mn.

D'après les résultats des trois essais de broyage sec, reportés dans les tableaux II.15, II.16 et II.18 correspondent respectivement aux masses $M_1 = 3$ Kg, $M_2 = 4$ Kg et $M_3 = 5$ Kg, on remarque que le troisième essai relatif à la masse broyante $M_3 = 5$ Kg donne de très bons résultats. On a donc choisi le même échantillon pour l'étude du broyage humide ($M_3 = 5$ Kg) et le même nombre de boulets utilisé dans le broyage à sec. Ce choix nous permet finalement de faire une comparaison entre le broyage à sec et humide dans les mêmes conditions de broyage.

II.2.5.2 Broyage humide

Condition de broyage

- Broyage à boulets.
- Vitesse de rotation constante $V = 45 \text{ tr / mn}$.
- Poids des boulets $M_3 = 5 \text{ Kg}$.
- Dimension des boulets différentes.
- Poids du minerai : 1,5 kg.
- Rapport liquide- solide = 1.

Résultats des analyses granulométriques

Les résultats d'analyses sont regroupés dans le tableau II.12: et la figure II.20 pour le broyage à sec et pour le broyage humide dans le tableau II.12 et la figure II.21.

- Tableau V.11: Broyage à sec, masse broyante $M_3 = 5 \text{ kg}$

		10 mm						
		<i>temps (min)</i>						
		<i>granulométrie (mm)</i>		20	40	60	80	100
<i>Passant</i> <i>en %</i>	0.08 - 0.150	9.30	31.73	47.00	57.66	66.36		
	0 - 0.08	7.59	13.75	23.31	26.31	36.30		
	0 - 0.150	16.88	45.48	70.30	84.48	97.67		

- Tableau V.12: Broyage humide, masse broyante $M_3 = 5 \text{ kg}$

		10 mm							
		<i>temps (min)</i>							
		<i>granulométrie (mm)</i>		20	40	60	80	100	120
<i>Passant</i> <i>en %</i>	0.08 - 0.150	11.71	21.00	35.56	47.42	54.80	60.86		
	0 - 0.08	03.53	07.06	13.82	18.43	20.42	22.70		
	0 - 0.150	14.03	28.06	49.39	65.85	75.22	83.58		

Pour les deux graphes suivants, on a utilisé la légende suivante:

- : Tranches [0 - 0.150 mm].
- ▲ : Tranches [0.08 - 0.150 mm].
- ◆ : Tranche [0 - 0.08 mm].

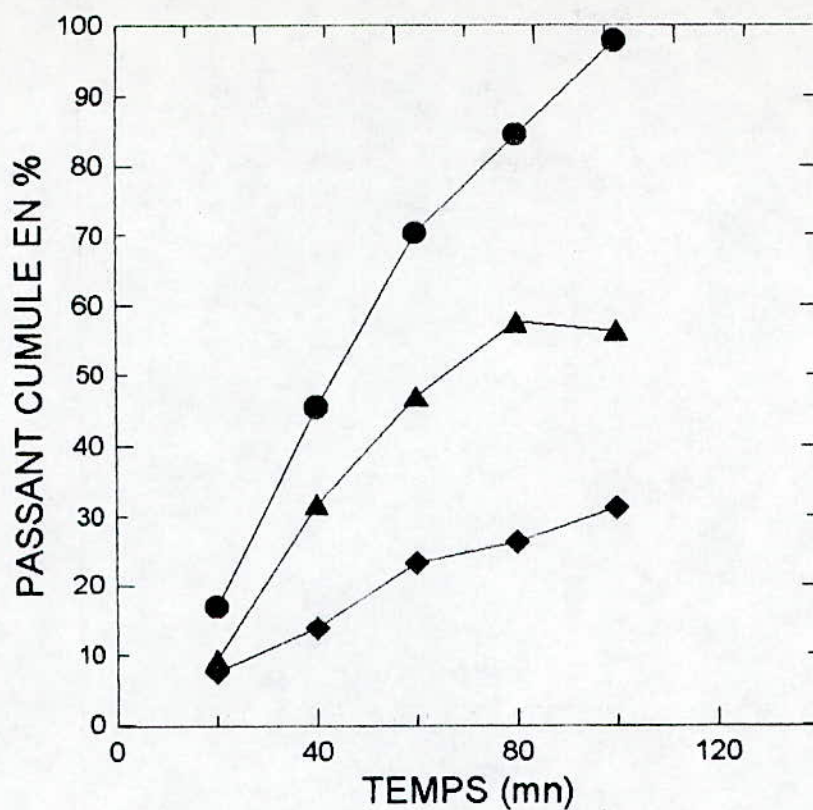


Figure II.20

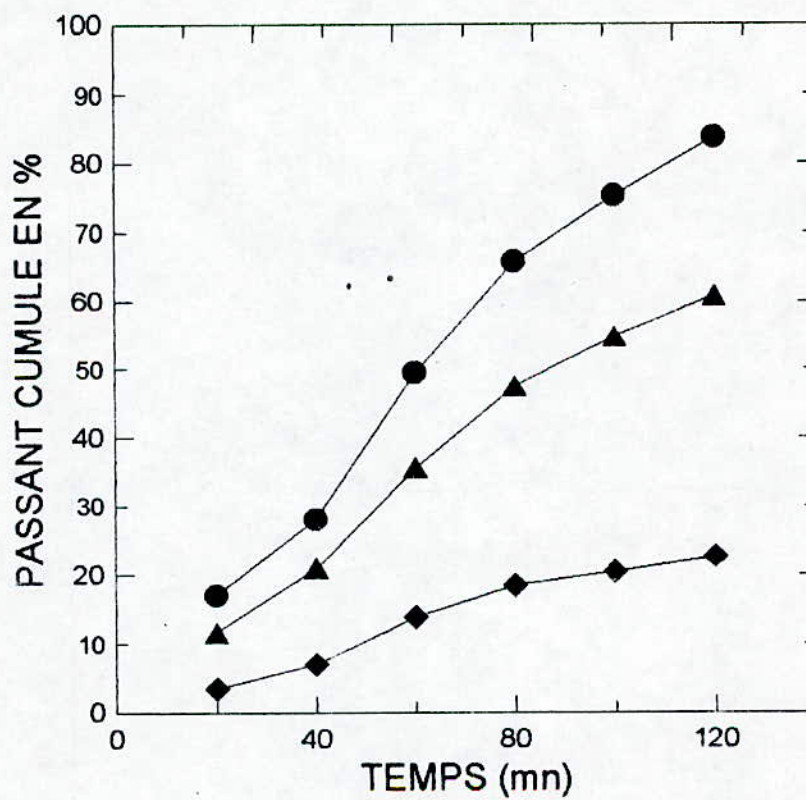


Figure II.21

II.2.5.3 Etude d'un broyage d'un minerai concassé à - 5 mm

Condition de broyage

- Vitesse de rotation constante $V = 45$ tr / mn.
- Dimensions des boulets différents
- Poids des minerai de 1.5 Kg
- Masse broyante $M_3 =$ Kg.

Les résultats obtenus sont illustrés dans le tableau II.13 et la figure II.22

- **Tableau II.13: Broyage à sec d'un minerai concassé à -5 mm avec une masse broyante $M_1 = 5$ kg (Figure II.22).**

		10 mm				
		temps (min)				
		20	40	60	80	100
granulométrie (mm)						
Passant en %	0.08 - 0.150	10.33	32.01	54.66	64.11	66.78
	0 - 0.08	6.66	14.33	22	29.48	31.78
	0 - 0.150	16.99	46.34	76.66	93.59	98.50

Pour le deux graphe suivant, on a utilisé la légende suivante:

- : Tranches [0 - 0.150 mm].
- ▲ : Tranches [0.08 - 0.150 mm].
- ◆ : Tranche [0 - 0.08 mm].

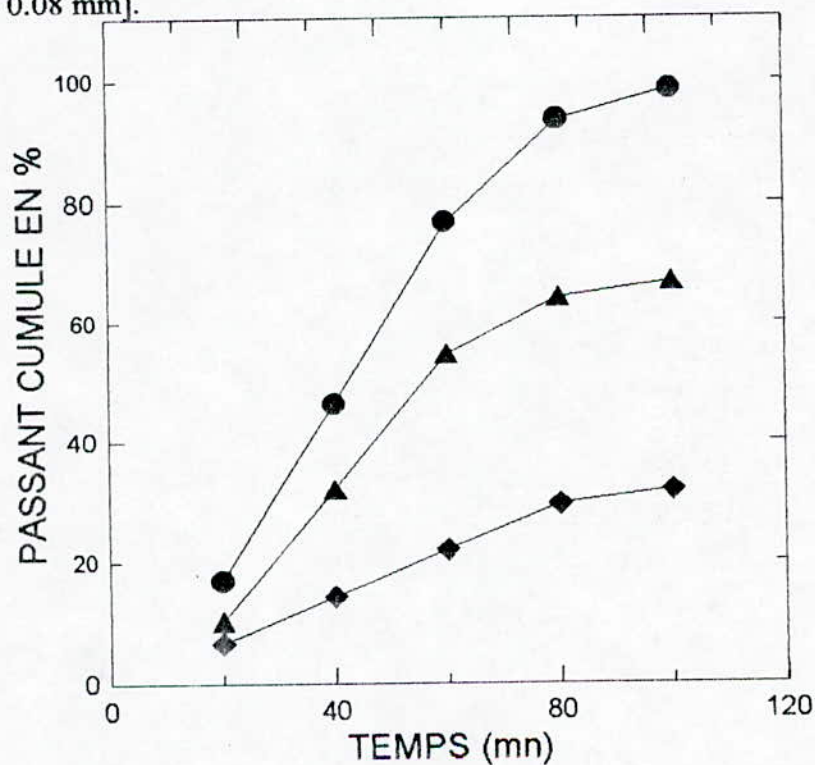
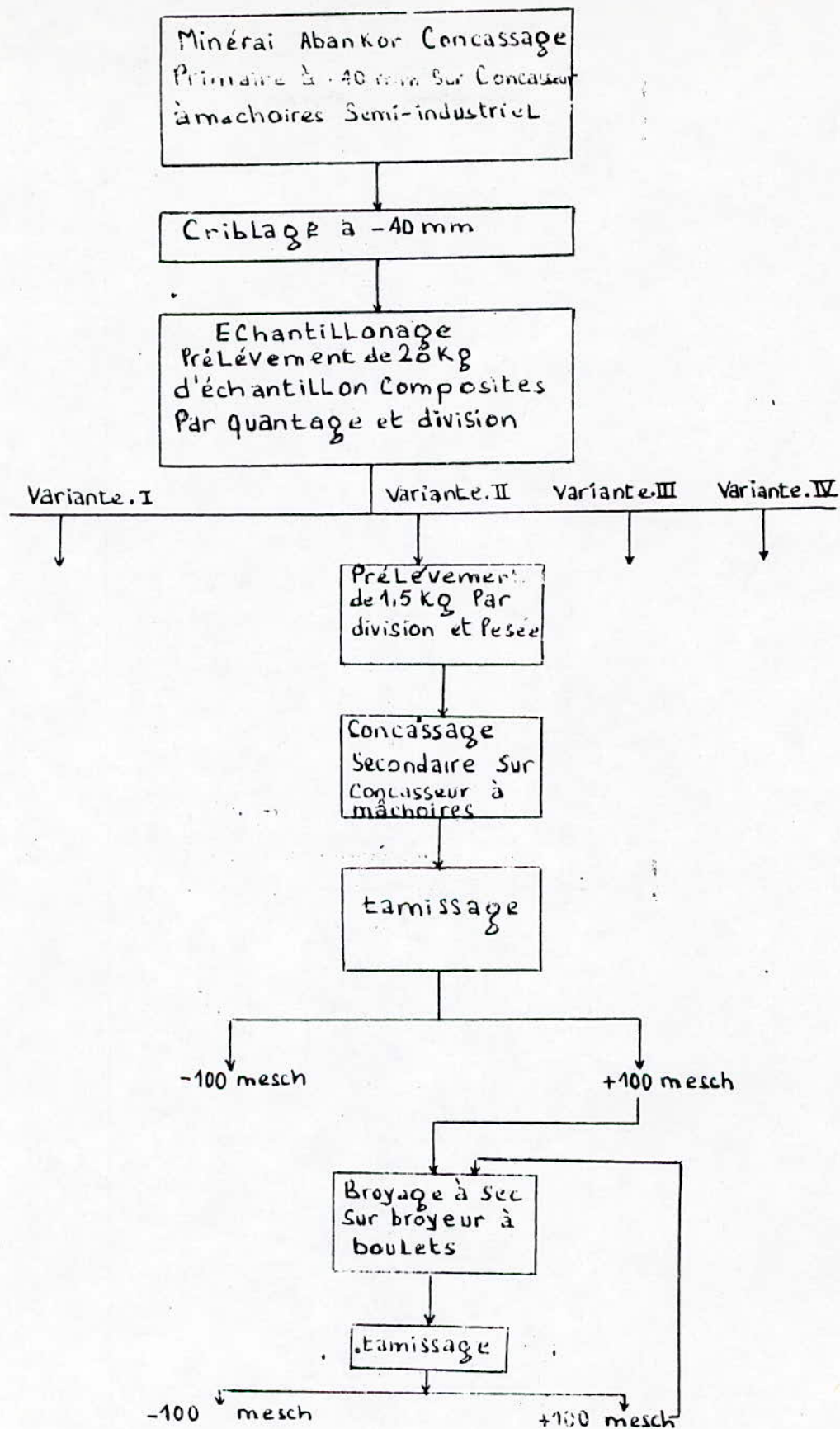


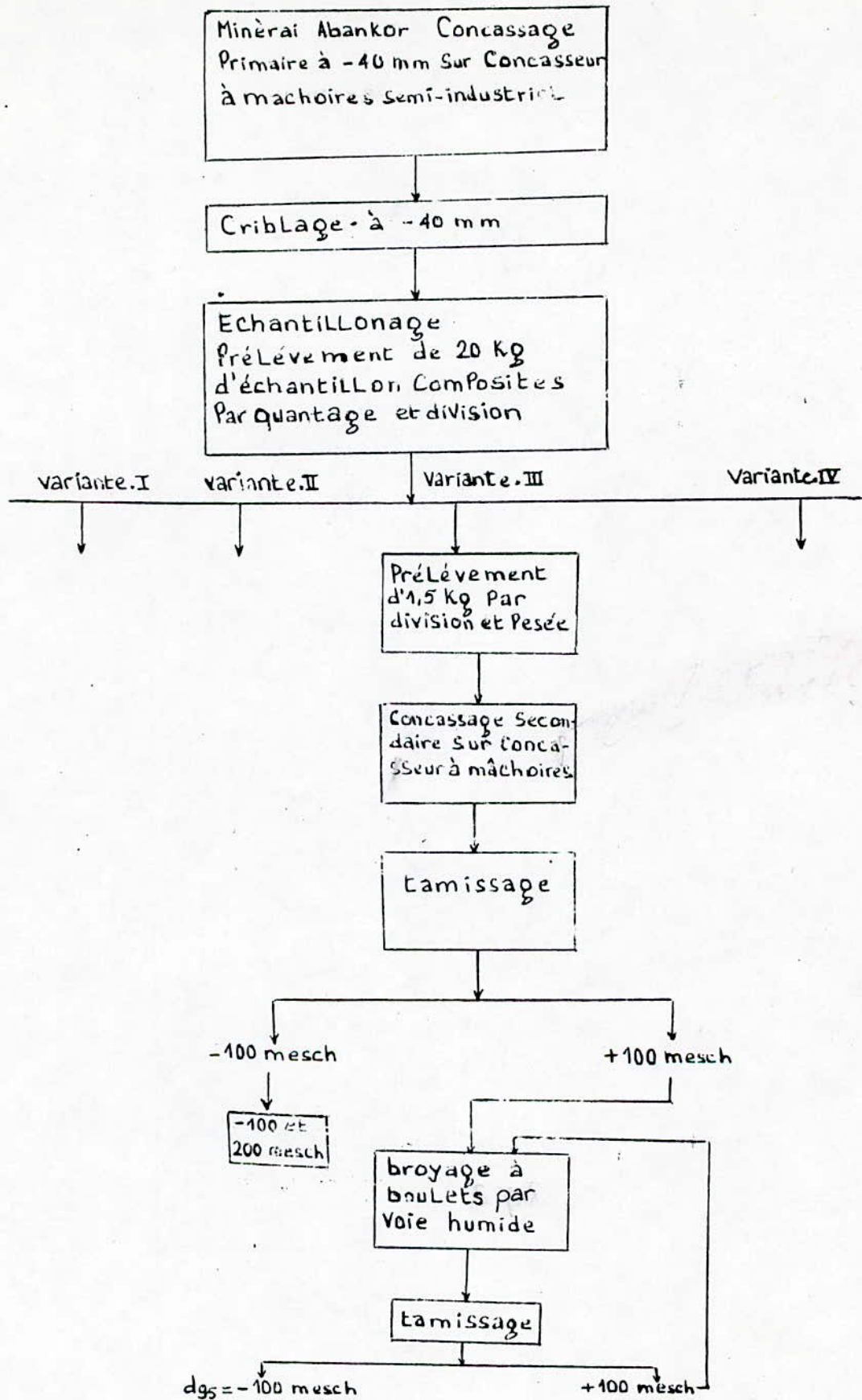
Figure II.22

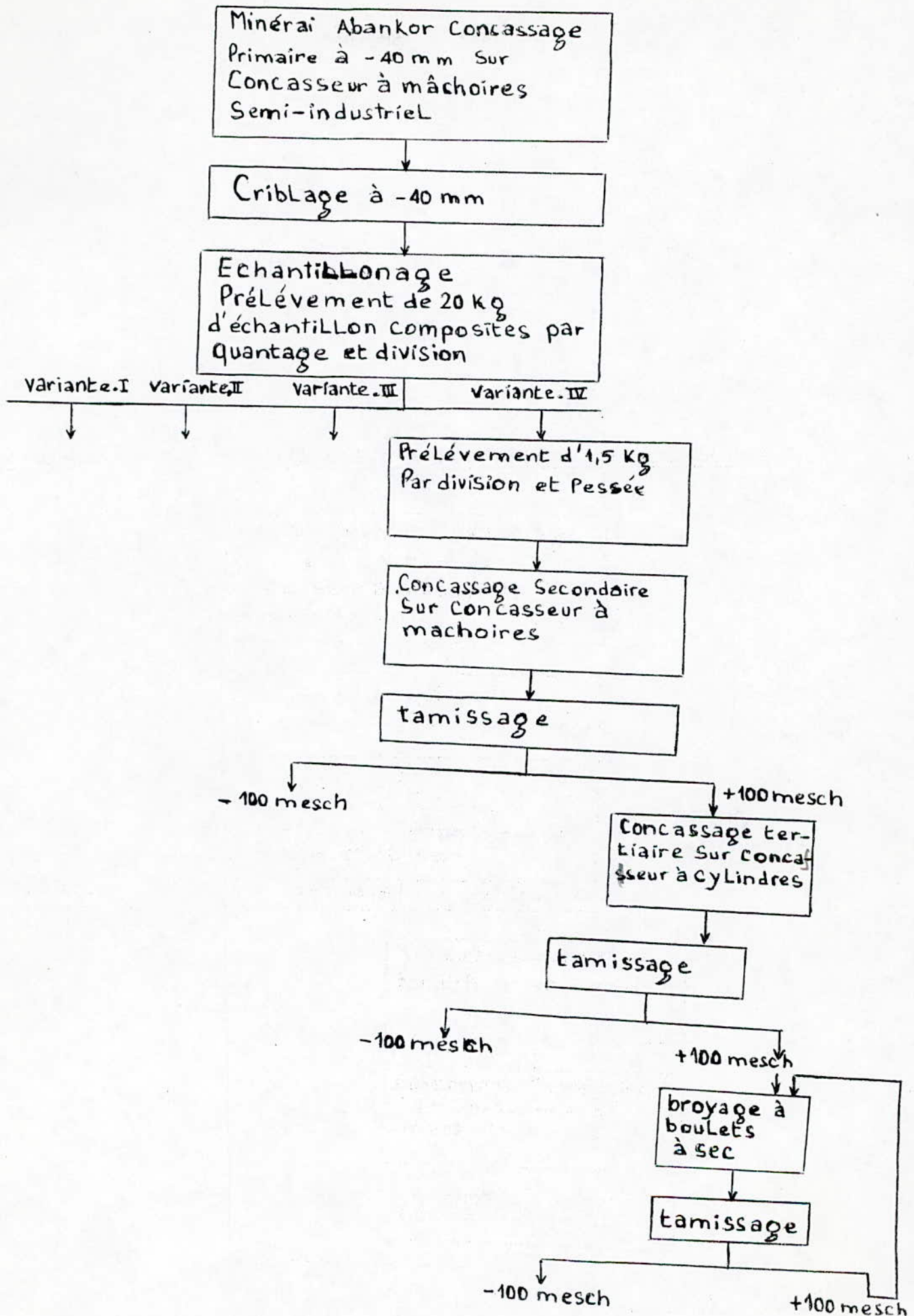
Interprétation des résultats

La comparaison entre les résultats qu'on a obtenu dans le broyage à sec et le broyage humide montrent que le broyage à sec est plus intéressant du fait que la reproduction des fines < 100 mesh et 200 mesh par rapport au broyage humide est plus élevée dans le broyage à sec, avec un temps de broyage inférieur à celui du broyage humide.

On a conclu que le broyage à sec pour la production de matériau broyé soit à 100 mesh, soit à 200 mesh nécessite moins de temps pour atteindre de D_{95} recherché.







CONCLUSION ET RECOMMANDATION

Après étude des paramètres technologiques régissant le concassage et le broyage du minerai d'uranium du gisement d'Abankor, se reflétant au niveau des différents tableaux et courbes, il ressort que la variante IV, représente le schéma technologique de préparation mécanique le plus adapté pour la production du matériaux répondant aux exigences de l'utilisateur, à savoir une granulométrie inférieure à 100 mesh

Il ressort donc qu'il faille procéder à une fragmentation poussée d'un minerai dur, compact, avec une minéralisation uranifère disséminée. Ce qui explique la nécessité de pratiquer en trois stades de concassage et un stade de broyage, avec des équipement en adéquation avec le type du minerai traité, et ce afin d'obtenir une maille de libération la plus large du minéral uranifère.

Concernant l'optimisation et le choix des différents paramètres investigués, il faudrait tenir cas de l'aspect technico - économique de l'étude. Ne possédant pas toutes les informations quant aux différents coûts d'investissement et d'exploitation d'une part et d'autre part le fait de n'avoir pu effectuer de tests d'impact Bond (indice énergétique), tout cela a contribué à transmettre des résultats d'ordre purement technologique dans le cadre de notre étude.

ANNEXE 1

Facteur	Données nécessaires	Tableau de référence	Commentaire
<i>Capacité unité C_u</i>	Nom, Description et masse du matériau	2	
Facteur fines F _f	Taux de particules de dimension inférieure à la demi maille	3	Permet d'évaluer la difficulté de séparation
Facteur F _r	Taux de refus à la maille	3	Utile pour la stratification. Peut être égal à 0.8 pour un refus de 70 à 95
Facteur efficace F _e	Taux d'efficacité désirée	3	Efficacité de scalpage usuelle de 85%. Pour une séparation efficace de 80 à 95%
Facteur surface F _s	Nombre de séparations	4	Tient compte de la perte de surface pour les niveaux inférieure
Facteur criblage avec eau F _h ou F _{h_a}	Taille des ouvertures	5	Si le débit d'eau par cycle d'alimentation est compris entre 600 et 900 L.h ⁻¹ , utiliser F _h , sinon F _{h_a}
Facteur ouverture F _{to}	Taux d'ouverture de la surface utilisée (ou taux de vide)	6	Capacité recherchée directement liée au taux d'ouverture
Facteur ouverture des fissures F _{fs}	Forme des ouvertures et rapport/largeur	7	Favorise le choix d'une ouverture longue dans le sens d'écoulement des produit et de la vibration
Facteur dès 40%	Taux d'alimentation de dimension inférieure à l'ouverture		A utiliser quand moins de 40% des grains sont de dimension inférieure à l'ouverture dans l'alimentation, ou dans le cas de recalibrage (très peu de passant)

Tableau 1: Paramètres de calcul du dimensionnement d'un crible par la méthode de la capacité de filtration

ANNEXE 1

Ouverture maille carre	Capacité C_u t/(h.m²)	
	mm	Minerai
1.0	2.9	2.2
2.0	3.7	2.7
3.2	5.5	4.2
4.7	7.3	5.6
6.4	8.6	6.6
9.5	11.6	8.6
12.7	13.7	10.2
15.9	15.6	11.8
19.0	17.6	13.3
22.2	19.1	14.5
25.4	20.7	15.6
31.8	23.4	17.9
38.1	26.2	19.5
50.8	30.3	22.6
63.5	33.0	24.7
76.2	35.2	26.3
101.6	37.7	28.4
127.0	39.7	29.9

Tableau 2: *Capacité unité de crible pour un produit contenant 25% de refus et travaillant avec une efficacité de 94%*

ANNEXE 1

Surfaces	Facteur surface F_s
Supérieure	1.00
Deuxième	0.90
Troisième	0.75

Tableau 4: *surface*

Ouverture F_{h0} carrée (mm)	Humidité limitante (1) %	F_h	(2)
< 0.8	0	1.25	1.10
1.6	1	3.00	2.00
.6	1	3	2.00
3.2	1	3.5	2.5
4.8	2	3.5	2.5
7.9	4	3.00	2.00
9.5	4	2.5	1.5
12.7	6.00	1.75	1.30
19.0	6	1.35	1.20
25.4 a 50.8	6	1.25	1.10
+ 50.8	sans limite	1.00	1.00

(1) Criblage a sec: si l'humidité dépasse cette valeur, il faut envisager des ouvertures spéciales

(2) A utiliser si l'on n'est pas sur du débit d'eau d'arrosage ou de son efficacité

Tableau 5: *Facteur criblage avec efficacité*

ANNEXE 1

<i>Type d'ouverture</i>	<i>Formule du facteur d'ouverture F_{10}</i>
Rectangulaire	$100 a_1 a_2 / (a_1+d_1)(a_2+d_2)$ (1)
Carrée	$100(a/a +d)^2$ (1)
Barreaux parallèles	$100 a / (a+d)$ (1)
Harpe ou ty-rod	$100[(3a_1^2)/(a_2+2a_1+3d_2)(a_1+d_1)$ (2)

(1) a dimension de l'ouverture d ' épaisseur du fil prise dans le même sens que la dimension

Tableau 6: *Facteur ouverture*

<i>Surfaces criblantes types</i>	<i>Longueur/largeur de l'ouverture</i>	<i>Facteur ouverture des fissures F_{fs}</i>
Ouverture carrée ou faiblement rectangulaire	moins de 2	1.0
Ouverture rectangulaire	>2 et <4	1.1
Fissures	>4 et <25	1.2
Barreaux parallèles	>25	1.4

Tableau 7: *Facteur ouverture des fissure*

CALCUL DE LA POROSITE DU MINERAL [16]

On a prélevé une quantité de masse $M_1 = 1011\text{g}$ avec des grains de poids supérieur à $10\mu\text{m}$, cette masse est chauffée jusqu'à 103°C puis on a pesé l'échantillon sec est on a eu $M_0 = 1009,9\text{g}$.

Cette masse est maintenue dans l'eau et portée à l'ébullition pendant 2 heures pour chasser l'air des pores, on a pesé de nouveau et on a obtenu une masse $M_0 = 1016\text{g}$.

Calcul de la porosité:

$$P = \frac{M_1 - M_0}{\text{Volume du matériau}} \times 100$$

$$\begin{aligned} \text{Volume du matériau} &= \frac{\text{Masse du matériau}}{\text{Masse volumique absolue}} \\ &= \frac{M_0}{\rho} \end{aligned}$$

Calcul de la masse volumique absolue ρ

On prendra une masse de poids m , on pose la masse dans un tube d'eau et on calcule le nouveau volume, on répète l'essai trois fois avec des masses différentes et on calcule ρ on a eu:

$$\rho_1 = \frac{m_1}{V_1} = 2.57 \text{ g/cm}^3$$

$$\rho_2 = \frac{m_2}{V_2} = 2.45 \text{ g/cm}^3$$

$$\rho_3 = \frac{m_3}{V_3} = 2.50 \text{ g/cm}^3$$

$$\rho = \frac{\rho_1 + \rho_2 + \rho_3}{3} = 2.50 \text{ g/cm}^3$$

$$\begin{aligned} P &= \frac{M_1 - M_0}{M_0} \cdot \rho \cdot 100 \\ &= \frac{1016 - 1009,9}{1009,9} \times 2.50 \times 100 \\ &= 1.51 \% \end{aligned}$$

CALCUL DE LA SURFACE SPECIFIQUE [17]

Ce facteur a été déterminé au niveau du laboratoire de Génie Civil, à cet effet on a utilisé l'appareil Blaine qui se compose essentiellement d'une cellule en métal inoxydable ainsi que d'un manomètre en verre en forme de U, l'appareil est étalonné avec une poudre étalon de surface spécifique et de masse volumique connues, la masse spécifique est la surface exprimée en cm³ par gramme de monture. Ce que l'on mesure c'est le temps que met l'air à traverser la cartouche de poudre tassée, pour que le niveau d'un liquide non volatile de faible densité, préalablement en dépression jusqu'à un repère supérieure du tube manométrique, redescendant jusqu'à un repère inférieur de ce tube.

On détermine le temps et la température

$$t = 52 \text{ secondes}$$

$$T = 28.5^\circ\text{C}$$

La surface spécifique est calculé par la formule suivante:

$$Sp = \frac{K \sqrt{t} \sqrt{e^3}}{\rho(1 - e) \sqrt{\eta}}$$

K: constante de l'appareil, K = 19.87.

t: temps (secondes).

ρ : masse volumique.

η : La viscosité de l'air.

$$\eta = \frac{0.178}{1 + 0.033T + 221 \times 10^6 T^2}$$

T: la température de l'air, T=28.5 %.

$$\eta = 8.396.10^3 .$$

Finalement

$$Sp = 146.84.$$

DOSAGE VOLUMETRIQUE DE L'URANIUM

La méthode de dosage utilisée est très longue: 2 jours - Cependant elle présente un avantage certain: elle est sélective efficace et précise. L'Uranium est précipité sous forme de phosphate par l'hydrogénophosphate de Sodium, après élimination du sulfure par ajout de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ à 20%.

Après dissolution du précipité de Phosphate par H_2SO_4 à 32 %, l'Uranium est dosé par oxydo - réduction. Les différentes étapes de cette méthode sont les suivantes:

1- ATTAQUE ET MISE EN SOLUTION

Une prise d'essai de:

- a) 1 à 2g du minéral.
 - b) 10 à 50 ml d'une solution de lixiviation est attaquée dans un erlenmeyer de 250 cm³.
- A la prise d'essai (a), ajouter 10 ml de HClO_4 , 5ml de HNO_3 et amenée à sec.
 - La prise d'essai (b) est évaporée à sec est reprise par 10 ml de HClO_4 , 5 ml de HNO_3 et amenée à sec.
 - Reprendre par 5 ml de HCl et amené à sels humides.
 - Ajouter ensuite 1 à 2 ml de HCl et 5 à 10 ml d'eau bouillante.
 - Rincer les paroi de l'erlenmeyer jusqu'à un volume de 50 ml avec l'eau bouillante.
 - Ajouter 5 ml de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ à 20 %.
 - Porter à ébullition pendant 15 à 20 minutes.
 - Filtrer la solution à chaud et rincer avec une solution de HCl bouillante, à 1 % jusqu'à un volume de 125 ml.
 - Neutraliser avec NaOH en présence de méthyl orange.
 - Amener à un PH 1 à 1.5 avec HCl (pour précipiter quantitativement et sélectivement l'Uranium)

2- PRECIPITATION DE L'URANIUM

- Réduire l'Uranium (VI) en Uranium (IV) par ajout de 1 g de dithionite.
- Précipiter l'Uranium par ajout de 10 ml d'une solution de Na_2HPO_4 à 10 %.
 - Ajouter 5 ml de ThCl_4 à 0.5 % (floculant).
 - Laisser reposer pendant 20 minutes puis agiter.
 - Laisser ensuite reposer pendant 24 heures.
 - Filtrer et laver avec une solution de HCl à 0.2 % jusqu'à élimination totale de la dithionite de précipité (vérifier avec une solution diluée de KMnO_4).

3- DOSAGE DE L'URANIUM

- Le précipité de Phosphate d'Uranium solubilité par une solution de H_2SO_4 à 32 % jusqu'à un volume final de 50 ml.

- Ajouter 1 à 2 ml de H_3PO_4 concentré afin de complexer les ions ferreux gênants.

Doser avec une solution de $K_2Cr_2O_7$ à 0.0168N en présence de 1 à 2 gouttes d'acide N

- Phényl-antronilique et 1 à 2 gouttes de dyphenylaminosulfonate de Baryum.

Titre: 1 ml de $K_2Cr_2O_7$ (1N) correspondant à 0.002g.

- Pour les solution à faible concentration, doser avec NH_4VO_3 à 0.00252N que l'on dissout dans 250 ml de H_2SO_4 (1.1) en complétant à un titre avec H_2O (effectuer cette opération le lendemain).

Titre: 1 ml de NH_4VO_3 correspondant à 0.0003g.

BIBLIOGRAPHIE

- [1] P. BLAZY, « Valorisation des minerais », *Presse Universitaire, France, 1970.*
- [2] M. ROUBAULT, « Géologie de l'Uranium », *Edition Masson, 1958.*
- [3] P. BLAZY, G. YVON, E. JDID, « Fragmentation (généralités, théories) », *Techniques d'ingénieur, A - 5050, 08 / 1992.*
- [4] P. BLAZY, G. YVON, E. JDID, « Fragmentation (généralités, théories) », *Techniques d'ingénieur, A - 5070, 11 / 1992.*
- [5] TERRY, ALLEM, « Etudes de structure », *P. 1040, 10 / 1988.*
- [6] D. HODOWIN, R. DEL-VILLAR, « Conduite des unités de broyage », *J - 3110, 12 / 1994.*
- [7] R. HOUOT, R. JOUSEMET, « Criblage », *J - 3100, 12 / 1996.*
- [8] « Rapport SONAREM », *N°99, H102, H103, Boissonnas, 1973.*
- [9] A. SAADA, « Métallurgie des métaux rares et légers », *thèse d'ingénieur, Institut des mines de Leningrad (Russie), 1974.*
- [10] OULD HAMOU, « Cours de minéralogie », *1996*
- [11] MERIEM, « Cours de géologie », *1995.*
- [12] R.C. MERRIT, « The extractive metallurgy of Uranium », *CSMRI, Johnson Pub. Comp., Colorado (USA), 1971.*
- [13] M. YAHIAOUI, « Contribution à la connaissance des gisement d'Uranium de Timgaouine et d'Abankor et indices sur le choix d'un procédé de traitement », *Thèse de Magister, U.S.T.H.B., 1985.*
- [14] M. BROUGERE, « Cours de minéralogie - polycopié », *Ecole des Mines d'Alès (France).*
- [15] F. TAGGACER^{RT}, « Hand book of mineral dressing ores and industrial mineral », *Third Edition, January 1948.*
- [16] J. SANGLERAT, « Mécanique des sols », *Tome II.*
- [17] J. COSTET, J. SANGLERAT, « Cours pratique de mécanique des sols ».