

M0029/94A

**MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR
ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE**

مكتبة
BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

**ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE D'ALGER
DEPARTEMENT GENIE MINIER**

**MEMOIRE
POUR OBTENTION DU DIPLOME
DE MAGISTER**

SUJET

**PROCEDE DE FLOTTATION ET SON
EVOLUTION TECHNOLOGIQUE
APPLICATION A LA VALORISATION DU
MINERAL BARYTIQUE DU GISEMENT DE
KODIA-SAFIA BERROUAGHIA
(W.MEDEA)**

**PRESENTE PAR : LEILA OUBRAHIM
INGENIEUR D'ETAT EN G. MINIER E.N.P**

SOUTENU LE 12 / 12 / 94 DEVANT LA COMMISSION D'EXAMEN

Mr R- KERBACHI
Mr. M BOURAHLA
Mr M.OULD HAMOU
MrA. ARAB
Mr M.SENOUCI

Dr. es Tech. professeur
Dr D'etat ens assistant
Dr es. maître assistant
Dr. ing chargé de cours
Ing E.N.O.F

**PRESIDENT
RAPORTEUR
EXAMINATEUR
EXAMINATEUR
INVITE**

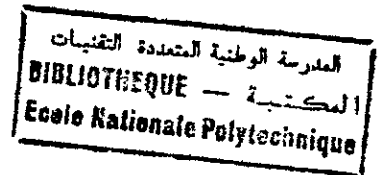
REMERCIEMENTS

Je tiens à remercier Monsieur M BOURAËLLA , pour son suivi, pour ses conseils ,pour ses directives tout le long de la réalisation de ce travail.

Que Monsieur R KERBACHI trouve ici ma reconnaissance pour avoir bien voulu présidé ce travail ,également mes remerciements sont adressés aux membre de jury.

Et à tout ce qui m'ont aidé

DEDICACES



Je dédie ce modeste travail

-Principalement à mes parents, pour leur amour, leur abnégation, pour leur patience et dévouement à mon égard durant tout le long de ma formation

-A mes frères et soeurs;

-A toute ma famille;

-A mes neveux YACINE et SALIM.,

-A mes ami(es);

-A tout ceux que j'aime.

leila

INTRODUCTION GENERALE	8
CHAPITRE 1 - GENERALITES SUR L'ENRICHISSEMENT DES MINERAIS	
I.1 INTRODUCTION.....	9
I.2. INVESTIGATIONS PRELIMINAIRES SUR LA CONNAISSANCE DU MINERAI.....	11
I.3 PROCÉDES DE TRAITEMENT.....	11
I.3.1 Procédé gravimétrique	11
I.3.1.1 Définition	11
I.3.1.2 Conditions d'application	12
I.3.2 Procédés Electromagnétiques et magnétiques	16
I.3.2.1 Définition	16
I.3.3 Procédé Electrostatique.....	16
I.3.3.1 Définition.....	16
I.3.4 Flottation	17
I.3.4.1 Définition	17
I.3.4.2 Processus	17
I.3.4.3 Appareillage	17
I.3.4.3.1 Description d'une cellule de flottation.....	17
I.3.4.3.2 Fonctionnement d'une cellule de flottation.....	18
I.3.4.3.2.1 Alimentation et récupération des minerais bruts et enrichis	18
I.3.4.4 Fonctions Essentielles d'une cellule de flottation	19
I.4 REACTIFS DE FLOTTATION ET LEUR ROLE.....	19
I.4.1 Introduction.....	19
I.4.1.1 Collecteurs	19
I.4.1.2 Déprimants.....	20
I.4.1.3 Régulateurs du milieu.....	20
I.4.1.4 Moussants	20
I.4.1.5 Activants	21
I.4.1.6 Réactivants.....	21
CHAPITRE 2 - EVOLUTION DE LA TECHNOLOGIE DE FLOTTATION	
II.1 INTRODUCTION	23
II.2 HISTORIQUE	24
II.3 DESCRIPTION D'UNE COLONNE DE FLOTTATION	25
II.3.1 Zone de collection (pré-enrichissement).....	26

II.3.2 Zone de lavage (enrichissement final)	26
II.4 LE PRINCIPE DE FONCTIONNEMENT DE LA COLONNE	
DE FLOTTATION	27
II.5 SYSTEME DE GENERATION DES BULLES	27
II.5.1 Génération interne	27
II.5.2 Génération externe	28
II.5.2.1 Turbo air.....	28
II.6 COLONNE / CELLULE CONVENTIONNELLE : PRINCIPALES	
DIFFERENCES	32
II.7 AVANTAGES ET INCONVENIENTS DE LA COLONNE	
DE FLOTTATION	32
II.7.1 Avantages	32
II.7.2 Inconvénients	32
II.8 PARAMETRES DE FONCTIONNEMENT	32
II.8.1 Paramètres essentiels d'exploitation	32
II.8.1.1 Parametres géométriques constants	32
II.8.2 Paramètres variables de fonctionnement de la colonne	33
II.8.2.1 Densité de la pulpe	33
II.8.2.2 vitesse d'écoulement de la pulpe	33
II.8.2.3 Vitesse d'écoulement d'eau de lavage.....	33
II.8.2.4 Vitesse d'écoulement d'air.....	35
II.8.2.5 Fraction volumique du gaz.....	35
II.8.2.6 Dimensions des bulles.....	36
II.8.3 Paramètres influençant la taille des bulles.....	37
II.8.3.1 Paramètres physiques	37
II.8.3.2 Paramètres chimiques	38
II.9 APPLICATIONS INDUSTRIELLES	39
II.10. EXEMPLES D'APPLICATIONS COMPAREES: CELLULES	
CONVENTIONNELLES / COLONNES.....	41
II.10.1 Flottation des fines particules (bias négatif)	41
II.10.1.1 Graphite (Inde)	41
II.10.1.2 Talc (Corée)	41
II.10.1.3 Chromite.....	42
II.10.1.4 fluorine	42
II.10.1.5 Manganèse	42
II.10.1.6 Argent (U. S . A)	43
II.10.2 Flottation de grosse particules (bias négatif).....	43
II.10.2.1 Potasse.....	43
II.10.2.2 Phosphate	43
II.10.3 CONCLUSION	44

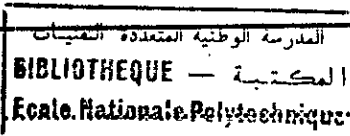
CHAPITRE 3 - BARYTINE MINERAL INDUSTRIEL	
III-1. GENERALITES.....	45
III.2 DOMAINES D'APPLICATION DE LA BARYTINE.....	48
III.2.1 Introduction	48
III.2.2 Boues de Forage	48
III.2.2.1 Constituants de la boue	48
III.2.2.2 Rôle des Boues de Forage.....	48
III.2.2.3 Qualité des Boues	49
III.2.2.4 Avantages de la barytine	49
III.2.3 Utilisation de la barytine dans l'industrie chimique :	49
III.2.4 Autres usages	52
III.2.4.1 Granulats lourds	52
III.2.4.2 Produits pharmaceutiques	52
III.2.4.3 Plastiques et caoutchoucs.....	52
 CHAPITRE 4 - GISEMENTS ET PRODUCTION	
IV.1 GISEMENTS EN ALGERIE.....	53
IV.1.1 Gisements Barytiques en Algérie.....	53
IV.1.1.1 Gisements en cours d'exploitation :.....	53
IV.1.1.1.1 Gisement de Boucaid (W. Tissemsilt).....	53
IV.1.1.1.2 Gisement de Ain Mimoun (w. Khenchela).....	53
IV.1.2 Autres gîtes	53
IV.1.2.1 Gisements polymetalliques porteurs de baryte.....	53
IV.1.2.1.1 Gisement non exploité.....	53
IV.1.2.1.1.1 Gisement de Aïn Kahla	53
IV.1.2.2 Gisement économiquement non rentable	54
IV.1.2.2.1 Gisement d'Ichmoul (W. Batna).....	54
IV.1.2.3 Gisement aux réserves limitées:.....	54
IV.1.2.3.1 Gisement de Sidi Kamber (w. Skikda).....	54
IV.1.2.4 Gisement en cours de prospection.....	54
IV.1.2.4.1. Gisement de Djebel Méllal (W. Tlemcen).....	54
IV.1.2.5 Gisement en cours d'études de faisabilité	54
IV.1.2.5.1 Gisement de Koudia - Safia (W. Médea).....	54
IV.1.2.5.1.1 Situation géographique	54
IV.1.2.5.1.2 Morphologie du gisement :	55
IV.1.2.5.1.3 Réserves.....	55
IV.1.2.5.1.4 Réseau hydraulique et climatologie.....	55
IV.2 PRODUCTION.....	58
IV.2.1 Production en Algérie.....	58

IV.2.1.1 Unité de Boucaid	58
V.2.1.2 Unité de Ain-Mimoun	59
IV.2.2 Demande Nationale :	60
IV.2.3 Prévision de l'évolution de la production des unités actuelles à l'horizon 2000.....	60
IV.2.4 Production dans le monde	62
IV.2.4.1 Généralités	62
 CHAPITRE 5- VALORISATION DES MINERAIS BARYTIQUES	
V.1 INTRODUCTION.....	65
V.2 EXEMPLES D'APPLICATION DES PROCEDES	66
V.2.1 Traitement du minerai du gisement de chaillac (France) :	66
V.2.2 Traitement du minerai de matachewan [ontario (canada)]	66
V.2.3 Nystone chemicals L.T.d debert canada	66
V.2.4 Traitement du minerai de Boucaid (W. tissemsilt) et du minerai de Aïn Mimoun. (W. Khenchela)	67
V.3 FLOTTATION DE LA BARYTINE.....	70
V.3.1 Généralités :	70
V.3.2 Réactifs de flottation de la barytine.....	70
V.3.2.1 Collecteurs.....	70
V.3.2.1.1 Collecteurs Anioniques :	71
V.3.2.1.2 Collecteurs cationiques :	72
V.3.2.2 Agents modulants :	72
V.3.3 Choix et conditions d'utilisation des réactifs dans la flottation des minerais barytiques de différentes compositions minéralogiques	75
V.3.3.1 Barytine avec gangue essentiellement carbonatée	75
V.3.3.2 Barytine avec gangue essentiellement silicatée :	75
V.3.3.3 Minerai de barytine-celestine :	75
V.3.3.4 Minerai barytique-fluoriné	76
 CHAPITRE 6 -PARTIE ANALYSE DE CARACTERISATION	
VI.1. TECHNIQUES D'ANALYSE UTILISEES.....	77
VI.1.1 DIFFRACTION AUX RX.....	77
VI.1.1.1 Principe.....	77
VI.1.1.2 Appareillage	78
VI.1.1.3 Objectif.....	78
VI.1.2 Microsonde (sonde de Castaing).....	79
VI.1.2.1 Principe.....	79

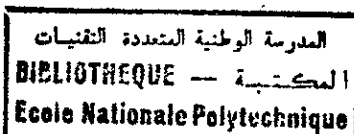
	<div style="border: 1px solid black; padding: 2px; display: inline-block;"> المدرسة الوطنية للتكنولوجيا BIBLIOTHEQUE — المكتبة Ecole Nationale Polytechnique </div>	
VI.1.2.2	Appareillage	79
VI.1.2.3	Objectifs.....	80
VI.1.3	Analyse pétrographique (Lames minces)	80
VI.1.3.1	Principe.....	80
VI.1.3.2	Objectif.....	80
VI.1.4	Fluorescence x.....	80
VI.1.4.1	Principe.....	80
VI.1.4.2	Appareillage	81
VI.1.4.3	Objectifs.....	81
VI.1.5	Absorption atomique.....	82
VI.1.5.1	Principe.....	82
VI.1.5.2	Appareillage.....	82
VI.1.5.3	Objectif.....	83
VI.2	ECHANTILLONNAGE.....	84
VI.2.1	Définition de l'échantillon soumis à l'étude.....	84
VI.3	PREPARATION MECANIQUE ET ANALYSE	86
VI.4	RESULTATS DES ANALYSES.....	87
VI.4.1	INTRODUCTION	87
VI.4.2	Analyse minéralogique	87
VI.4.2.1	Diffraction aux RX.....	87
VI.4.2.2	Analyse pétrographique	90
VI.4.2.2.1	Etude sur lames minces	90
VI.4.2.3	Analyse à la microsonde.....	92
VI.4.2.4	Analyse granulo-minéralogique.....	92
VI.4.3	Analyse chimique.....	94
VI.4.3.1	Analyse spectrale	94
VI.4.3.2	Analyse par fluorescence X	94
VI.4.3.3	Analyse par absorption atomique et gravimétrie	95
VI.4.4	Analyse granulo-chimique	96
VI.5.4	Propriétés physico-mécaniques	107
VI.5.4.1	Propriétés physiques.....	107
VI.5.4.2	Propriétés granulométriques.....	107
VI.5.4.2.1	Production des fines.....	107
VI.5.4.2.2	Coefficient d'uniformité et de courbure	107
VI.5	Commentaires des résultats d'analyse	109
VI.5.1	Analyse granulo-chimique	109
VI.5.1.1	Minerai tout venant concassé à 25 mm.....	109
VI.5.1.2	Minerai tout venant réduit à 5 mm	109
VI.5.1.3	Tout venant déschlamme réduit à 2mm.....	109
VI.5.2	Analyse minéralogique	110

VI.5.3.1 diffraction au RX.....	110
VI.5.3.2 Analyse pétrographique :.....	110
VI.5.4. Analyse chimique.....	111
VI.5.5 Conclusion sur les résultats des analyses.....	111
 CHAPITRE 7 - PARTIE ENRICHISSEMENT DES MINERAIS	
VII.1 INTRODUCTION.....	112
VII.2 ETUDE DE BROYAGE.....	114
VII.2.1 Conditions de broyage.....	114
VII.2.2 Condition de deschlammage.....	114
VII.2.3 Résultats des analyses granulométriques.....	114
VII.2.4 Interprétation des résultats.....	122
VII.2.5 Maille de libération de la Barytine.....	123
VII.2.5.1 Examen des lames minces.....	123
VII.2.5.2 Observation au microscope électronique.....	123
VII.3 ETUDE DE FLOTTATION.....	124
VII.3.1 Essais d'optimisation des paramètres de flottation.....	124
VII.3.1.1 Optimisation sur une dimension moins de 0,315 mm.....	124
VII.3.1.1.1 Conditions opératoires.....	124
VII.3.1.1.2 Etude de la flottation en fonction des principaux paramètres.....	125
VII.3.1.1.2.1 Variation du pH.....	125
VII.3.1.1.2.2 Variation de la quantité du déprimant.....	125
VII.3.1.1.2.3 Variation de la quantité du collecteur.....	125
VII.3.2 Influence du degré de broyage du minerai.....	132
VII.3.3 Les effets du degré du concassage sur la flottabilité.....	135
VII.3.4 Influence de la nature du collecteur.....	138
VII.3.5 Effet de l'augmentation du collecteur sur les résultats.....	140
VII.4 ETUDES DES VARIANTES DE VALORISATION DU MINERAI.....	142
VII.4.1 Variante I.....	142
VII.4.1.1 Introduction.....	142
VII.4.1.2 Bilan matières principale de la variante I.....	142
VII.4.1.3 Effet d'échelle sur les résultats de la variante I.....	143
VII.4.2 Variante 2.....	148
 VII.5 COMPARAISON DES RESULTATS OBTENUS PAR DIFFERENTS LABORATOIRES SUR LE MINERAI BRUT ET LE MINERAI DESCHLAMME.....	
VII.5.1 Flottation du minerai broyé à 0,074 mm.....	149

CONCLUSION GENERALE.....	152
SUGGESTIONS.....	154
ANNEXE 1.....	155
ANNEXE 2.....	158
ANNEXE 3.....	161
ANNEXE 4.....	166
BIBLIOGRAPHIE.....	167



INTRODUCTION GENERALE



L'économie nationale a été fondamentalement marquée, ces dernières années, par une série d'événements majeurs qui ont contribué à la relance des activités de la mise en valeur des ressources pétrolières en vue de faire face aux contraintes extérieures de la dette contractée durant les récentes décennies.

L'intervention d'investisseurs étrangers dans la réalisation de programme de prospection pétrolière impliquera nécessairement une demande accrue de substances minérales nécessaires à la préparation de la composition des boues utilisées dans les travaux de forage, notamment la barytine .

La capacité actuelle de production de la barytine ne suffira pas à satisfaire la nouvelle demande, par conséquent il devient impératif de prévoir une augmentation de la production nationale par le développement et la mise en valeur de nouveaux gîtes de barytine tel que Mellal, (région d'El Abed) en cours de prospection, et Koudia-Safia dont les réserves sont arrêtées, ce gîte mieux connu sur le plan géologique a intéressé l'E.N.O.F pour lui consacrer une étude de faisabilité qui passe obligatoirement par la définition du procédé de traitement; compte tenu des résultats des analyses effectuées dans le cadre de l'étude géologique, nous nous sommes intéressés au procédé de flottation pour valoriser ce minéral.

Notre objectif est de définir une ligne de traitement fiable permettant l'accès à l'obtention d'un concentré de Barytine marchand répondant aux critères exigés par la recherche pétrolière.

Les différentes étapes de nos travaux sont précisées sur la table des matières.

CHAPITRE I

I.1 INTRODUCTION

Dans la plupart des cas, les matières premières minérales extraites d'une exploitation à ciel ouvert, ou souterraine, subissent une ou plusieurs opérations de traitement avant de trouver une application industrielle directe, ou des acquéreurs qui les destinent à d'autres transformations pour aboutir aux produits finis.

Tous les produits marchands doivent répondre à un certain nombre de critères de qualité exigée par les utilisateurs.

D'une manière générale, ces critères sont liés aux propriétés physiques et chimiques de la substance minérale considérée, tels que le degré de pureté, la nature et teneurs des impuretés, la forme et dimensions sous lesquelles se présentent le minéral utile et autres minéraux accompagnateurs [1]

Du fait de la différence des propriétés, plus ou moins importantes des minéraux industriels purs ou accompagnés de leur gangue, une large panoplie de techniques et de procédés de traitement ont été développés et améliorés pour s'adapter à chaque type et qualité de minerai [2]

Le choix du procédé, en plus de la prise en considération du facteur économique, dépend du degré de complexité de la minéralisation des matières premières minérales à l'état brut (dissémination, texture, imbrications des minéraux dans la gangue, nature des impuretés et leurs dimensions etc ...), ainsi que la qualité du produit fini exigé par les clients.

Les supports des techniques et procédés, tout en gardant les principes de base sur lesquels ils ont été conçus, subissent au cours du temps et au rythme des découvertes nouvelles des modifications et retouches qui renforcent l'efficacité et améliorent les performances économiques, de rendement et de sélectivité.

La flottation en mousse est l'une des techniques qui occupe une grande place dans l'industrie minière. Elle joue un rôle important sur le plan du procédé et sur le plan de l'économie. Elle a permis la valorisation des stériles provenant des procédés gravimétriques des anciennes mines, des minerais pauvres et des minerais complexes. [2.3]

Les premiers efforts ont intéressé la récupération des métaux (pb, zn, cu ect...), par la suite l'extension de cette technique dans le domaine non métallique a connu un développement spectaculaire. [2.3]

L'application de la flottation ne se limite pas à l'industrie minière uniquement mais concerne aussi les industries métallurgiques, chimiques, papetières (désencrage de vieux papiers) et alimentaires. [2.3]. Ce procédé ne cesse de prendre de l'importance qui croit avec le développement de la recherche qui a débouché récemment à l'exploitation industrielle des colonnes de flottation en remplacement des cellules conventionnelles.

1-2 Investigations préliminaires sur la connaissance du minéral.

La recherche d'un procédé passe par la connaissance de la qualité minérale [1]

- L'analyse minéralogique et pétrographique nous renseignent sur la nature des minéraux présents, sur leur répartition spatiale, leur degré de dissémination, leur imbrication, leurs formes et leurs dimensions. Les résultats de ces analyses, tout en donnant une estimation de la maille de libération des minéraux, les uns des autres permettent d'entrevoir les différents procédés susceptibles d'être retenus pour l'élimination des impuretés en tirant profit de chaque particularité physique ou chimique des minéraux présents.

• L'analyse granulo-chimique détermine la répartition des minéraux utiles présents et celle des impuretés dans les différentes tranches granulométriques, cette analyse nous renseigne sur l'éventualité d'un procédé de traitement, basé sur le concassage ou broyage sélectif suivi ou non d'un traitement complémentaire.

- Le dosage des éléments présents permettent de situer le degré de pureté du minéral considéré.

I.3 Procédés de traitement

Citons ci dessous les procédés les plus répandus dans l'industrie minérale.

I.3.1 Procédé gravimétrique

I.3.1.1 Définition [2,3,4,5]

Le principe de la concentration gravimétrique est basé essentiellement sur la différence significative de densité des minéraux à séparer, elle fait intervenir les effets de force de gravité et des forces appliquées d'un milieu imposé agissant sur les particules en leur conférant des trajectoires ou des vitesses de déplacement différentes selon leurs dimensions, leurs formes et leurs poids spécifiques.

La nature du milieu peut être l'eau, l'air ou autres liquides tels que les solutions de magnétite et de ferrosilicium, appelées liqueurs denses.

L'application de ce procédé remonte loin dans le temps et a intéressé, en premier lieu la récupération de l'or et des pierres précieuses. Ce fut l'unique procédé [2] utilisant un matériel simple.

Le développement technologique de ce procédé simple, en général peu coûteux fait que son application industrielle touche une gamme très large de variétés de minéraux et divers produits alimentaires et industriels. [2]

1-3-1-2 Condition d'application:

La séparation est possible selon la valeur du critère suivant:

$$k = \frac{dL - df}{dl - df}$$

où

- dL : densité du grain lourd
- dl : densité du grain léger
- df : densité du milieu

La séparation des minéraux est facile si $k < 2,5$ et elle est moins efficace dans le cas contraire.

Le mouvement des particules ne dépendent pas seulement de leur densité mais aussi de leur dimension et de leur forme. Les grosses particules se rapprochent des conditions d'un mouvement en accord avec la loi de Newton si les forces de frottement sont négligeables; l'efficacité de séparation baisse avec la finesse des particules. En pratique les particules $< 20 \mu\text{m}$ sont rebutées dans ce procédé. [2]

Dans les milieux air et liquide, il existe une résistance opposée au mouvement de la particule, proportionnelle à la vitesse de son déplacement; quand l'équilibre entre la force de gravité et celle de cette résistance est atteint le mouvement de cette particule devient uniforme.

Il existe deux mouvements :

- mouvement laminaire
- mouvement turbulent

La particule dans le milieu peut sédimenter soit en sédimentation libre ou gênée.

a. Sédimentation libre

La séparation libre se réfère aux particules plongeant dans le fluide et dont le déplacement n'est pas gêné. La sédimentation libre a lieu lorsque le pourcentage en solides est inférieur à 15. [2]

Considérons une particule de d diamètre d'une densité d_s dans un milieu fluide visqueux de densité d_f dans les conditions de sédimentation libre, la particule est soumise à trois forces :

- Force de gravité
- Force de résistance
- Force due au déplacement du fluide

L'équation du mouvement est régie par l'équation suivante :

$$m \frac{dx}{dt} = mg - m'g - D \quad I - 1 \quad [2]$$

où $\left\{ \begin{array}{l} m = \text{masse de particules} \\ m' = \text{masse de fluide déplacé} \\ x = \text{vitesse de la particule} \\ g = \text{accélération gravitationnelle} \\ D = \text{force de résistance} \end{array} \right.$

à la vitesse de chute limite

$$\frac{dx}{dt} = 0$$

L'équation I-1 devient :

$$D = \pi/6 g(d - d_f)d^3 \quad \text{I-2 [2]}$$

Stockes suppose que la force de resistance, quand la particule est sphérique et égale à :

$$D = 3\pi d\eta v \quad [2]$$

où {

$$\left[\begin{array}{l} \eta : \text{viscosité du milieu} \\ v : \text{vitesse de la particule} \end{array} \right.$$

d'où I-2 devient :

$$3\pi d\eta v = (\pi/6) g d^3(d_s - d_f)$$

par conséquent v est égale à

$$v = \frac{g(d_s - d_f)d^2}{18\eta} \quad \text{I-3 : Equation de Stockes [2]}$$

Newton suppose que le mouvement est turbulent lorsque $D = 0,055 \pi d^2 v^2 d_f$ D'ou :

$$v = \frac{[3gd (d_s - d_f)]^{1/2}}{(d_f)^{1/2}} \quad \text{I - 4 Equation de Newton [2]}$$

La loi de Stockes est valable pour les particules au dessous de 50µm de diamètre et la loi de Newton est valable pour les dimensions supérieures à 0,5cm.

Pour les particules intermédiaires, Stockes propose la formule $v=K_1 d^2 (d_s-d_f)$ ($K_1 = \text{cst}$) et Newton applique la formule $v = K_2 [d(d_s - d_f)]^{1/2}$ ($K_2 = \text{cst}$)

En considérons deux particules de densité D_a et D_b et de diamètres d_a et d_b chutant dans un fluide d_f avec la même vitesse (equitombant).

La loi de Stokes devient :

$$d_a^2 (D_a - D_f) = d_b^2 (D_b - D_f)$$

$$\frac{d_a}{d_b} = \frac{(D_b - D_f)^{\frac{1}{2}}}{(D_a - D_f)^{\frac{1}{2}}}$$

La loi de Newton devient :

$$[d_a ((D_a - D_f))^{1/2}] = [d_b (D_b - D_f)]^{1/2}$$

$$\frac{d_a}{d_b} = \frac{(D_b - D_f)}{(D_a - D_f)}$$

D'où la formule suivante :

$$\frac{d_a}{d_b} = \frac{(D_b - D_f)^n}{(D_a - D_f)}$$

n = 0,5 Pour la loi de Stokes

n = 1 Pour la loi de Newton

b-Sédimentation gênée [2]

Cette sédimentation se produit lorsque le pourcentage des solides est important ce qui implique l'existence des forces de frottement entre les grains et caractérisant le régime d'écoulement turbulent (Newton) dans ce cas nous avons

$$v = k d (d_s - d_p)$$

d_p : densité de la pulpe

d'où

$$\frac{d_a}{d_b} = \frac{(D_b - D_p)}{(D_a - D_p)}$$

Dans l'industrie on distingue trois procédés de séparation :

- Séparation dans une nappe fluante (tables, spirale ect ...).
- Séparation par accélération différentielle (Jig).
- Séparation par milieu dense statique ou dynamique.

I.3.2 Procédés Electromagnétiques et magnétiques

I.3.2.1 Définition [2.3]

Les propriétés magnétiques de certains minéraux sont exploitées judicieusement dans l'enrichissement des minerais grâce aux champs magnétiques modulables créés par des séparateurs travaillant en voie humide ou en voie sèche.

Un mélange de substances minérales aux susceptibilités magnétiques suffisamment différentes sont séparables dans un champ magnétique imposé.

Dans la nature nous distinguons trois classes de corps magnétiques suivants :

a. Ferromagnétiques

Ce sont des corps qui ont une très grande susceptibilité magnétique telle que la magnétite. Ils peuvent être séparés par des séparateurs à faible intensité de champ.

b. Paramagnétiques

Ce sont des corps possédant une susceptibilité magnétique assez élevée, qui peuvent être séparés par des séparateurs à haute intensité.

c- Diamagnétiques

Ce sont des corps de susceptibilité faible tels que l'or, l'argent, le zinc ... Ils ne peuvent être séparés par l'application d'un champ magnétique.

I.3.3 Procédé Electrostatique

I.3.3.1 Définition

Le procédé d'enrichissement par procédé électrostatique est basé sur l'exploitation des propriétés électriques des constituants du minerai. Ainsi on sépare les minéraux conducteurs des non conducteurs. Exemple Au/quartz.

I.3.4 Flottation [2,3,6,7,8]

I.3.4.1 Définition

La flottation est un procédé d'enrichissement des minerais par voie humide, où le principe s'appuie sur l'exploitation des propriétés des interphases entre un solide, une solution aqueuse et un gaz (habituellement l'air).

I.3.4.2 Processus [6]

Les particules solides que l'on désire séparer sont mises en suspension dans l'eau dans une proportion donnée, la pulpe ainsi formée est traitée avec un certain nombre de réactifs chimiques qui constituent l'étape de conditionnement. Parmi les réactifs nous citons les collecteurs appelés aussi surfactants et les modificateurs dont le rôle est précisé plus loin.

Toute l'opération de l'enrichissement se déroule dans une cellule munie d'un agitateur ou d'un diaphragme qui produisent et dispersent les bulles d'air dans la pulpe moussante, ces bulles adhèrent aux particules hydrophobes; sous l'action de la poussée d'Archimède résultante, l'ensemble (particules + bulles flottées) arrive à la surface de la cellule sous forme de mousse stabilisée au moyen de réactifs et récupérées par un procédé mécanique, ou par débordement, alors que les particules hydrophiles plongent avec le plus gros de la pulpe au fond de la cellule. Les différentes étapes sont les suivantes:

- Adsorption des collecteurs à l'interphase SL afin de conférer une hydrophobicité à cette interphase.
- Modulation de l'adsorption de ces collecteurs au moyen de réactifs
- Contact entre particules hydrophobes et bulles d'air.
- Transfert du groupement (particule, bulle) dans la mousse qui monte à la surface de la cellule.

I.3.4.3 Appareillage

I.3.4.3.1 Description d'une cellule de flottation [2,6], [9]

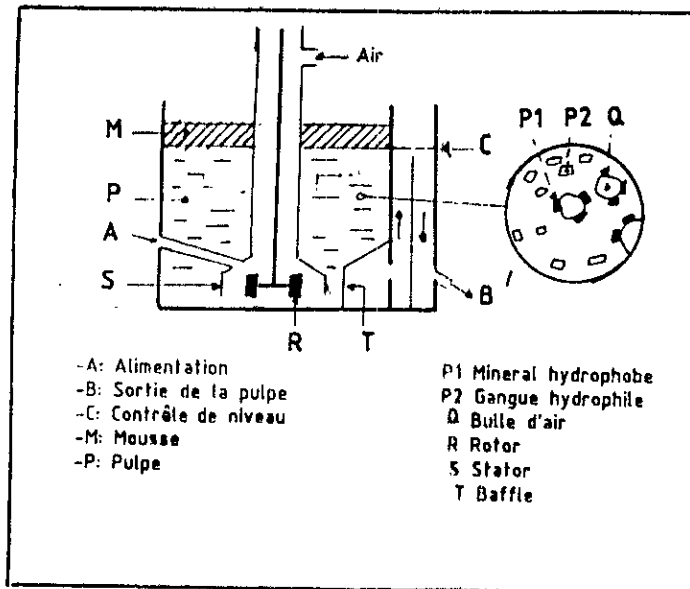
La cellule a souvent la forme extérieure d'un parallélépipède rectangulaire, ou d'un cylindre à l'intérieur duquel se trouvent disposés les éléments suivants :

- Un agitateur souvent constitué d'un rotor et d'un stator

-Un dispositif permettant d'introduire de l'air dans la cellule au moyen d'un diaphragme, d'un diffuseur (assez rare) ou l'utilisation de l'axe creux de l'agitateur.

-Un très grand nombre de cellules sont munies d'un système d'autoaération utilisant le vide partiel créé par la cavitation dans la zone du rotor.

Les machines utilisées industriellement sont illustrées par le schéma de la figure n°1



SCHEMA D'UNE CELLULE INDUSTRIELLE

Figure N° 1

I.3.4.3.2 Fonctionnement d'une cellule de flottation

I.3.4.3.2.1 Alimentation et récupération des minerais bruts et enrichis

L'alimentation en pulpe se fait soit par le côté lateral de la cellule soit directement dans la zone centrale de l'agitateur. La sortie se fait au niveau de deux points :

- Par débordement des écumes à la partie supérieure pour le produit flotté.
- Et par le bas de la cellule en un ou en plusieurs points pour le produit non flotté ou par passage direct dans la cellule suivante pour subir un nouveau traitement de flottation (cas d'une série de cellules dans une installation industrielle). [6]

I.3.4.4 Fonctions Essentielles d'une cellule de flottation [6]

- Mettre et maintenir les particules en suspension;
- Disperser les bulles d'air dans la pulpe;
- Fournir les conditions appropriées pour le contact entre bulle d'air et particules hydrophobes.

La conception des cellules de flottation doivent répondre aux exigences suivantes :

- Assurer le transfert de toutes les particules de la pulpe du point d'alimentation aux points de décharge (des écumes ou des produits non flottés), il est important aussi que le broyage des particules qui entrent dans la cellule en sortent rapidement pour ne subir qu'un faible surbroyage occasionné par l'attrition intense qui règne autour de l'agitateur;
- Fournir des conditions de mélange parfait pour la pulpe;
- Assurer une zone de faible turbulence dans la partie supérieure, afin de ne pas perturber l'écume ou recentrer dans la pulpe des particules déjà flottées;
- Pouvoir être remise en route après arrêt.

I.4 Réactifs de flottation et leur rôle

I.4.1 Introduction

Le rôle des réactifs est de modifier d'une manière dirigée, l'énergie superficielle sur l'interphase des phases dans le but de changer l'indice de flottabilité des minéraux à séparer, le nombre et la taille des bulles d'air ainsi que la stabilité de la mousse. [10]

Les réactifs usuellement utilisés sont au nombre de six à savoir :

- | | |
|----------------|-----------------|
| 1- Collecteurs | 4- Moussants |
| 2- Déprimants | 5 - Activants |
| 3- Régulateurs | 6 - Réactivants |

I.4.1.1 Collecteurs

Les collecteurs sont constitués d'une molécule hétéropolaire , c'est-à-dire formée d'une partie polaire et d'une partie non polaire. On distingue deux types de collecteurs :

- Anioniques
- cationiques

La figure n°2 présente la classification des collecteurs. [2,8]

Le nombre des minéraux possédant une flottabilité naturelle est limité, aussi pour augmenter l'hydrophobicité qui favorise cette flottabilité des particules minérales, nous faisons appel à l'utilisation des collecteurs appropriés pour chaque type de minerais.

Ces réactifs sont des agents qui adhèrent à la surface de certaines particules de minéraux pour constituer un revêtement non polaire, hydrophobe qui s'attachent aux bulles d'air.

I.4.1.2 Déprimants

Les déprimants sont des réactifs qui empêchent la flottation de certains minéraux d'une façon temporaire. Ce sont des agents qui sont à la base de la flottation différentielle des minerais.

I.4.1.3 Régulateurs du milieu

Les régulateurs du milieu sont des réactifs qui maintiennent constant le degré de l'acidité ou d'alcalinité de la pulpe, autrement dit un PH fixe. En général ce sont surtout des réactifs alcalins (chaux, carbonate de sodium) qui sont utilisés et rarement des réactifs acides sauf dans certains cas pour empêcher que le PH de la pulpe n'augmente trop par rapport à la valeur choisie.[10]

I.4.1.4 Moussants

Les moussants sont des molécules heteropolaires de faible solubilité, ils peuvent être des produits naturels tels que l'huile de pin ou des produits synthétiques comme le T.E.B (triethoxy butane) , le Domfroth 250 (mélange de différents esters et propylène glycols , etc...)

Les moussants sont des réactifs intervenant au niveau de l'interphase (liquide/gaz = L/G) diminuant ainsi la tension de l'eau.

Ils ont pour fonction de garder les bulles d'air en suspension et d'éviter leur coalescence rapide et de contrôler la distribution granulométrique des bulles.

I.4.1.5 Activants

Les activants sont des réactifs qui augmentent la flottabilité de certains minéraux.

I.4.1.6 Réactivants

Les réactivants sont des réactifs capables de rétablir les propriétés de flottation des minéraux déprimés.

COLLECTEURS IONIQUES

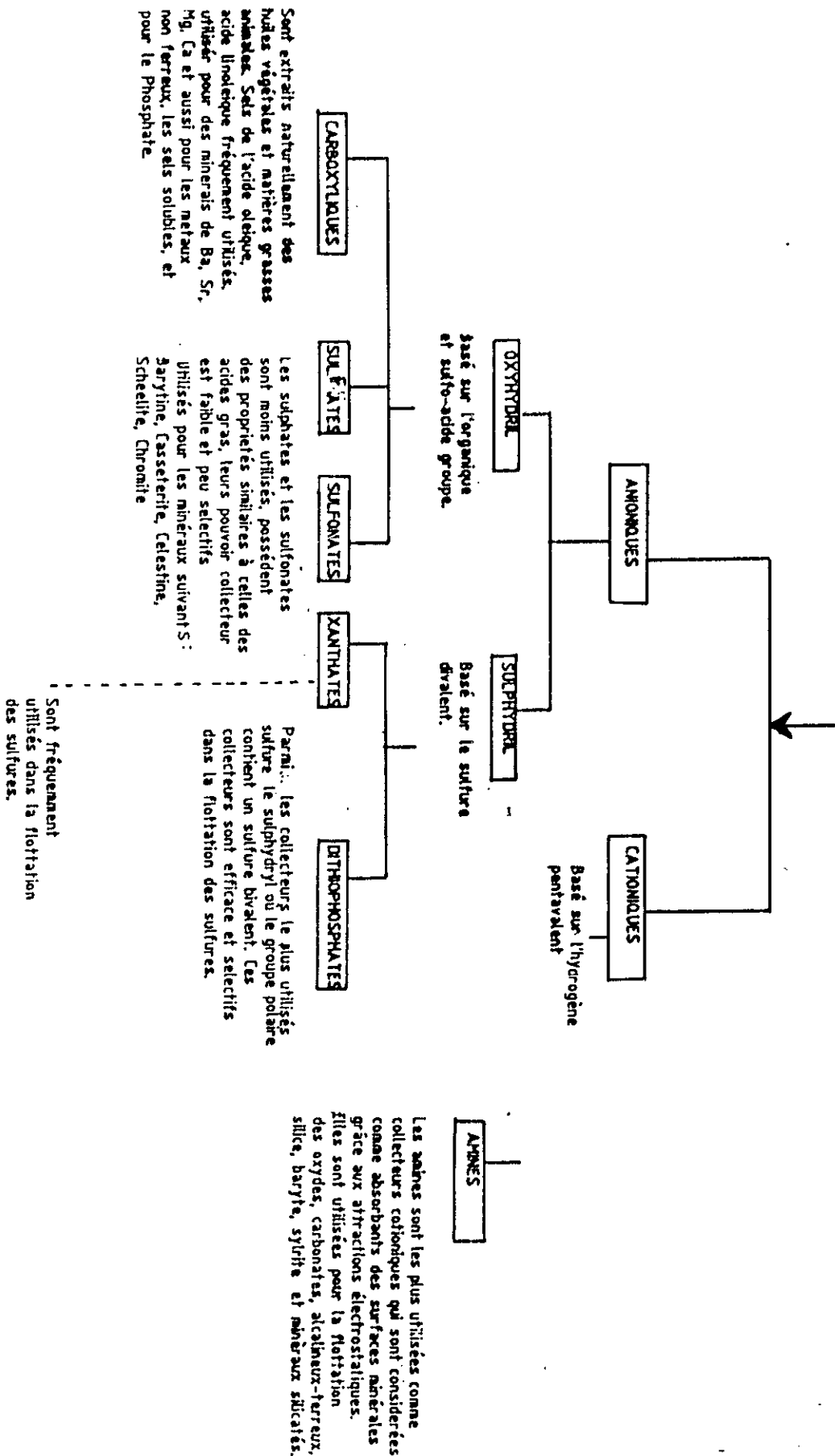


Figure N° 2 Classification des collecteurs

CHAPITRE II

II.1 Introduction

Au cours des cinquante dernières années, les progrès technologiques ont surtout porté sur la conception de nouvelles cellules (dans le but de rechercher une diminution des frais de fonctionnement sans modifications fondamentales de la technique elle-même le principe théorique demeure inchangé). L'apparition des colonnes est une révolution dans ce domaine puisque d'une opération dynamique, on passe à une opération statique.

Dans les cellules conventionnelles, la récupération des particules rendues hydrophobes donc flottables s'effectue au niveau de la partie supérieure de la cellule, mais l'entraînement mécanique des fines particules hydrophiles au niveau de la surface est inévitable. Pour minimiser cet entraînement dans ces cellules une formation d'une mousse épaisse au dessus de la surface de la pulpe (5 à 30 cm, cas industriel) est nécessaire et plusieurs étapes de flottation sont nécessaires pour atteindre un taux de récupération raisonnable [11]

Une méthode alternative a été introduite avec la colonne de flottation qui se différencie radicalement par rapport aux cellules conventionnelles autant par la conception que par le processus opérationnel; elle permet d'obtenir de meilleurs résultats avec un nombre d'étapes de relavage réduit.

I.2 Historique

Au début des années 1960, les canadiens Remis Trembley et Pierre Boutin [12] ont répandu le principe d'une cellule de flottation n'utilisant pas d'agitation mécanique appelée "colonne de flottation": brevet canadien [680-576 et 674-547] sur ce principe plusieurs variantes ont vu le jour sous les noms ci après [13] :

- colonne de leeds
- colonne garnie
- colonne flottaire
- colonne jameson
- colonne décrite par les chercheurs Soviétiques (Russie)

La technique de la colonne de flottation fut d'abord accueillie avec scepticisme par l'industrie minéralurgique. Le manque de compréhension des phénomènes qui prennent naissance dans les colonnes à été l'origine de quelques essais dont les résultats ont été peu encourageants. La persévérance de certains chercheurs a finalement abouti à l'obtention de quelques bons résultats. Les travaux de recherche ont été repris par la Chine et la Russie, les rapports en provenance de Russie furent peu explicites, mais positifs, alors que ceux de la chine furent négatifs [12] . Au début, les études fondamentales étaient rares, nous comptons en moyenne une publication par an durant la période de 1960 à 1980.

Le nombre de ces publications a augmenté rapidement, a partir de 1984. La figure n°3 illustre cette évolution favorisée par l'intérêt grandissant qu'accordent à cette recherche les exploitants après 1981 [13] . D'ailleurs dès 1981 un programme de recherche à été lancé à l'université de Mac.Gill Montréal (canada).

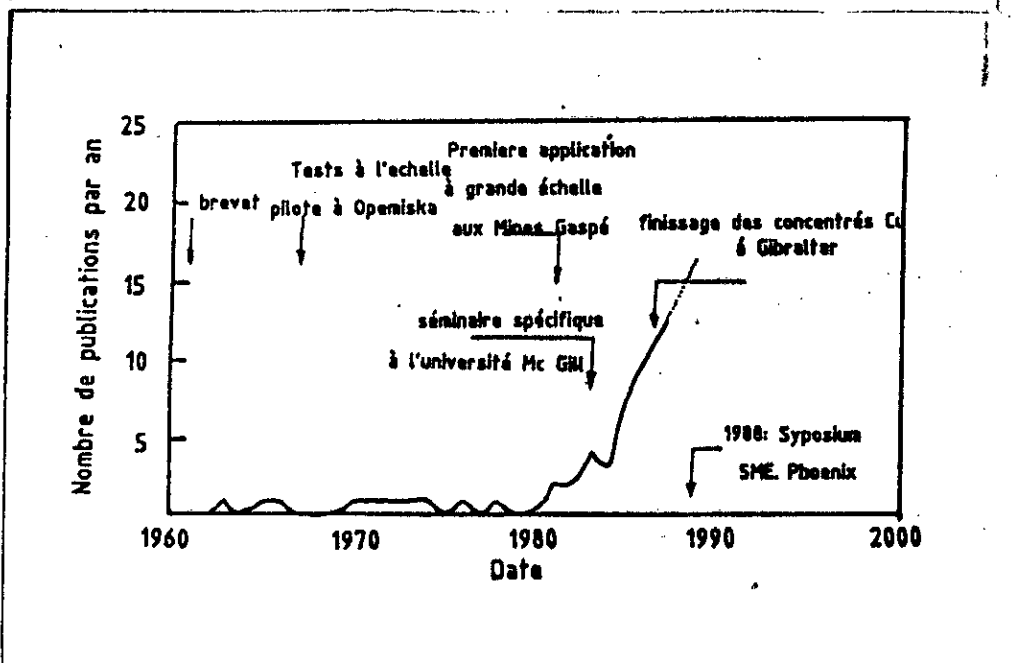


Figure n°3: Evénements marquants de l'histoire de la colonne de flottation et nombre de publication par an, depuis 1960 jusqu'à présent (d'après [1]).

Son objectif initial était le développement d'une méthodologie de dimensionnement, en 1983 le département des mines et métallurgie de cette université fut à l'origine du premier séminaire sur la flottation en colonne.

En 1988 le premier symposium international sur la flottation en colonne à lieu à phénix (Arizona (U.S.A)), à cette occasion, 34 communications furent présentées sur les applications des colonnes dans l'enrichissement du charbon, des minerais métalliques et des minéraux industriels, elles traitaient également de la pratique industrielle, des aspects économiques, des principes fondamentaux, de l'amélioration de la conception, de la modélisation et du contrôle. [11,12,13]

En 1991 quelques travaux ont révolutionné les données sur les applications des colonnes de flottation dont les mises en oeuvre se traduisent par une simplification des circuits, une diminution des investissements, une amélioration des bilans métallurgiques et une diminution des coûts opératoires liée surtout à la diminution de la consommation en énergie. Les résultats métallurgiques obtenus ont concerné aussi bien la récupération que la teneur des concentrés. [14]

II.3 Description d'une colonne de flottation " colonne canadienne "

Une colonne de flottation est constituée d'un tube vertical de section carrée ou circulaire, qui peut être en Plexiglas ou en verre [15, 16].

Au 1/3 de la colonne à partir du haut se trouve l'ouverture d'alimentation en minerais pulpé [15,17]. Le concentré est évacué par débordement. La partie inférieure est munie de deux ouvertures l'une sert à évacuer les stériles, l'autre sert à l'injection des fines bulles d'air qui remontent à contre courant du mouvement général de la pulpe s'écoulant du haut vers le bas (zone de collection ou de pré-enrichissement) et au sommet s'échappent les bulles chargées de particules hydrophobes, qui lavées par un courant descendant d'eau claire (zone de lavage) sortent par l'ouverture conçue à cette effet. Voir figure n°4 [13,14,16]

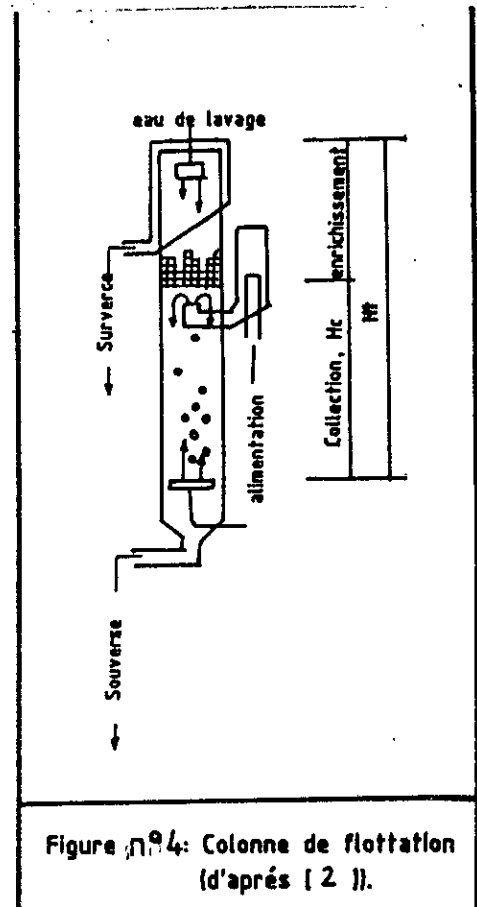


Figure n°4: Colonne de flottation (d'après [2]).

La colonne de flottation comporte deux zones principales:

II.3.1 Zone de collection (pré-enrichissement)

Elle prend 75 - 80 % de la hauteur totale de la colonne [11], c'est là que les particules solides rencontrent le flux ascendant des bulles d'air générées par un bulleur qui se trouve le plus souvent dans la partie inférieure de cette zone.[13]

La fraction volumique occupée par les bulles d'air dans cette zone est de l'ordre de 10 - 20 %. [11]

II.3.2 Zone de lavage (enrichissement final)

Dans cette zone l'eau de lavage est ajoutée au dessus du lit des bulles d'air (écumes) à quelques centimètres au dessous de la surface du haut de la colonne et descend vers le fond (appelé bias positif) en traversant la zone de collection. Cette eau stabilise la mousse, en remplaçant l'eau drainée de la pulpe; le bias permet l'évacuation des particules hydrophiles emprisonnées dans la mousse et accroît ainsi la sélectivité de séparation. [13]

La fraction volumique du gaz dans cette zone est de l'ordre de 60- 90 % [11]

L'ajout de l'eau de lavage joue un rôle important dans l'enrichissement final comme le démontre la figure n°5 Nicole et al en 1988 ont effectué une flottation du charbon sur une colonne et ont constaté que l'eau de lavage a permis une approche de séparation idéale qui a été réalisée par une procédure de Dell et Al en 1972 [13]

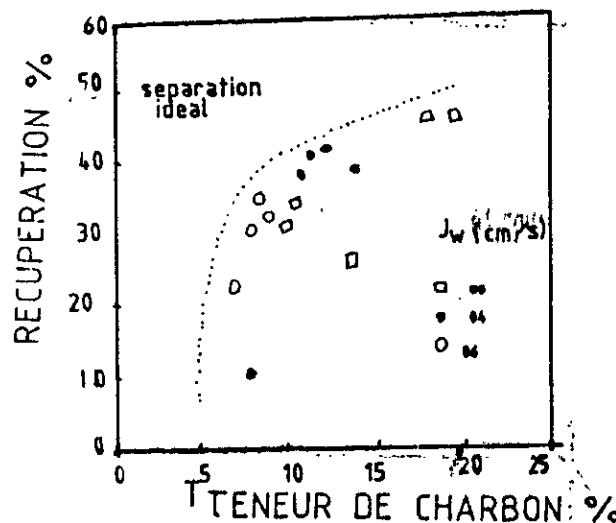


FIGURE N° 5: effet de l'ajout de l'eau de lavage

II.4 Le principe de fonctionnement de la colonne de flottation

Le processus de flottation étant le même que celui d'une cellule conventionnelle.

Le fonctionnement d'une colonne de flottation est basé sur l'existence d'un double courant au niveau de la zone de collection et au niveau de la zone d'enrichissement, le premier double courant est constitué d'un flux descendant de la pulpe et le flux ascendant des bulles d'air, le second double courant est constitué par le flux ascendant des bulles d'air chargées de particules hydrophobes et le flux descendant du flux de l'eau de lavage [13,16,17]

II.5 Système de génération des bulles

Le système de génération des bulles est le cœur de la flottation, l'efficacité de ce système influe sur la récupération et la teneur du minerai dans la colonne de flottation.[13]

Dans les premières années du process, la colonne de flottation a donné de faible récupération qui est due principalement à l'inefficacité du bulleur (spager). Des améliorations récentes dans la conception de la fabrication du bulleur à rendu possible la flottation de dégrossissage et de relavage.

On distingue deux systèmes de génération de bulles

- générateur interne (internal spager)
- générateur externe (external spager)

II.5.1 Génération interne

La génération interne est l'ancienne méthode de génération des bulles brevetée [3,379,730],[18], le système consiste à l'introduction de l'air ou dans certain cas de l'azote dans la pulpe, à la base de la colonne, en traversant un matériel poreux tels que, une toile filtrante, un caoutchouc perforé, un acier perforé, un verre fritté ... (voir liste ci-après [13]. formant un diaphragme placé au fond de la colonne.

Liste des générateurs internes:

- manchon poreux d'acier inox
- plaques poreuses
- plaques perforées 500µm, et 300 µm
- verre fritté
- métal aggloméré
- verre aggloméré
- caoutchouc perforé
- acier inox poreux 50 µm

a- Inconvénients [19]

- le contrôle des dimensions des bulles est faible
- bulles à gros diamètres
- fraction volumique faible à cause des bulles à gros diamètres
- consommation élevée de gaz
- faible récupération due à la fraction volumique du gaz réduite et aux grosses bulles.
- consommation du moussant élevée

II.5.2 Génération externe

Dans ce type de génération externe, le gaz et l'eau sont mis en contact à l'extérieur, le mélange est directement injecté à la base de la colonne.

Ces générateurs plus élaborés se sont imposés et permettent une production régulière, de bulles contrôlables et fiables.

Les dimensions des bulles sont contrôlées par la pression de l'air, de l'eau, et son débit ainsi que par le dosage du moussant et le débit d'eau.

On distingue trois générations externes appliquées dans industrie:

- Turbo air brevet (4-752 - 383) [19]- Comico et microcel brevet (4 -752-383 ,4-9114-826) [18]
- Deister (colonne flottaire) brevet [4-971-731] [18]

Nous décrivons le générateur de bulles le mieux étudié et le plus utilisé

II.5.2.1 Turbo air

En 1982 US Bureau of Mine (USMB) a crée ce système de génération , qui permet d'avoir des bulles de 0.3 à 4 mm. Il a été inventé par Jeffrey and Donald Foot. [19]

Turbo air trouve de nombreuses applications pour différents minéraux avec de bons résultats.

Des résultats de flottation avec le turbo air et la toile filtrante sont comparés pour un minerai de cuivre à l'ouest des U.S.A sur une colonne de 16 inches (40 cm) de diamètre et de 38 foot (1140 cm) de hauteur au deuxième stade de relavage. Cette comparaison a donné, avec un taux faible de consommation d'air, une récupération de plus de 60% pour le turbo air et de moins de 10 % pour la toile filtrante; la figure n°6. illustre les résultats obtenus, également lors d'une application similaire au sud de l'Amérique, le système de turbo air a donné un meilleur résultat que la toile filtrante dans une colonne ayant un diamètre de 3 foot (91,43 cm) et une hauteur de 40 foot (1219,16 cm) au deuxième stade de relavage. Une autre comparaison semblable concernant la flottation du minerai de cuivre pour laquelle la récupération et la teneur sont déterminés 3 fois par jour, a démontré que du système Turbo - Air comme le montre les valeurs du tableau N°1, a donné une teneur de 0.8 fois supérieure à celle de la toile filtrante et la récupération est plus élevée de 6.3% .[19, 20]

La durée de vie du turbo air est de six mois et celle de la toile filtrante est de moins de trois mois.

Le turbo air est caractérisé par les performances et avantages suivants [18]

- durée de vie longue
- maintenance facile
- meilleur bilan métallurgique
- amortissement rapide
- meilleur contrôle des dimensions des bulles

TABLEAU n°1

Jour	Part	Teneur de Cu du concentré en %		Récupération de Cu en %	
		toile filtrante	turbo air	toile filtrante	turbo air
1	A	30.5	29.8	65.4	78.3
	B	29.9	31.7	66.2	80.2
	C	29.5	29.5	68.1	82.0
2	A	31.2	29.9	72.1	87.5
	B	32.6	33.0	68.0	50.0
	C	31.9	31.7	65.0	63.0
3	A	31.0	30.5	47.6	52.5
	B	30.4	31.5	62.4	63.1
	C	30.0	30.3	66.7	81.5
4	A	31.4	30.8	67.0	87.3
	B	31.8	31.4	75.0	73.2
	C	32.0	32.7	72.6	69.9
5	A	29.3	30.0	75.0	79.0
	B	30.5	31.9	70.5	70.0
	C	30.7	31.4	81.3	84.5
6	A	28.6	30.4	71.1	84.0
	B	29.3	31.3	70.1	81.1
	C	27.1	30.9	86.8	87.1
7	A	28.6	30.9	77.3	86.7
	B	28.2	30.5	80.4	88.9
	C	25.6	26.4	79.4	89.4
8	A	26.3	27.7	79.5	85.4
mois	1	31.0	31.1	66.3	72.4
	2	28.4	30.1	77.1	83.6
mois	1	29.8	30.6	71.2	77.5
	& 2				

COMPARAISON DES PERFORMANCES DU TURBO-AIR
ET LA TOILE FILTRANTE

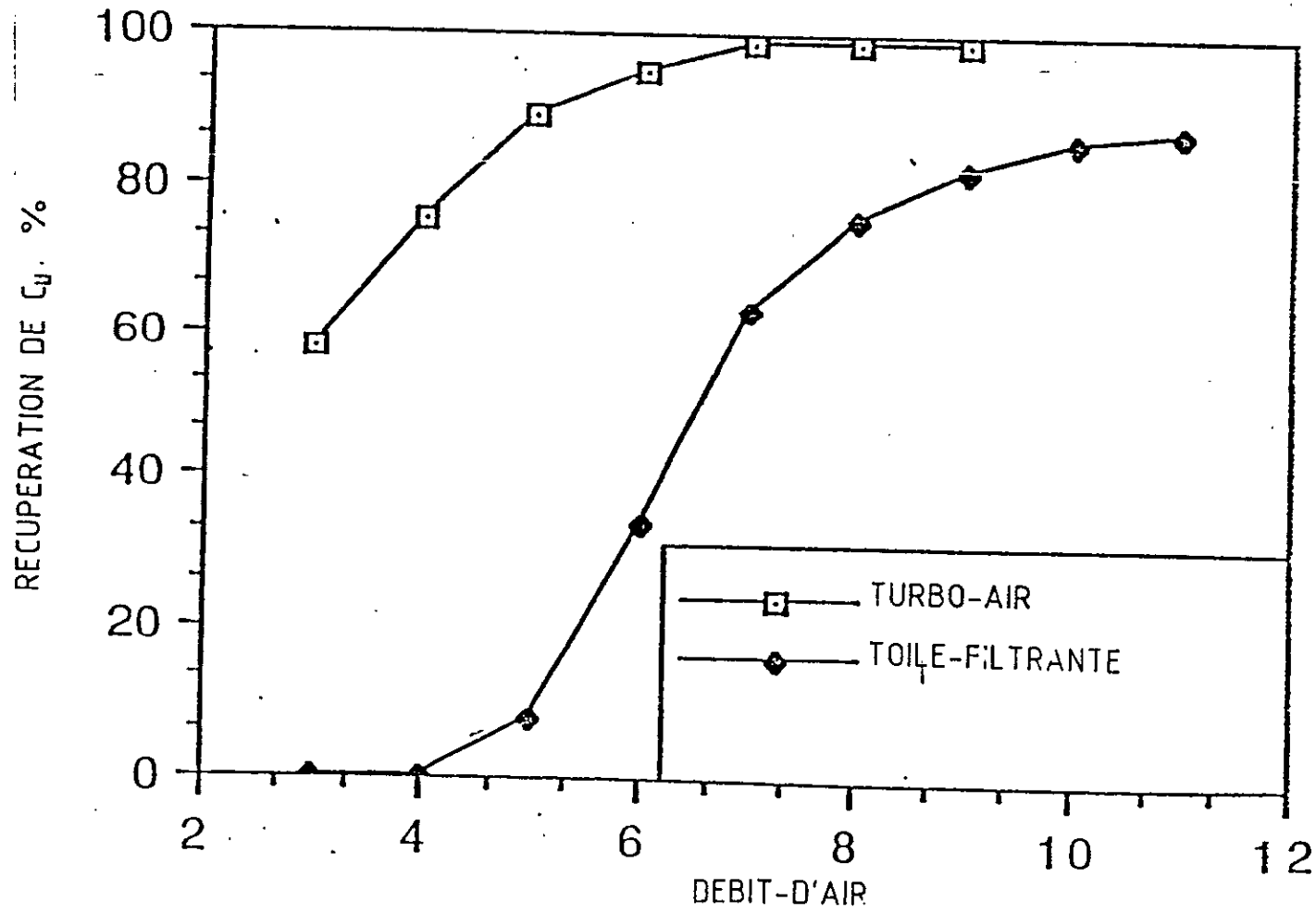


FIGURE N° 06 [19,20]

II.6 Colonne / cellule conventionnelle principales différences [11]

La colonne de flottation se différencie radicalement par rapport à la cellule conventionnelle par les caractéristiques suivantes :

- lavage de l'écume en continu dans la colonne
- absence d'agitation mécanique dans la colonne
- système de génération des bulles plus performant pour la colonne.

II.7 Avantages et inconvénients de la colonne de flottation

La colonne de flottation est de plus en plus sollicitée dans de nouvelles installations industrielles, preuve qu'elle constitue une alternative fort attrayante, particulièrement dans le circuit de relavage, une ou deux colonnes remplacent plusieurs cellules conventionnelles.

II.7.1 Avantages [21,22]

- 1 - entraînement des fines hydrophiles dans l'écume à la surface moins important
- 2 - amélioration des bilans métallurgiques
- 3 - surface occupée au sol réduite
- 4 - capacité d'une colonne nettement supérieure à celle d'une cellule conventionnelle
- 5 - Coût d'exploitation plus faible

II.7.2 Inconvénients

- 1 - dilution des rejets
- 2 - entretien des bulleurs internes
- 3 - nécessité d'espace en hauteur
- 4 - perturbation du process de flottation à l'arrêt et au démarrage.

II.8 Paramètres de fonctionnement

II.8.1 Paramètres essentiels d'exploitation

II.8.1.1 Paramètres géométriques constants [16]

- la hauteur de la colonne H
- le diamètre de la colonne D
- le rapport hauteur/diamètre de la colonne H/D
- niveau d'entrée d'alimentation
- le type de génération des bulles d'air

donnons à titre indicatif l'ordre de grandeur des dimensions des colonnes existantes:

- colonnes industrielles [16]
 - hauteur variant en 5 à 15 m
 - diamètre de 2.5 m et plus
 - rapport hauteur diamètre varie de 2.5 à 10

- colonnes semi-industrielles [23]
 - hauteur de l'ordre de 6 m
 - diamètre de l'ordre de 6 cm
 - rapport hauteur/diamètre 100

- colonnes de laboratoires
 - hauteur varie de 1.8 à 5 m
 - diamètre varie de 2 à 5 cm
 - rapport hauteur/diamètre 90 à 100

II.8.2 Paramètres variables de fonctionnement de la colonne

Les paramètres variables de fonctionnement sont : [11,13]

II.8.2.1 Densité de la pulpe [11]

Le pourcentage en volume du solide de la pulpe d'alimentation est de même ordre que celui de la flottation en cellule conventionnelle. Le pourcentage en solide peut atteindre 30 à 50 % sans réduire la teneur du concentré grâce à l'action efficace d'enrichissement.

II.8.2.2 vitesse d'écoulement de la pulpe [11]

La vitesse de la pulpe est déterminée comme étant le débit volumétrique de l'alimentation divisé par la section de la colonne , exprimée en (cm / s).

II.8.2.3 Vitesse d'écoulement d'eau de lavage

L'action d'enrichissement des colonnes est basée sur l'existence d'un flux d'eau descendant vers l'écume nommé bias positif, défini par un flux de rejet plus grand que celui d'alimentation [11,22] l'exemple du tableau n°3 montre cet aspect [11]

Tableau n°2

Débit d'alimentation	Débit de rejet
100	110
200	210
50	60

Un flux d'eau descendant est nécessaire pour minimiser l'entraînement hydraulique (des minéraux hydrophiles. Le reste de l'eau de l'écume et de l'eau de lavage est récupéré avec le concentré, donc le transport des particules de l'écume vers la sortie est facilité par ce flux.[11,18]

La définition exacte du bias est le flux net de liquide descendant à travers n'importe quel plan de la zone de mousse.[22,24] A l'heure actuelle, il n'existe pas de technique satisfaisante pour la mesure en continu de cette grandeur.[11]

Le bias est donné par la différence entre les débits de rejet et le débit d'alimentation.

$$B = Q_r - Q_a \text{ [24]}$$

B : bias

Q_r : débit de rejet

Q_a : débit d'alimentation

Le rapport entre B et le débit d'eau de lavage est défini par le rapport de bias α [18]

$$\alpha = B/Q_w = (Q_r - Q_a)/Q_w \quad Q_w : \text{débit d'eau de lavage}$$

le tableau n°3 indique quelques valeurs typiques de α de différents minéraux.

Tableau n°3

Minéraux	Facteurs bias α
charbon	0.60 - 0.85
cuivre	0.65 - 0.85
molybdene	0.70 - 0.95
Kaolin	0.55 - 0.70
graphite	0.60 - 0.85

La mesure du bias nécessite une instrumentation complexe et les erreurs expérimentales ne sont pas négligeables.

La valeur typique de la vitesse superficielle du bias (J_w) est de 0.1 à 0.2 cm/s [11]

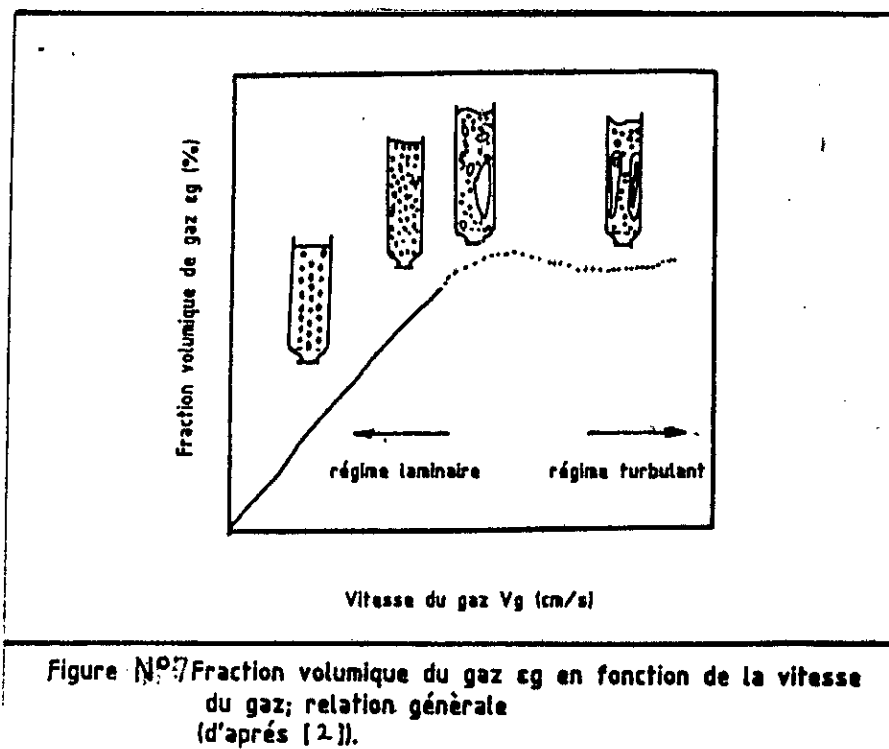
II.8.2.4 Vitesse d'écoulement d'air

L'air a pour fonction d'accrocher les particules hydrophobes et de les transporter vers la surface. Le débit d'air est lié au diamètre des bulles. Il est préférable d'utiliser la vitesse de l'air J_g (cm/s) plutôt que le débit pour éliminer le facteur d'échelle (diamètre de la colonne) les vitesses appliquées varient de 1 à 3 cm/s. [11]

II.8.2.5 Fraction volumique du gaz

La fraction volumique du gaz présente dans la colonne est notée ϵ_g celle de la pulpe est de $1 - \epsilon_g$. la fraction volumique du gaz dépend du débit injecté et de la vitesse de circulation de ce gaz, or cette vitesse dépend de la viscosité de la pulpe (régime d'écoulement).[13]

La relation entre la fraction volumique du gaz et la vitesse ascendante du gaz est utilisée pour définir le régime du flux. La figure n°7 illustre cette relation [13]



La fraction volumique du gaz ε_g augmente approximativement linéairement suivant une droite, puis subit un fléchissement à partir d'une certaine valeur de J_g . La fraction linéaire de cette droite est caractérisée par une distribution homogène des bulles et de dimensions presque uniformes. (régime du travail de flux de bulles) ou bubbly flow régime, au delà de la valeur citée plus haut de J_g , la fraction volumique ε_g devient instable et le flux est caractérisé par de grosses bulles qui s'élèvent rapidement, ce flux est appelé régime turbulent ou (churn turbulent régime).

Le régime opératoire de la colonne de flottation est le bubbly flow régime.

II.8.2.6 Dimensions des bulles

Les bulles jouent un rôle vital dans le procédé de flottation des minerais, comme flotteur des minéraux hydrophobes.

L'efficacité du processus est fonction des dimensions des bulles, de nombreuses études ont été réalisées à ce sujet :

Ahmed et Jameson en 1985 cité par [25] ont généré des bulles dans la gamme de 75 à 655 μm . Ils ont montré que les bulles de dimensions inférieures à 100 μm donnent lieu à une flottation plus efficace et que les petites bulles sont nécessaires pour flotter les fines particules. Mais Pryor cité par [25], en 1965 a déclaré que les bulles de diamètres inférieurs à 500 μm sont plus sélectives.

Rappelons que le contact entre la bulle et la particule hydrophobe se fait seulement sur une partie de la surface de cette dernière qui est recouverte de collecteur, entre autre ce contact doit durer un certain temps appelé temps d'induction qui est supposé être le temps de commencement de l'interaction entre la bulle et la particule à la rupture du film d'eau mince. Durant ce contact trois comportements sont possibles selon Shulze : [26] :

- répulsion élastique de la particule
- glissement de la particule
- adhésion rapide de la particule

Comme dans la cellule conventionnelle, la taille des bulles dans une colonne n'est pas homogène, il existe une distribution granulométrique des dimensions de bulles que l'on se contente en général de caractériser par une valeur moyenne. [06]

II.8.3 Paramètres influençant la taille des bulles

II.8.3.1 Paramètres physiques [25]

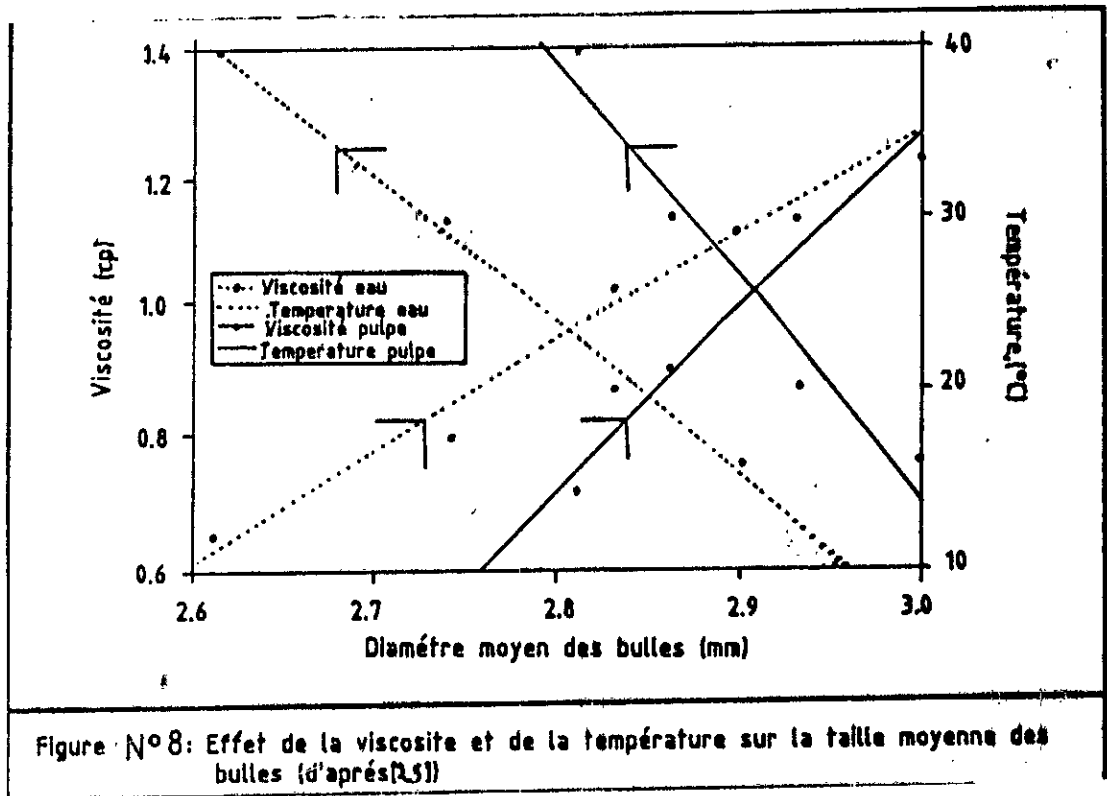
- Influence de la vitesse du gaz J_g

Plusieurs chercheurs ont tenté d'établir des relations empiriques ainsi Duncanson et al cité par [25] sont arrivés expérimentalement à la relation suivante :

$$D_b = K v_g^x \quad \text{où} \quad \begin{array}{l} D_b : \text{diamètre de la bulle} \\ K : \text{facteur} \\ v_g : \text{vitesse du gaz} \end{array}$$

$x = 0.4$ pour un système de deux phases et $x = 0.7$ pour un système de trois phases. Dobby et Finch ont trouvé une relation similaire. La valeur optimale du diamètre de la bulle (D_b) est de l'ordre de 1 mm, avancé par Dobby and Finch [27]. La limite supérieure d'efficacité serait de 3 mm environ [25].

- taille de l'ouverture à travers laquelle la bulle est émergée
- front hydrostatique contre lequel la bulle est compressée c'est à dire en amont et en aval du barboteur.
- vitesse d'émergence, les volumes et les pressions du gaz à l'intérieur de la bulle.
- Turbulence de la bulle autour du barboteur, quand il s'agit, d'un bulleur interne.
- densité, viscosité et température de la pulpe, la figure n°8 illustre l'influence des deux derniers paramètres [25].
- nature, forme, densité et dimensions des particules solides dans la pulpe



II.8.3.2 Paramètres chimiques

Les paramètres chimiques sont identiques à ceux d'une flottation classique.

II.9 Applications industrielles [11]

L'application industrielle des colonnes de flottation est de plus en plus sollicitée, quelques exemples sont présentés ci dessous; l'astérisque * signifie qu'on a mené des essais à l'échelle pilote :

Australie

- Amdel, Adclaide	* divers minerais
- BHL central research laboratory	* charbon
- Blue Spec / Golden Spec, WA	OR
- Harbour light, WA	OR
- Hellyer, Tasmania	Plomb, zinc, argent
- Kambalda Nickel operation, WA	Nickel
- Mount ISA Mines, Queensland	cuivre, plomb, zinc
- Paddington, WA	OR
- Remison Ltd, Tasmania	*etain
- Riverside coal préparation plant	charbon
- telfer , WA	cuivre
- wood cutters, NT	zinc

Canada

- Geco mines, (Ontario)	cuivre, plomb
- gibratar mines, BC	cuivre
- Inco, ontario	cuivre
- INCO, thomson	cuivre
- Lornex mining CO, BC	cuivre, molybdene
- Mines gaspé, Quebec	molybdene
- Cominco, polaries	plomb, zinc
- Niobec, Quebec	* carbonates, Niobium
- Noranda, New Brunswick	* cuivre, molybdene
- Noranda, Mattabi, Ontario	* cuivre, plomb

Chili

- Cia mineral del pacifico	*phosphates
- codeico, Andina	cuivre, molybdène
- codeico, Adena	* cuivre, molybdène
- codeico, El teniente	* cuivre
- Exxon, disputada, Los Bronces	cuivre
- Exxon, disputada, El soldado	* cuivre

II.10 Exemples d'applications comparées cellules conventionnelles /

colonnes

Nous présentons ci-dessous quelques exemples de résultats de flottation obtenus avec cellules conventionnelles et colonnes.

II.10.1 Flottation des fines particules (biais négatif)

II.10.1.1 Graphite (Inde) [21]

- Le minerais titre 50 % en graphite, subit un traitement par flottation en colonne et en cellules conventionnelles. Les résultats obtenus sont présentes dans le tableau n° 4

Tableau n° 4

Machines	teneur %	Récupération %
colonne 1 étape	96	85
cellules conventionnelles 5 étapes	91	60

II.10.1.2 Talc (Corée) [21,28]

Le minerai soumis à la flottation titre 72.5 % en talc de granulométrie fine ($d = 45\mu\text{m}$) dont la moyenne est de l'ordre de $16\mu\text{m}$ et présente un degré de blancheur de 71 %. Les résultats obtenus sont mentionnés dans le tableau N° 5

Tableau N°5

Machines	blancheur %	Récupération %
colonnes (1 seule étape)	84	83
cellules conventionnelles supérieur à 3 étapes	78 - 82	45 - 65

II.10.1.3 Chromite [21]

Le minerai soumis à la flottation possède une teneur de 19.1% en Cr₂O₃ et une granulométrie de d₉₇ < 210 µm.

Les résultats de flottation obtenus sont présentés dans le tableau n°6

Tableau N°6

Machines	teneur %	Récupération %
cellules conventionnelles	35.6	86
colonne	41.5	94

II.10.1.4 fluorine [21]

Le minerai d'alimentation est caractérisé par une teneur de 13.8 % en C F_a 2 et une granulométrie présentant 97 % de particules inférieures à 300µ m (d₉₇ < 300µ m)

Le tableau n°7 présente le résultats de flottation

Tableau N°7

Machines	teneur %	Récupération %
colonnes	90.9	86.4
cellules conventionnelles.	67.4	90.4

II.10.1.5 Manganèse [21,23]

La teneur en Mn du minerai est de 14.1 % Les résultats de flottation obtenus sont indiqués ci après dans le tableau n°8

Tableau n°8

Machines	teneur %	Récupération %
colonnes	43.6	88
1 étape		
cellules conventionnelles	42.0	86
3 étapes		

II.10.1.6 Argent (U. S. A) [29]

Le minerais titre 39 g/t en Argent. Le tableau n°9 indique les résultats obtenus par la flottation en colonnes et en cellules conventionnelles

Tableau n°9

Machines	teneur g/t	Récupération %
colonnes	470	91
cellules conventionnelle	450	90

II.10.2 Flottation de grosse particules

II 10.2.1 - POTASSE [22,30]

Le tableau n°10 présente les résultats de flottation obtenus d'un minerais de potasse de granulométrie grossière ($d_{70} > 1.2 \text{ mm}$)

Tableau N°10

Machines	K ₂ O teneur %	Récupération %
conventionnelle	59.4	32.8
colonne	60.2	65.3

La récupération est meilleure avec la colonne de flottation avec une légère amélioration de la teneur par rapport à la cellule.

II.10.2.2 Phosphate [21,30]

Le tableau n°11 présente les résultats de flottation d'un minerais de phosphate de grosse particules

Tableau N°11

	dimensions des particules μm			
	1180 - 425		425 - 406	
Machines	teneur %	Récupération %	teneur %	Récupération %
cellules conventionnelles	63	54	52	69
colonnes	62	99	55	97

II.10.3 CONCLUSION

Dans les exemples cités, on constate que la flottation en colonne donne de meilleurs résultats (teneur, récupération) que ceux de la flottation en cellule conventionnelle et avec un nombre réduit d'étapes.

CHAPITRE III

III-1 Généralités

La barytine, nom minéralogique du sulfate de baryum, dérive du mot grec "Barys" qui veut dire lourd, de formule chimique $Ba SO_4$, possède une structure unitaire fondamentale constituée d'un tétraèdre, dont les sommets sont occupés par l'élément Ba lié au SO_4^{2-} situé au centre de ce tétraèdre. Elle se cristallise dans un système orthorhombique[30]. C'est un minéral très recherché dans l'industrie et particulièrement dans l'industrie de la recherche pétrolière.

Du point de vue géologique, les minerais barytiques se déposent sous formes de veines ou filons par le processus hydrothermal, sous forme d'accumulation résiduelles dans les roches sédimentaires ou ils se présentent en bancs[32,33]. Du point de vue minéralogique la barytine ressemble assez à la Célestine de formule chimique $Sr SO_4$ dans son aspect physique (forme cristalline, dureté, couleur) [34]. Les propriétés chimiques de ces deux minéraux sont très similaires; les rayons ioniques de Sr et de Ba sont très proches. [31]

Le minéral baryum ne se trouve pas à l'état natif dans la nature et se dépose sous forme de sulfate et moins couramment sous forme de carbonate (witherite $Ba CO_3$), il est aussi associé à d'autres minéraux tels que : [35]

- Calco-barytine	: (Ca, Ba) SO_4
- Sombornite	: $Ba Si_2 O_5$
- Alstomite	: (Ca, Ba) $(CO_3)_2$
- Calstron-barytine	: (Ca, Ba, Sr) SO_4
- Benstonite	: (Mg, Ca ₆ , Ba ₆) $(CO_3)_{13}$
- Uranocircite	: $Ba (UO_3)_2 P_2 O_8 \cdot 8H_2O$
- Ferrazite	: $3(Ba, Pb) O_2 P_2 O_5 \cdot 8H_2O$

La barytine se présente sous forme de cristaux de différentes dimensions, de couleur blanche, gris-claire, jaune, brun-rose et bleue [31]. Les minéraux accompagnateurs de la barytine sont le plus souvent la Célestine, la fluorine, le quartz, la galène, la sphalarite, la calcite et l'hématite.[33]

Quelques caractéristiques physiques et chimiques de la barytine sont rassemblées dans le tableau n°12 . Dans le tableau n° 13 sont portées quelques propriétés physiques des minéraux fréquemment rencontrés dans les minerais barytiques.

Tableau N°12

Propriétés	Caractéristiques
Couleur de la trace	Incolore, blanc, gris, jaune, bleu, brun
Eclat/transparence	Vitreux, nacré, gras
Clivage/cassure	Fragile, très couchoïdal
Système	Orthorhombique
Indice de réfraction	1,64
Densité	4,3 - 1,6
Dureté	2,5 - 3,5
Masse Moléculaire	233
Point de fusion	1450°C
Température de Sublimation	1550°C
Solubilité	Pratiquement insoluble dans les acides et peu soluble dans H ₂ SO ₄ concentré soluble dans les bicarbonates alcalins solubilité dans l'eau 0,285g /100g d'eau

Tableau n°13

Minéral	Dureté	Densité	Conductivité	Propriétés Magnétiques
Barytine	2,3 - 3,5	4,3 - 4,6	NC	PARA
Blende	3,5 - 4,0	3,9 - 4,1	SC	PARA
Calcite	3,0	2,7 - 3,2	NC	PARA,F.DIA
Célestine	3,0 - 3,5	3,9 - 4	NC	DiA
Dolomite	3,5 - 4,0	2,8 - 3	NC	DiA
Fluorine	- 4,0	3,2 - 3,6	NC	PARA
Galène	2,5 - 3,0	7,5 - 7,6	SC	PARA
Leuranite	4,0 - 3,5	2,3 - 4,3	SC	PARA
Pyrite	6,0 - 6,5	4,8 - 5,0	SC	PARA
Quartz	7,0	2,6 - 2,7	SC	PARA
			SC	PARA

NC : Non conducteur
 SC : Semi conducteur
 PARA : Paramagnétique
 F : Ferromagnétique
 DIA : Diamagnétique

III.2 Domaines d'application de la barytine

III.2.1 Introduction

Sa densité élevée, sa faible abrasivité, son inertie chimique son opacité au Rx, sa résistance thermique et à la corrosion assurent à ce minéral un large champ d'application.

III.2.2 Boues de Forage

III.2.2.1 Constituants de la boue [36, 37, 38]

Une boue de forage est constituée d'une phase liquide (eau, saumure, huile, émulsion directe ou inverse) contenant :

- des solides argileux en suspension pour donner une viscosité requise. Mise en solution l'argile utilisée gonfle en absorbant une grande quantité de liquide il en résulte une viscosité plus ou moins élevée suivant sa qualité et la composition électrolytique de l'eau.

L'argile la plus couramment utilisée est de type montmorillonite (bentonite)

- Des solides alourdissants, insolubles dans l'eau, tels que les sables, calcaires, dolomie, barytine, l'hématite et la galène.

III.2.2.2 Rôle des Boues de Forage [36, 38, 39]

Les Boues de forage assurent cinq fonctions :

- La remontée des cuttings (débris de roches)
- Le contrôle des pressions des murs du trou de forage.
- Le maintien de la stabilité du trou de soudage
- Le refroidissement et la lubrification de l'outil de forage
- La protection des zones de production

III.2.2.3 Qualité des Boues [36, 40]

Les qualités exigées dépendent de la nature des constituants utilisés, des propriétés des roches forées et des profondeurs à atteindre.

Les critères de référence sont principalement la densité, la viscosité, l'abrasivité, l'inertie chimique et la granulométrie.

Les densités usuellement demandées varient de 0,9 à 2,4.

A chaque composition d'une boue correspond la nature des constituants possédant des propriétés physiques et chimiques quantifiées par des normes préétablies.

Nous portons en Annexe 1 les normes requises pour l'utilisation de la barytine dans les boues de forage.

III.2.2.4 Avantages de la barytine [36,40]

La barytine convient comme alourdissant dans les boues de forage grâce aux avantages que nous énumérons ci-dessous :

- Une disponibilité facile
- Une densité relativement élevée
- Une dureté faible 2,5 à 3,5 sur l'échelle de mohs

Cela permet un broyage facile et fait de la barytine un minéral non abrasif.

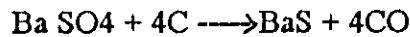
- Une bonne inertie chimique
- Une susceptibilité magnétique faible
- Un prix relativement bon marché par rapport à d'autres matériaux denses disponibles
- Une faible capacité d'absorption de pétrole et une importante mouillabilité dans les hydrocarbures.
- Une manipulation propre.

III.2.3 Utilisation de la barytine dans l'industrie chimique : [41]

La barytine est la source des dérivés de baryum, utilisés dans l'industrie chimique, celle-ci utilise le passage de la barytine insoluble en sulfure de Baryum (Bas) soluble, produit intermédiaire, qui permet la fabrication des dérivés de baryum. L'obtention de ce produit intermédiaire utilise le procédé suivant :

- Mélange du charbon finement broyé et de la barytine;
- Le mélange est porté à 1100-1250°C dans un four rotatif;
- Le produit obtenu titre à 80-84% en Bas;
- Lavage à chaud du produit pour éliminer au maximum les impuretés solubles,

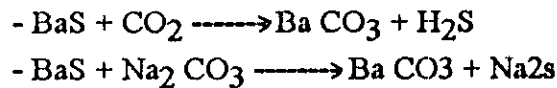
La réaction chimique de ce procédé est donnée ci-après:



plusieurs dérivés sont obtenus à partir de Bas :

a- Carbonate de baryum (Ba CO₃)

Le carbonate de baryum est produit par deux méthodes qui sont résumées par les réactions suivantes :



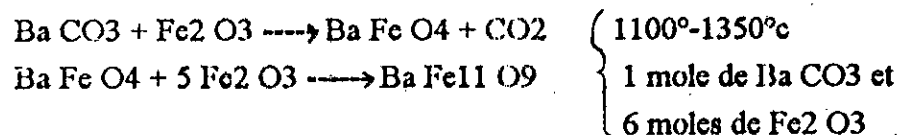
Le carbonate de baryum trouve de nombreuses applications notamment dans la verrerie et la céramique qui consomme environ 25% de la production de Ba Co₃ .

Dans le domaine de la verrerie, il est largement utilisé, la consommation en Europe est de l'ordre de 35% de la production mondiale, elle est de 60% au Japon et 30% aux U.S.A. Il est la principale source de l'oxyde de baryum qui améliore la qualité du verre en lui conférant certaines propriétés telles que l'indice de réfraction élevé, la résistance à la corrosion et l'obtention d'une fusion homogène du verre.

Utilisé comme filtre de radiation dans les tubes cathodiques, dans les années 1950, la demande en BaCO₃ était très importante mais avec l'apparition des T.V en couleur BaCO₃ est remplacé par SrCO₃ qui permet d'absorber une très large gamme de radiations. Cependant certaines firmes continuent à fabriquer leur tube T.V en utilisant seulement BaCO₃ avec un pourcentage élevé en BaO qui est de 12%, comparé à d'autres fabricants des U.S.A et du Japon qui consomment 3 à 4% de BaO et 5-7% de SrO.

Son introduction dans les produits céramiques concerne la fabrication des briques, tuiles, dalles et émaux, afin d'améliorer leur résistance à la corrosion.

Ce carbonate est intégré dans la fabrication des aimants. L'élaboration de ces matériaux passe par les réactions suivantes :



b- Blanc fixe :

Le blanc fixe est obtenu par réaction de BaS avec Ba CO₃ ou BaCl₂ avec Na₂SO₄ ou H₂SO₄, sous forme de précipité (BaSO₄) très pur. Le blanc fixe était utilisé principalement comme charge dans l'industrie du papier, caoutchouc, peinture, plastique et encre. Ces dernières années le blanc fixe a été remplacé par l'oxyde de titane (TiO₂) ainsi que d'autres charges moins chères comme la calcite (Ca CO₃) et le talc. Actuellement l'usage du blanc fixe se limite à la fabrication du papier photographique et sert de référence de blancheur étalon (100%)

c. Lithopone :

Le lithopone est un précipité contenant 70% de Ba SO₄, 28% de ZnS et 2% de ZnO. Il est obtenu par la réaction suivante :



Il est utilisé comme pigment dans la peinture et dans le papier mais il s'éclipse devant l'emploi de l'oxyde de titane même s'il trouve encore une application dans le domaine des produits des arts (peinture artistique).

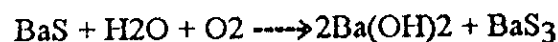
d. Chlorure de Baryum

Le chlorure de baryum peut être produit par réaction de sulfure de baryum avec le chlorure d'hydrogène aqueux ou chlorure d'hydrogène gazeux ou par réaction de Ba CO₃ avec l'acide chlorhydrique.

Utilisé dans la trempe des métaux, comme additifs dans les fondants de soudures, dans le ciment, les traitements des eaux et comme réactifs de laboratoire pour les usages d'analyse.

e. Hydroxyde de baryum

L'hydroxyde de baryum est obtenu par oxydation à chaud selon la réaction suivante :



L'hydroxyde de baryum Ba(OH)₂ est appliqué faiblement comme dégraissant et stabilisateur dans les P.V.C

III.2.4 Autres usages

III.2.4.1 Granulats lourds [34]

La barytine entre dans la fabrication du béton lourd, dans le béton des réacteurs nucléaires où elle joue un rôle d'écran absorbant, aux émissions des rayons γ .

III.2.4.2 Produits pharmaceutiques

En raison de son opacité au Rx, la barytine et ses dérivés entrent dans la composition de formules pharmaceutiques utilisés dans l'examen au Rx de la gorge, de l'estomac et des intestins.[34]

III.2.4.3 Plastiques et caoutchoucs

La barytine est utilisée dans l'industrie automobile dans certains composants tels que les pneus, plaquettes de frein ect... Elle entre également dans la fabrication des balles de tennis où le noyau en caoutchouc contient 10% en Ba SO₄. [41]

Un usage mineur de la barytine est dans le ballastage des bateaux.

Les spécifications de la barytine dans les principales applications sont indiquées en Annexe. 1.

CHAPITRE IV

IV.1 Gisements en Algerie

IV.1.1 Gisements Barytiques en Algérie

IV.1.1.1 Gisements en cours d'exploitation : [42]

IV.1.1.1.1 Gisement de Boucaïd (W. Tissemsilt)

Cette mine exploitait initialement du minerai Pb - Zn, suite à l'épuisement des réserves, son activité a été reconvertie à partir de 1976 pour la production de la barytine. Les réserves géologiques actuelles sont estimées à 244 000 tonnes toutes catégories confondues avec une teneur moyenne en BaSO₄ de 83 %, les réserves industrielles récupérables sont évaluées à 209 000 tonnes à 72 % de teneur en BaSO₄ l'extraction entraîne un taux de perte et salissage de 25 % (perte 10 % , salissage 15 %)

IV.1.1.1.2 Gisement de Ain Mimoun (w. Khenchela)

Les réserves actuelles sont estimées à 500 000 tonnes avec une teneur de l'ordre de 60 % en BaSO₄ . Elles sont réparties en plusieurs filons éloignés les uns des autres. L'exploitation se fait en ciel ouvert et en souterrain

IV.1.2 Autres gîtes

IV.1.2.1 Gisements polymétalliques porteurs de Baryte

IV.1.2.1.1 Gisement non exploité

IV.1.2.1.1.1 Gisement de Ain Kahla (W. Setif) [42]

Ce gîte polymétallique (Pb, Zn, Ba), dont les réserves sont estimées à 10 000 tonnes en catégorie C1+C2 titrant 22.7 % en BaSO₄.est caractérisé par une morphologie constituée de corps renfermant un minerai mixte et complexe (barytine, fluorine, galène, blende) .Les conditions pourraient être similaires à celle de Kherzet Youcef du point de vue difficultés d'exploitation à cause de la présence de l'hexaure.

IV.1.2.2 Gisement économiquement non rentable

IV.1.2.2.1 Gisement d'Ichmoul (W. Batna)

Il s'agit d'un minerai de Pb de 634 000 tonnes de réserves dont 308 000 tonnes à 52.34 % de BaSO₄ en catégorie C1. D'après l'étude de prefaisabilité de 1977, l'exploitation est économiquement non rentable. [42]

IV.1.2.3 Gisement aux réserves limitées:

IV.1.2.3.1 Gisement de Sidi Kamber (w. Skikda)

Après l'épuisement des réserves de Pb Zn , l'exploitation de barytine n'a pas duré longtemps. La mine est à l'arrêt pour des raisons de rentabilité. [43]

IV.1.2.4 Gisement en cours de prospection

IV.1.2.4.1 Gisement de Djebel Mellal (W.Tlemcen)

Il se trouve dans le plateau des lieux de tardart dit Mellal Ben Abdour et tailat dans la daïra de béni snous dans la région d'El Abed [44].

L'analyse des échantillons des affleurements a donné des teneur de 95 à 97 % en BaSO₄. Ces teneurs sont très intéressantes et ont encouragé E.N.O.F à mettre en oeuvre un plan d'action qui porte sur un projet de recherche par galerie et sondage, afin de connaître les réserves, les caractéristiques morphologiques (puissance, pendage, continuité . . .) et la qualité (teneur, composition minéralogique) [42].

IV.1.2.5 Gisement en cours d'étude de faisabilité

IV.1.2.5.1 Gisement de Kouidia - Safia (W. Médea)

IV.1.2.5.1.1 Situation géographique

Le gisement de barytine de Kouidia-Safia est situé dans la wilaya de médea plus précisément dans la daïra de Berroughia, non loin de l'A.P.C d'oued d'aid; à 8 Km au sud Est de cette APC (voir carte n°1) On accède au gisement à partir de Berroughia par la route goudronnée R.N. 18 qui longe l'oued Hammam sur 6 Kms et par une piste carrossable de 3 Kms.

La région est à vocation agro-pastorale, montagneuse à topographie modérément accusée. La région dans laquelle se trouve le gisement est moyennement boisée et les terres environnantes cultivables et appartiennent à des privés [45].

IV.1.2.5.1.2 Morphologie du gisement :

Le minerai comprend 3 amas de minerai de forme lenticulaire et bien individualisés à l'EST, OUEST et SUD. Les deux premiers renferment une minéralisation essentiellement barytique le troisième une minéralisation de célestine principalement. [46]

IV.1.2.5.1.3 Réserves

Les réserves du gisement sont localisées dans les corps EST et OUEST évaluées à 45 MT en catégorie B+C1. [46]

IV.1.2.5.1.4 Réseau hydraulique et climatologie [46]

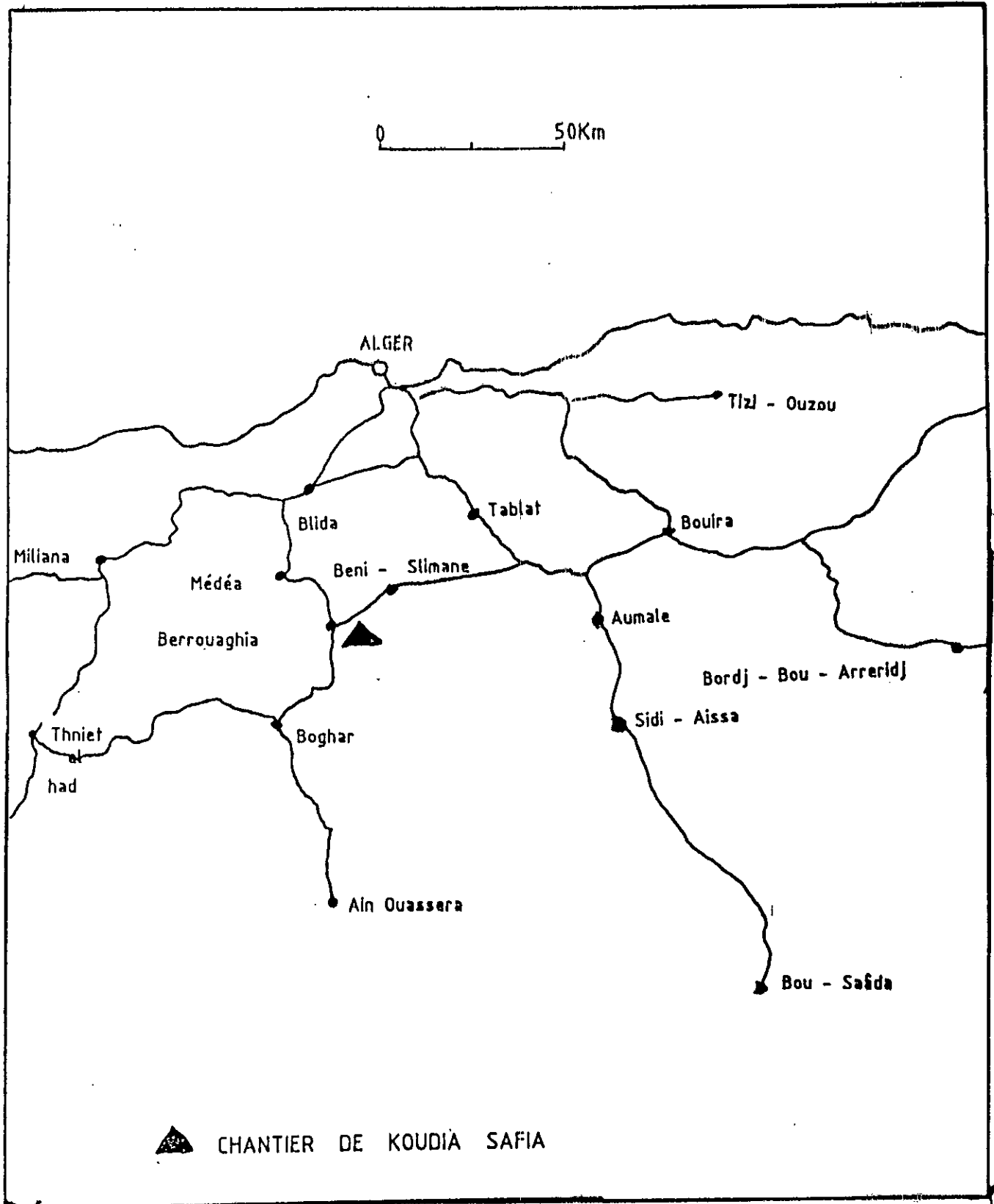
Le réseau hydraulique est constitué de rivières et de nombreux oueds dont les deux grands sont Oued Isser et chellif qui se jettent dans la Méditerranée.

L'oued Hamamm est le cours d'eau le plus important de la région du gisement de Koudia Safia, le niveau d'eau est variable.

Le climat est typiquement méditerranéen, aux hivers généralement froids et pluvieux, l'été est chaud et sec.

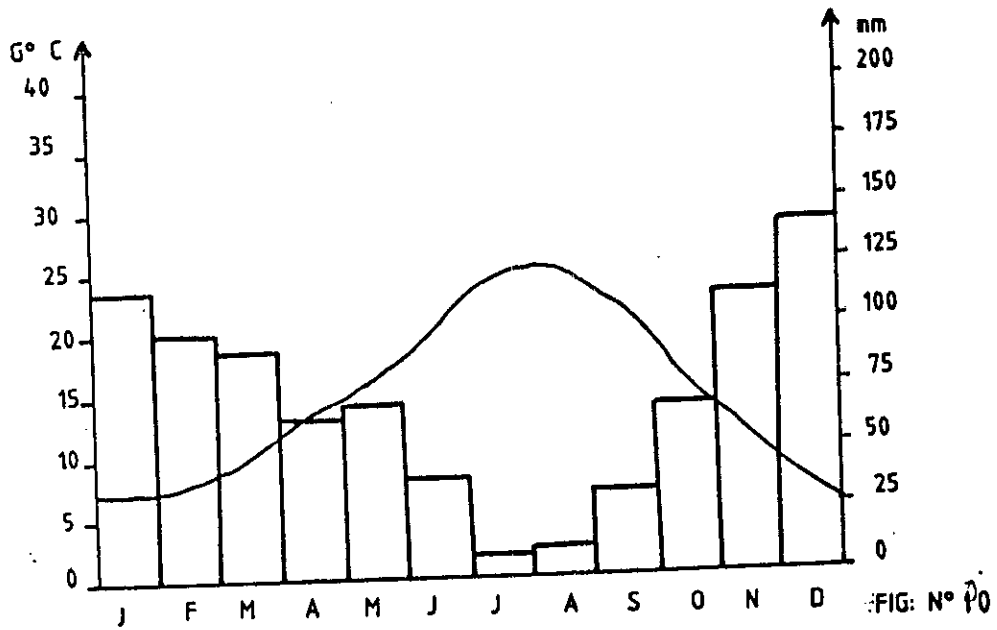
Les précipitations sont abondantes (neige, pluie) à partir du mois de novembre jusqu' à mars voir figure n°9

Le graphique n°10 représente de nombreux résultats d'observation des températures et des précipitations moyennes pour la wilaya de médéa situé à 30 kms du gisement.

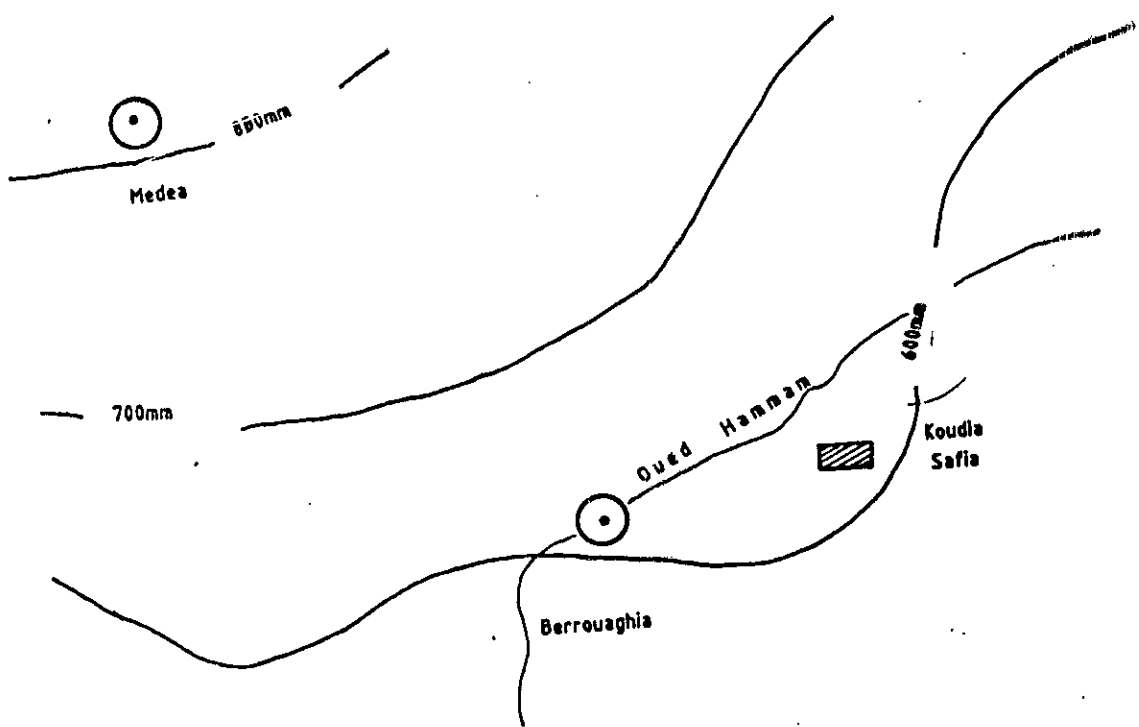


CARTE N° 1

GRAPHIQUES CLIMATIQUES DE LA REGION DU GISEMENT



PRECIPITATION ET TEMPERATURE MENSUELLE



PRECIPITATION DU MOIS NOVEMBRE A MARS

FIG: N° 9

(Echelle : 1/200.000)

IV.2 PRODUCTION

IV.2.1 Production en Algérie

En Algérie, la plupart de la production de Barytine en baisse constante est consommée par le secteur pétrolier [(E.N.S.P) Sonatrach].

La production nationale actuelle est assurée par l'E.N.O.F à partir de deux unités:

IV.2.1.1 Unité de Boucaid

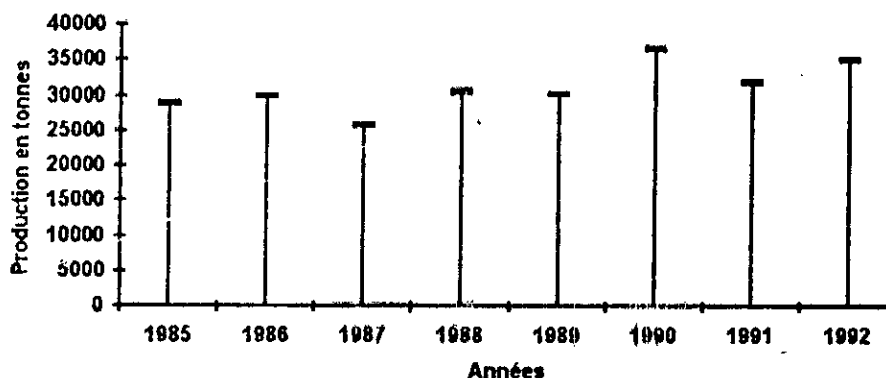
La production est assurée par cette unité par un traitement gravimétrique par voie humide d'une capacité de 55000 t/an.

L'évolution de la production enregistrée de 1985 à 1992 [42] est indiquée dans le tableau n° 14 et illustrée par l'histogramme n° 1

Tableau n°14

Années	Production (tonnes)
1985	28.848
1986	29.909
1987	25.753
1988	30.505
1989	30.178
1990	36.576
1991	31.869
1992	35.000

Histogramme N°1



L'épuisement probable du gisement de barytine de Boucaid interviendrait à la fin de l'année 1996.

IV.2.1.2 Unité de Ain-Mimoun

La mise en production de cette unité est intervenue en 1972 [42]; la production enregistrée de 1985 à 1992 [41] est indiquée dans le tableau n°15 et l'histogramme n°2.

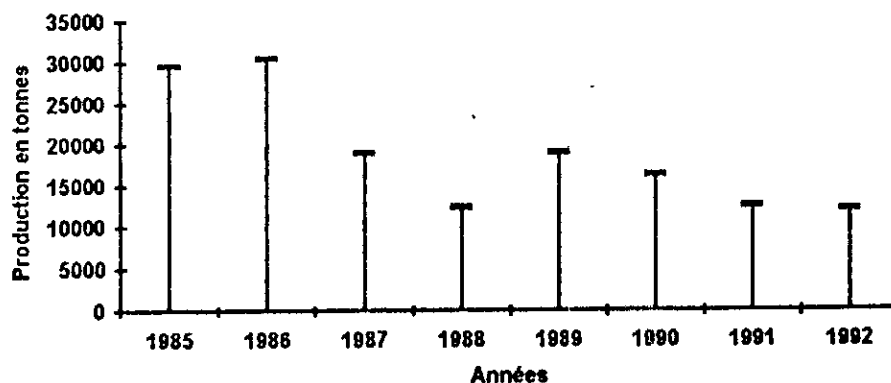
La baisse brutale de production à partir de 1987 correspond à la période de passage de l'exploitation souterraine à l'exploitation à ciel ouvert qui demande beaucoup de moyens matériels et humains, compte tenu de la dispersion des filons.

Les réserves du gisement et le maintien du niveau de production actuelle laissent présager une durée de vie de 8 à 10 années.

Tableau N°15

Années	Production (tonnes)
1985	29.557
1986	30.434
1987	18.885
1988	12.292
1989	18.958
1990	16.250
1991	12.492
1992	12.000

Histogramme N°2



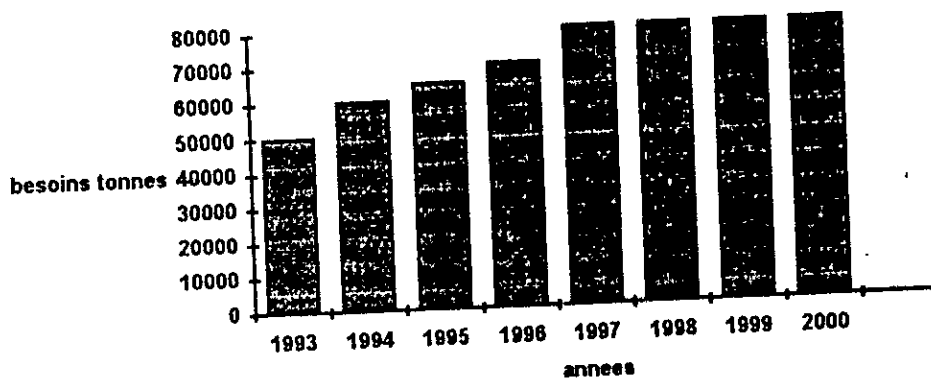
IV.2.2 Demande Nationale :

L'étude réalisée par EDEMINES au cours de l'année 1992 [42] sur les besoins de la barytine dans le secteur pétrolier à l'horizon 2000 fait ressortir une évolution de la demande caractérisée par les données du tableau n°16 et l'histogramme n°3.

Tableau N°16

Années	Besoins (tonnes)
1993	50.000
1994	60.000
1995	65.000
1996	70.000
1997	80.000
1998	80.000
1999	80.000
2000	80.000

Histogramme n° 3



IV.2.3 PREVISION DE L'EVOLUTION DE LA PRODUCTION DES UNITES ACTUELLES A L'HORIZON 2000

La production globale de la barytine des unités de BOUCAID et AIN MIMOUN donnée par E.N.O.F est présentée dans le tableau n°17 [42] et illustrée par l'histogramme n°4.

A partir de ces données, il est mis en évidence que l'offre ne pourra satisfaire la demande à l'an 2000. L'évolution du déficit previsionnel est illustrée par les chiffres du tableau n°18 et l'histogramme n°5.

Il devient impératif de préparer le développement des gîtes connus et mener un travail de prospection à travers le pays pour assurer une production continue.

Tableau N° 17

Années	PREVISIONS (tonnes)
1994	45.000
1995	45.000
1996	35.000
1997	20.000
1998	15.000
1999	15.000
2000	15.000

Histogramme N°4

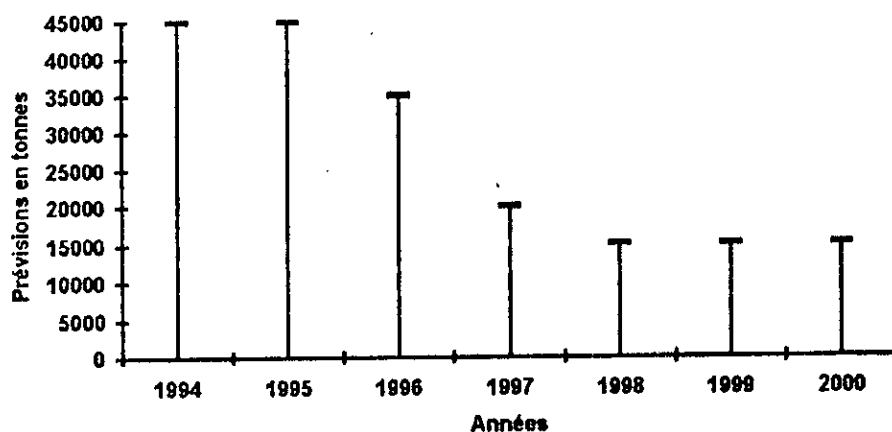
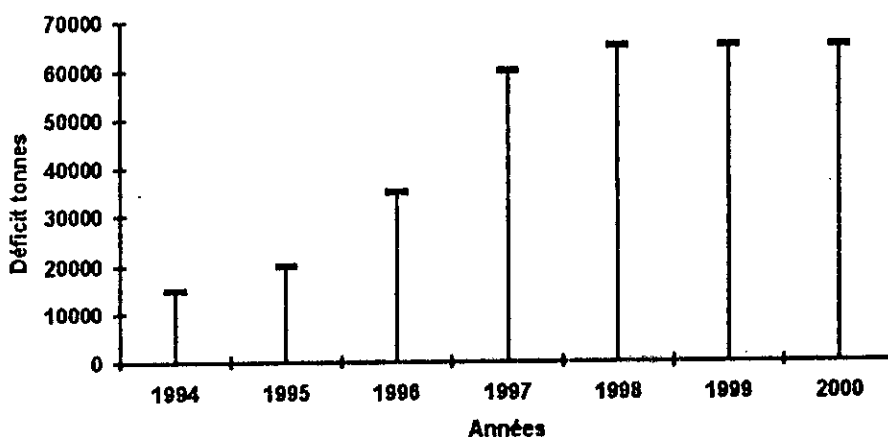


Tableau N° 18

Années	DEFICIT (tonnes)
1994	15.000
1995	20.000
1996	35.000
1997	60.000
1998	65.000
1999	65.000
2000	65.000

Histogramme N°5



IV.2.4 PRODUCTION DANS LE MONDE

IV.2.4.1 GENERALITES

Les U.S.A sont les premiers consommateurs de la barytine, 80% de leur production provient de Nevada, de Georgie, du Missouri, et de L'illinois , Washington fournit le reste de la production. Ce pays s'approvisionne essentiellement de la Chine, de l'Inde et du Maroc. [47]

Le Japon et l'extreme orient (Indonésie) sont approvisionnés par la Chine, la Thaïlande et le Pakistan. [47].

Les pays pétroliers du moyen orient représentent peu de chose sur le marché. l'Arabie saoudite ne consomme en effet que 15 à 20.000 t/an fournis par l'Inde et la Chine. [45].

Le Maroc est le 3^{eme} producteur du monde et le 2^{eme} exportateur. l'Algerie et le 2^{eme} producteur en Afrique et dans le monde Arabe.

Pour montrer le rôle important que joue le minéral barytique dans l'industrie minéral. Nous portons dans le tableau n°19 la production dans le monde [47] et la commercialisation dans les tableaux n°20 et n°21 [48].

Tableau n° 19 1000 Tonnes

PAYS	Années						Reserves
	1983	1984	1985	1986	1987	MT	
U.S.A	684	703	670	269	312	60	
MEXIQUE	357	426	468	375	450	10	
PEROU	111	46	22	30	45	4	
BRESIL	96	140	100	108	110	-	
CHILI	115	22	54	53	50	-	
IRLAND	199	220	214	127	70	3	
ALL E M A G N E	164	167	171	202	200	2	
FRANCE	137	139	121	114	105	3	
ITALIE	139	107	127	44	91	4	
TURQUIE	77	198	230	310	310	-	
MAROC	275	425	463	190	180	11	
THAILAND	187	175	231	142	33	15	
INDE	325	445	575	327	327	35	
CHINE	1000	1000	1000	1000	900	150	
U.R.S.S	520	530	543	540	455	75	
DIVERS	1014	1057	1014	899	1062	128	
TOTAL/ MONDE	5400	5800	6000	4800	4700	500	

Tableau n° 20 (Pays Importateurs)

Tonnes

PAYS	ANNEES				
	1982	1983	1984	1985	1986
U.S.A	2.126.649	1.267.647	1.611.351	1.929.624	625.778
OUEST D'ALLEMAGNE	177.686	141.022	209.420	221.614	200.736
NORWAY	87.836	90.574	107.994	124.048	116.489
VENEZEUELA	146.025	62.266	69.362	85.807	102.679
U.K	116.386	138.226	158.473	120.347	90.386
NORTHLANDS	75.748	148.833	88.490	94.843	62.341
INDONESIE	70.833	74.316	60.457	67.536	57.959

Tableau n°21 (Pays Exportateurs)

PAYS	tonnes					
	ANNEES	1982	1983	1984	1985	1986
CHINE		1.091.218	792.285	951.432	946.976	531.195
MAROC		465.340	372.319	570.973	487.982	257.381
TURQUIE		171.483	162.408	215.981	191.934	193.667
BULGARIE		141.049	133.037	130.726	129.095	138.180
IRLAND		267.501	227.148	224.555	198.933	121.185
FRANCE		94.558	109.752	131.394	95.170	98.185
THAILAND		287.889	205.433	205.557	213.870	79.680
BELGIQUE/LUXEMBOURG		13.099	30.948	33.912	86.620	55.378
NETHERLAND		80.306	68.162	59.067	64.442	42.099
OUEST D'ALLEMAGNE		39.886	37.839	40.028	55.989	39.947
YOUGOSLAVIE		20.452	17.680	20.256	19.790	37.095
ESPAGNE		52.740	61.507	51.883	58.958	27.550

CHAPITRE V

V.1 Introduction

Compte tenu de la forte densité de la barytine comparée à celle des autres minéraux de gangue qui l'accompagnent généralement, les procédés les plus répandus dans le traitement des minerais barytiques sont la gravimétrie combinée ou non à la flottation, celle-ci peut être directe (flottation de la barytine) ou indirecte (flottation de la gangue). La barytine peut être traitée également par la méthode optique basée sur la couleur et le pouvoir réfléchissant de la lumière des particules grossières (+ 5mm) à condition que le minéral de barytine soit libéré et qu'il ait une différence de couleur suffisante par rapport à celle des minéraux de la gangue. [34]

Parmi les techniques gravimétriques les plus répandues dans l'industrie minérale nous citons le jiggage et les liqueurs denses réservées au traitement de la barytine grenue et le tablage pour une barytine moins grenue. [35]

Le jiggage des minerais à gros grains situés dans les tranches granulométriques comprises entre 0,3 à 20mm est utilisé lorsque le tout venant est riche (plus de 70% en BaSo₄), toutefois certaines installations de jiggage récupèrent de la barytine à partir des minerais dont la teneur ne dépasse pas 60% et même exceptionnellement 20%, mais avec de faible récupération. [35]

La concentration par les liqueurs denses est devenue un procédé de pré-concentration des minerais, chaque fois que la maille de libération est supérieure à 0,3mm.

Pour des minerais moyennement fins la spirale humphrey et la table à secousses sont mieux appropriées.

La spirale de Humphrey est efficace pour les grains de 0,05 à 3mm et s'applique surtout à l'étape de dégrossissage.

La table à secousses est appliquée aux opérations de finissage.

Le modèle le plus employé est la table wifley qui peut traiter des tranches granulométriques comprises entre 0,1-3mm.

Les procédés, chimique, électromagnétique et électrostatique sont rarement utilisés le premier n'intéresse que les opérations de finissage. [35]

V.2 Exemples d'application des procédés

V.2.1 Traitement du minerai du gisement de Chaillac (France) :

Le traitement appliqué au minerai de chaillac est le procédé de flottation directe; le minerai réduit à 150mm dans un concasseur à mâchoires passe dans un concasseur à cylindres dentés pour ramener la granulométrie à 50mm, puis subit un broyage dans un broyeur à barres jusqu'à la granulométrie correspondant à $d_{80} = 180\mu\text{m}$, avant d'être classifié et déshlammé dans une série de batteries d'hydrocyclones qui éliminent les grains ultra-fins ($-5\mu\text{m}$).

La consommation et la nature des réactifs sont indiqués ci après : [49]

- Silicate de verre	2500 g/t
- Acide citrique	300 g/t
- Sulfonate	600 g/t
- Soude	50 g/t

V.2.2 Traitement du minerai de matachewan [Ontario(Canada)][34,50]

Le minerai est extrait des gisements souterrains à deux endroits différents dans le N.-E. de l'Ontario près de matachewan.

Le minerai est concassé, classé et traité par jig à piston. Les concentrés obtenus sont broyés à diverses finesses selon les demandes des clients.

La granulométrie du produit fini varie de $45\mu\text{m}$ (80%) à $12\mu\text{m}$ (99,9%) et sa teneur se situe entre 93-97%. Le produit dont la teneur est élevée est utilisée principalement comme produit de charge dans les peintures et les plastiques.

La figure n°11 présente le schéma linéaire de traitement.

V.2.3 Nystone chemicals L.T.d Debert Canada [34, 50]

Le minerai barytique d'une teneur 40 à 50% est extrait à ciel ouvert d'un gisement à flanc de colline, situé près de Brookfield, concassé et criblé à une dimension de 1 à 3cm, transporté par camion à une installation de traitement par jig à piston. Le concentré du jiggage d'une teneur de 90% de BaSO_4 est vendu à des sociétés de fabrication de boue de forage, tandis que le produit sous-bac d'une teneur de 50% en BaSO_4 est réduit par un broyeur à barres à une dimensions de $300\mu\text{m}$ et traité sur des tables à secousses.

Le concentré de tablage est introduit dans un séparateur électromagnétique à voie humide et à haute intensité pour éliminer les minéraux magnétiques, la fraction non magnétique est lavée à l'acide pour éliminer les sels solubles, la solution est neutralisée avant son rejet, le résidu est remis sur les tables à secousses qui donnent des concentrés qui atteignent 98% de teneur en BaSO₄. Le schéma linéaire du traitement de ce minerai est indiqué par la figure n° 12.

V.2.4 Traitement du minerai de Boucaid (W. tissemsilt) et du minerai de Ain Mimoun. (W. Khenchela) [43]

Les deux procédés utilisent le procédé gravimétrique de jiggage. Le minerai du tout venant après avoir subi un concassage primaire et secondaire, passe dans un broyeur à cylindres en circuit fermé pour donner une classe de 0 à 8mm qui est traitée dans un jig travaillant en circuit fermé. Le concentré est broyé dans un broyeur classificateur soudron. La qualité répond principalement aux usages dans les boues de forage et dans les peintures, occasionnellement. (Aïn Mimoun)

MINE DE YELLOW

MINE DE PENTROWOOD

Sur le site de la mine

Teneur en Ba₂So₄

Teneur en Ba So₄

60%

50%

Concentration et classification

Concentration et classification

Pistonnage

Résidu

Pistonnage

Résidu

USINE DE MATACHAWAN

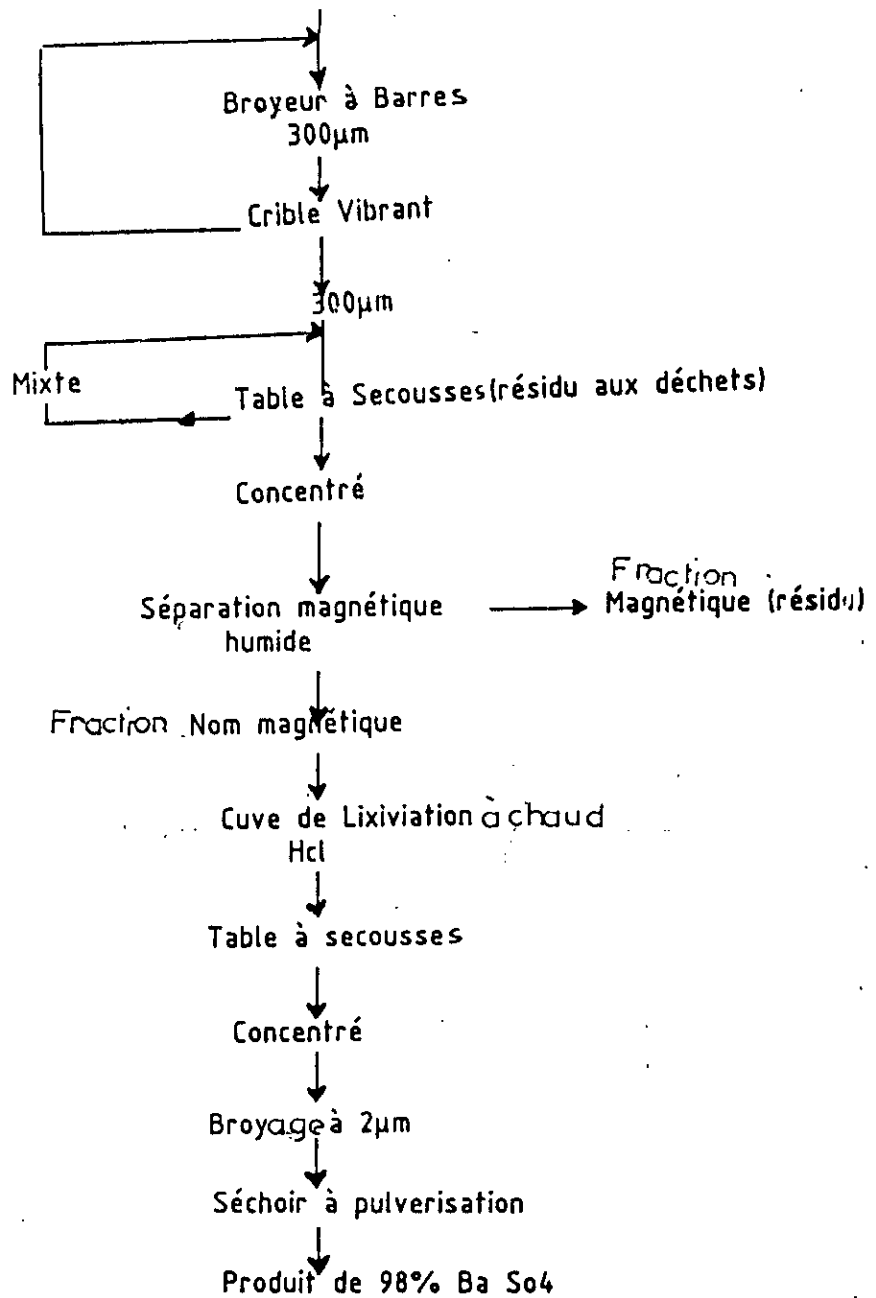
Sechage et Broyage

Produit de charge
93 à 97% de Ba So₄

Schéma de traitement, Exender Minerals of
Canada L.T.D Matachowan (Ontario)

FIGURE N°11

Depot de Barytine:Mineral Concasse à
15mm de 40 à 50% de Ba So₄



Schema de traitement Nytone Chimicals L.T.D Desert (Canada)

FIGURE N°12

V.3 Flottation de la barytine

V.3.1 Généralités :

La concentration des minerais complexes contenant souvent de la fluorine où une structure celesto-barytique associée à de la calcite, à du quartz et à des sulfures, consiste généralement à flotter d'abord les minerais sulfurés et fluorinés puis la barytine et dans certains cas l'inverse est possible.

Dans ces deux cas les acides gras sont couramment utilisés pour flotter la fluorine et l'alkylsulfate ou sulfonate pour flotter la barytine. [51]

La flottation de la barytine ne présente pas de difficultés majeures si elle n'est pas associée à la fluorine ou à une gangue carbonatée, ou sulfurée (pyrite), dans ce dernier cas elle est flottée par l'alkylsulfate ou Alkylsulfonate après l'avoir activée par le chlorure de baryum. En absence de la fluorine le cataflote P40 est recommandé pour déprimer la gangue. [52]

Compte tenu de l'importance relative des minéraux nombreux et variés de la gangue des minerais barytiques, les principaux facteurs modulant la flottation sont les réactifs, autres que les collecteurs ainsi que le PH et la granulométrie du minerai.[51, 52]

La qualité de l'eau en particulier, du point de vue composition chimique, est un paramètre qui influe largement sur la consommation de réactifs, elle doit être prise en compte lors du choix des agents modulants .[51, 52, 53]

V.3.2 Réactifs de flottation de la barytine

V.3.2.1 Collecteurs

Il existe des collecteurs dits anioniques et des collecteurs dits cationiques.

Parmi les collecteurs anioniques utilisés pour la flottation directe de la barytine nous citons : [54]

- Les Carboxylates
- Les Alkylsulfates
- Les Alkylsulfonates

Parmi les collecteurs cationiques citons les amines quaternaires qui ont fait l'objet d'un nombre limité de travaux et ont porté sur la flottation inverse.

V.3.2.1.1 Collecteurs Anioniques :

a. Carboxylates

Les carboxylates (oléates) permettent une bonne séparation de la barytine du quartz mais cessent d'être sélectifs à l'égard des gangues carbonatées et fluorinées à cause de l'insuffisance de l'effet des réactifs déprimants utilisés ordinairement, tels que le quebracho, les tannins, l'acide citrique, le silicate de sodium etc... une bonne séparation à lieu avec ces collecteurs avec une flottation inverse, c'est à dire flottation du quartz, calcite, fluorine après avoir déprimé la barytine avec les chromates ou les bichromates alcalins. [54]

Il est à noter que la désorption de l'oléate de la surface de la barytine est difficile, ce réactif joue un rôle négatif sur la qualité des boues de forage. [54]

b. Acide gras

Pour un minerai non complexe de barytine préalablement deschlammé, la calcite n'est pas aussi facile à déprimer que le quartz sauf en présence d'acide citrique. Ce dernier réactif n'empêche pas d'autres minéraux de flotter.

Le domaine optimum du PH en présence des acides gras et de l'acide oléique est de 9 à 11. [55]

c. Tall oil

Le tall oil (mélange contenant des acides gras) serait un bon collecteur pour la flottation de la barytine s'il est utilisé à PH 7,5 à 9, en présence de gangue de calcite et de quartz. [55]

Les meilleurs déprimants seraient l'acide tannique, quebracho, l'extrait de valonia (agent tannant naturel) et le silicate de sodium.

d. Alkylsulfates

D'après les études du professeur Carta, les alkylsulfates utilisés comme collecteurs ont conduit à choisir le cetylsulfate de sodium avec des agents déprimants tels que le silicate de sodium.

L'efficacité du collecteur diminue trop rapidement avec la finesse des grains et comme la barytine est suffisamment friable pour passer facilement dans la granulométrie fine, le broyage doit être bien contrôlé.

Les Alkylsulfates sont relativement insensibles à la dureté de l'eau et de plus leur désorption est aisée. [54]

e. Alkylsulfonates

Ces collecteurs présentant un pouvoir écumant notable, sont difficiles à contrôler.[54]

V.3.2.1.2 Collecteurs cationiques :

Les collecteurs cationiques (amines) n'ont pas fait l'objet d'un travail de recherche soutenu et n'a attire que peu de chercheurs. [54]

V.3.2.2 Agents modulants :

En ce qui concerne les agents modulants de la barytine (déprimants, activants, ect...) leur effet dépend de la nature et de la composition minéralogique de la gangue.

Les réactifs de flottation de la barytine les plus connus sont indiqués dans les tableaux n° 22 et n°23 [35, 56]

Tableau N° 22

Nom du collecteur	Composition
oleate de potassium Aero 825 Aero 840 Aero 845 S - 7723 Suiclair S40 Petronate L Sulfosuccinate 2875 Sulfopon T35 Dodécylsulfate de sodium Flotlebel R159 A1 Flotlebel R159 A2 " R107 Armac 18 Armac flotte MFA 18 Dinormac S18	<p style="text-align: center;">Sel de l'acide oléique C17 H33 CoOH</p> <p>Mélange de sulfate de sodium Mazout et eau PM =350</p> <p style="text-align: center;">sulfonate</p> <p style="text-align: center;">S.40 Sulfonate de Na, Pm = 461</p> <p>Sulfonate de pétrole, PM=415 à 430, C₂₄H₂₈SO₃Na</p> $\text{ROOC-CH}_2\text{-CHCOOH}$ $\begin{array}{c} \\ \text{SO}_3\text{M}^+ \end{array}$ <p style="text-align: center;">Alkylsulfate de sodium C12 H25 SO4 Na</p> <p style="text-align: center;">Type Ester Sulfonate de sodium sel sodique d'un Ester phosphaté</p> <p style="text-align: center;">Alkylsulfate</p> <p style="text-align: center;">Acétate d'amine laire en C18 R-NH3+ CH3 COO-</p> <p style="text-align: center;">collecteur cationique Diamine tertiaire oxythylée</p> $\text{R} \quad \quad \quad (\text{CH}_2 \text{ - } \text{CH}_2 \text{ - } \text{O})_{n'}$ $\begin{array}{c} \backslash \quad \quad \quad / \\ \text{N} \text{ - } (\text{CH}_2)_3 \text{ - } \text{N} \\ / \quad \quad \quad \backslash \end{array}$ $\text{Hn}(\text{O-CH}_2\text{-CH}_2) \quad \quad \quad (\text{CH}_2 \text{ - } \text{CH}_2 \text{ - } \text{O})_{n''}$ <p style="text-align: center;">où $n + n' + n'' = 12$</p>

Tableau n°21

Nom de l'agent modulant	Composition	Fonction
Chlorure de baryum Acide citrique	$BaCl_2$ $C_6H_8O_7$	Activant de $BaSO_4$ Déprimant de gangue carbonate, hydroxyde de Fer, Fluorine.
Dichromate de potassium	$K_2Cr_2O_7$	Déprimant de $BaSO_4$, calcite .
Silicate de sodium	Na_2SiO_3	Déprimant de Quartz, calcite.
Québracho	Composé du groupe tannin	
Chlorure d'AL	$AlCl_3 \cdot 6H_2O$	
D64	Dérivé du tannin	Déprimant de la pyrite
P40	Cataflot	Déprimant de la calcite
L'amidon		Déprimant de calcite et favorise la fixation des acides gras sur la fluorine.
Tannin		
Nitrate de plomb	$PbNO_3$	Déprimant de la calcite
Polymère d'acide vinsulfurique		
Acrylique à bas poids moléculaire		Déprimant de gangue calcaire

V.3.3 Choix et conditions d'utilisation des réactifs dans la flottation des minerais barytiques de différentes compositions minéralogiques

V.3.3.1 Barytine avec gangue essentiellement carbonatée

Si la proportion de la gangue carbonatée est élevée de plus de 10%, l'emploi de l'acide oléique même, avec l'action du quebracho, n'a pas donné de résultats satisfaisants. Il est suggéré l'emploi des Alkylsulfates alcalins, les cetylsulfates et à un degré moindre les alkylsulfonates. [54]

V.3.3.2 Barytine avec gangue essentiellement silicatée :

Les carboxylates, notamment les oléates manifestent, dans la flottation directe, une efficacité et une sélectivité élevée à l'égard de la gangue siliceuse et leur emploi est aussi demandé pour les minerais dont la teneur en silice n'est pas trop élevée, à condition que les proportions des autres impuretés constituants de la gangue (carbonates, oxydes) soient très faibles, par contre les alkylsulfates sont des collecteurs intéressants pour cette composition minéralogique mais avec le silicate de sodium et un PH élevé (10 à 12); la présence d'autres minéraux à l'exception de la silice ne gênent pas, même avec des teneurs élevées. [54]

Pour les teneurs élevées en barytine, des collecteurs cationiques (type amines 220) peuvent être utilisés pour flotter les impuretés, silice et autres minéraux.

V.3.3.3 Minerai de barytine-celestine :

La barytine et la Célestine ayant des propriétés physiques et chimiques très proches posent un problème difficile de séparation.

L'application d'une flottation utilisant le cetylsulfate de sodium à PH élevé (12) en déprimant la Célestine avec des quantités appropriées de silicate de sodium généralement élevées, peut résoudre le problème de séparation; [54] mais quand la barytine et la Célestine se trouvent sous la forme où l'élément strontium (Sr) est inclu dans la même structure que celle de l'élément baryum (Ba) (Ba, Sr) So_4 , la séparation est naturellement impossible par la voie des techniques d'enrichissement classiques .

V.3.3.4 Minerai barytique-fluoriné

Si la teneur en fluorine est élevée, par rapport à la barytine, on flotte d'abord la fluorine avec un carboxylate en déprimant la barytine, dans le cas contraire c'est l'inverse qui s'effectue. [51, 54]

CHAPITRE VI

VI.1 TECHNIQUES D'ANALYSE UTILISEES

VI.1.1 DIFFRACTION AUX RX

VI.1.1.1 Principe

Le principe est basé sur les propriétés de diffraction des Rx, ils sont de nature électromagnétiques de courtes longueurs d'ondes, variant de quelques dixième d'Angströms à quelques Angströms ($1 \text{ \AA} = 10^{-10} \text{ m}$), très proches des dimensions atomiques, ce qui favorise l'étude de la matière cristalline. [57, 58]

L'analyse consiste à bombarder un échantillon au moyen de Rx dans un angle d'incidence θ et de mesurer l'angle de diffraction (2θ) qui est égal à deux fois l'angle d'incidence.

Le phénomène de diffraction est régi par la relation de Bragg

$$2d \sin \theta = n \lambda$$

où

$$\left\{ \begin{array}{l} n : \text{nombre entier} \\ \lambda : \text{longueur d'onde} \\ d : \text{distance interréticulaire} \\ \theta : \text{angle d'incidence.} \end{array} \right.$$

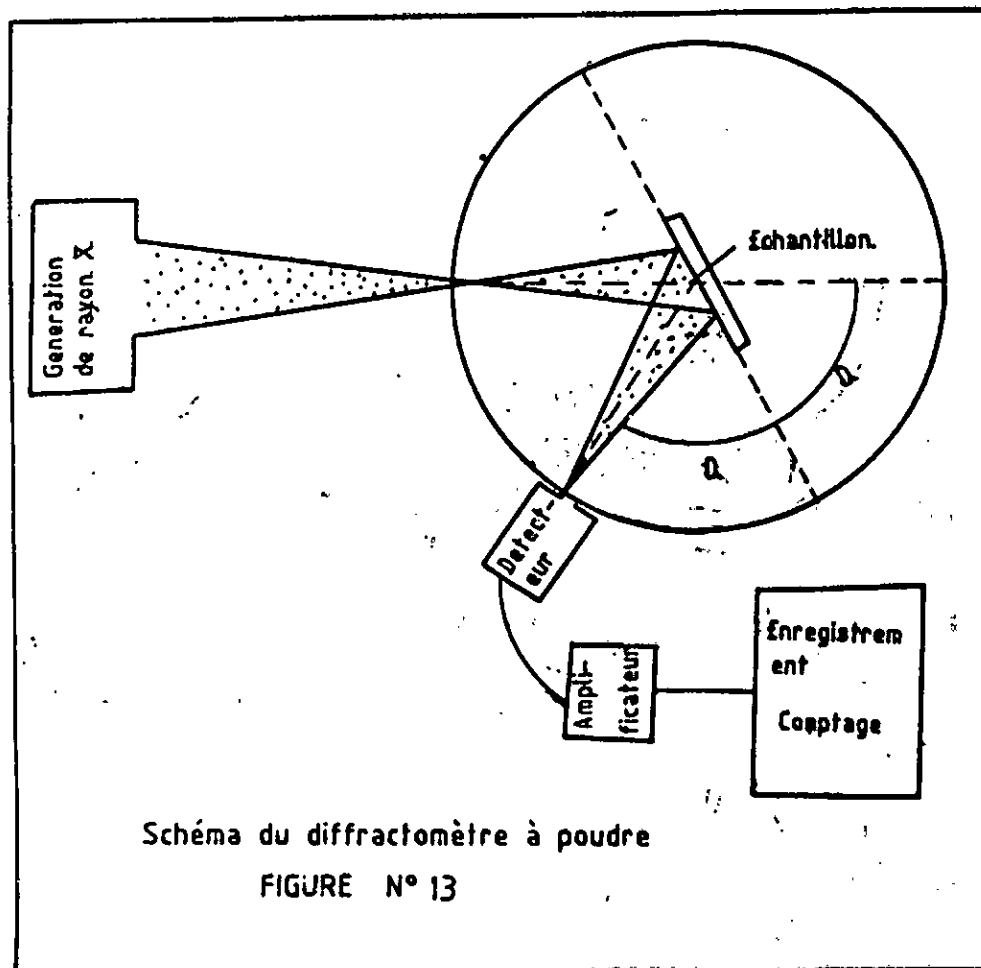
L'application de cette technique accède à l'obtention d'un spectre dont l'axe des abscisses porte les angles de diffraction et l'axe des ordonnées porte les intensités émises par les rayons réfléchis.

L'identification des phases se fait par comparaison des distances interréticulaires (d) qui sont déterminées par l'application de la relation de Bragg avec ceux des fichiers étalon mis à jour (A.S.T.M.) ; cette comparaison peut être rendue automatique par l'emploi d'un ordinateur, ainsi la distance d est affichée par un microprocesseur à chaque pic du graphique.

Il existe deux méthodes d'analyse, celle de Laue qui intéresse les solides en masse d'une certaine dimension et celle de Debye-Cherrer appliquée au solide en poudre.

VI.1.1 2 Appareillage

Le schéma de principe de l'analyse est présenté par la figure n° 13 [59]
Nous avons utilisé l'appareil du laboratoire de chimie de l'O.R.G.M.



VI.1.1.3 Objectif [57, 59]

- détermination de la structure et l'identification des phases cristallines;
- détermination des paramètres de la maille;

- de la composition (généralement semi-quantitative);
- de la grosseur moyenne des grains;
- de la texture minéralogique.

VI.1.2 Microsonde (sonde de Castaing)

VI.1.2.1 Principe

Le principe repose sur les propriétés des électrons de produire des Rx après qu'ils aient bombardé des échantillons de matières qui peuvent être des corps massifs, laminaires ou en poudre. [57, 60]

Les Rx émis lors de ce bombardement ont des longueurs d'onde qui correspondent aux raies caractéristiques des éléments à identifier et à quantifier. L'intensité émise est fonction de la concentration de ces éléments.

VI.1.2.2 Appareillage

La figure n° 14 illustre le schéma de principe de l'appareil . [57]

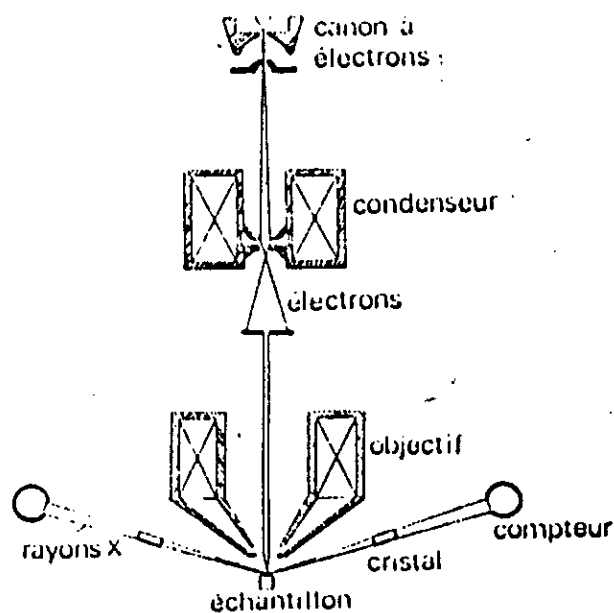


FIGURE N°15.

VI.1.2.3 Objectifs.

L'analyse à la microsonde est une méthode d'analyse ponctuelle, qui permet de cibler un point de l'échantillon de 1 cm³ environ.

La microsonde est une analyse qualitative et quantitative (la plus petite quantité d'un élément décelable dans un 1 cm³ est de 10⁻¹⁴ g). [60]

VI.1.3 Analyse pétrographique (Lames minces)

VI.1.3.1 Principe

Le principe de l'étude aux lames minces est basé sur les propriétés réfléchissantes et transmissives de la lumière sur de minéraux d'une surface de roche préalablement polie.

VI.1.3.2 Objectif.

L'étude des lames minces permet l'identification des différentes espèces minérales constituant un minéral, la description des phases et de la texture, la mise en évidence des éléments à l'état de traces et l'ordre de grandeur des dimensions des particules minérales.

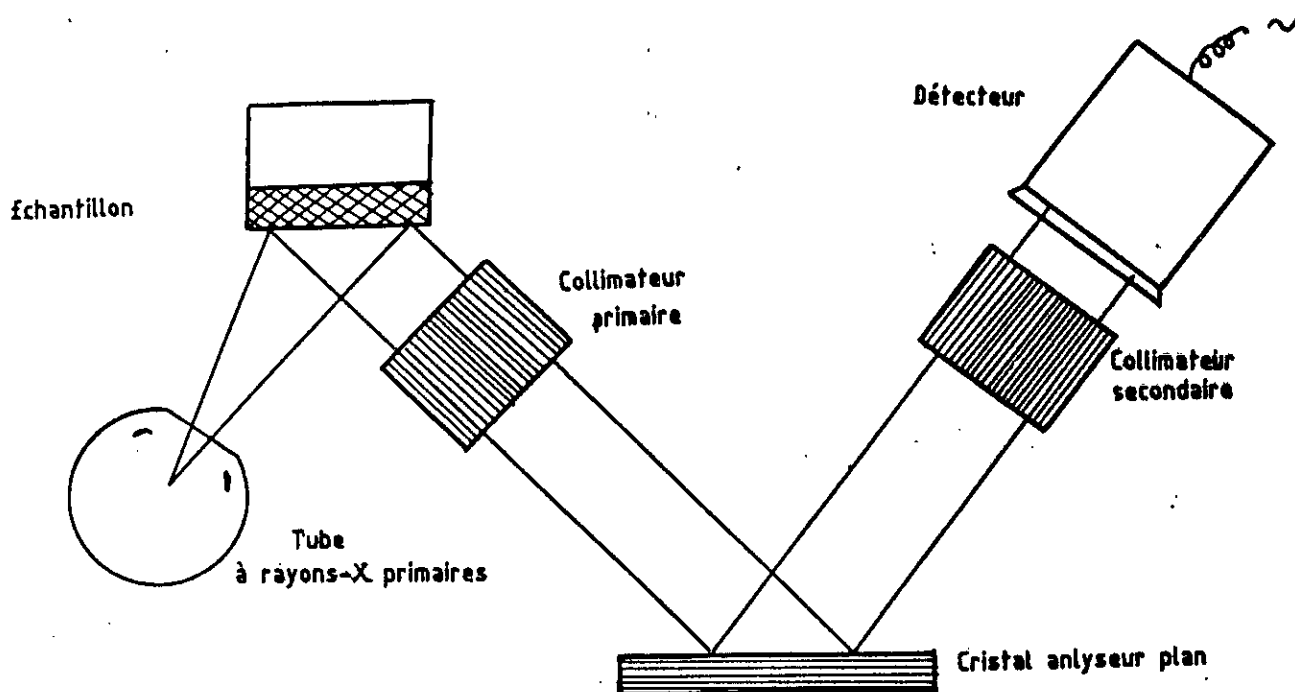
VI.1.4 Fluorescence x

VI.1.4.1 Principe.

Le principe de cette technique repose sur l'excitation des éléments d'un échantillon au moyen de Rx appelés primaires, ces éléments excités émettent à leur tour des Rx appelés secondaires caractérisant ces éléments. L'intensité émise est fonction de la concentration. [57].

VI.1.4.2 Appareillage

Le schéma de la figure n° 15 illustre le principe de l'appareil [61]
 Nous avons utilisé l'appareil du laboratoire de chimie de l'O.R.G.M.



Schema de principe d'un appareil
 de fluorescence-X.

FIGURE N° 15

VI.1.4.3 Objectifs.

Méthode d'analyse est qualitative et quantitative. Cette dernière est compliquée par le fait que la variation de l'intensité de la raie de fluorescence n'est linéaire qu'aux faibles concentrations. [57]

Des améliorations du procédé et des conditions opératoires ont permis l'analyse des fortes concentrations d'un bon nombre de minéraux

VI.1.5 Absorption atomique.

VI.1.5.1 Principe.

Le principe repose sur les propriétés des éléments à l'état atomique (excités par une source d'énergie) d'absorber des photons issus d'une lampe dont le filament est de même nature que celle des éléments à doser.

Les électrons des atomes excités passent alors à des niveaux d'énergie plus élevés, leur retour à l'état fondamental provoque l'émission des photons de longueurs d'ondes caractéristiques de l'élément à doser ; l'intensité émise est fonction de la concentration de cet élément. [61]

VI.1.5.2 Appareillage.

Le schéma de la figure n°16 représente le principe de l'appareil. [61]

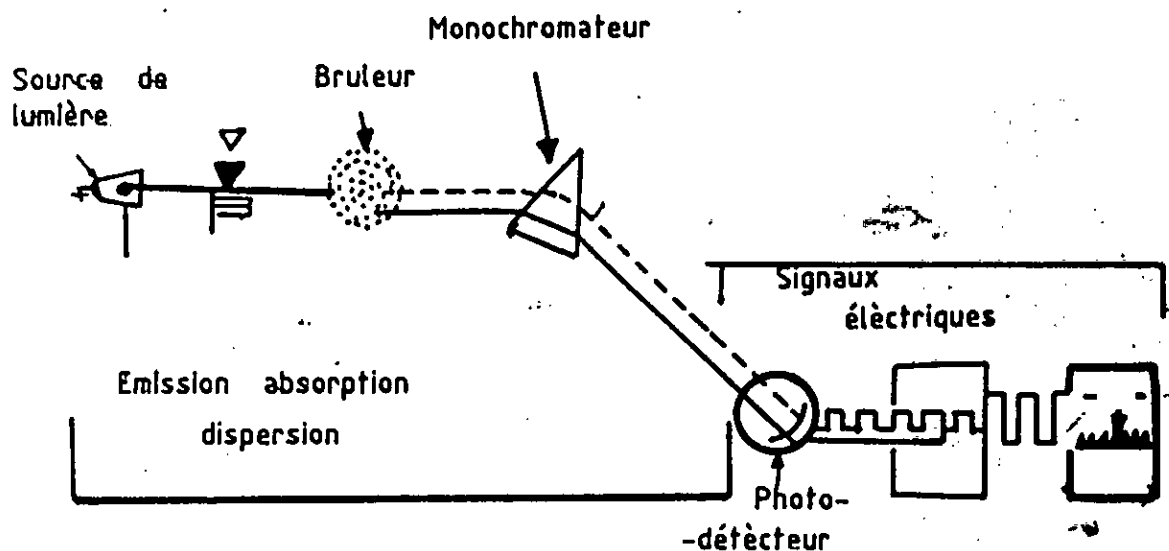


FIGURE N° 16.

Schema d'un appareil d'absorption atomique

VI.1.5.3 Objectif

la plupart des éléments à différentes concentration en phase acqueuses sont dosés avec une bonne précision en général.

VI.2 ECHANTILLONNAGE

VI.2.1 Définition de l'échantillon soumis à l'étude.

Les points d'extraction des échantillons prélevés par tranchées de profondeur variant de 1 à 1,5 m sur le corps Est du gisement sont au nombre de quatre (A, B, C et D), précisés sur le schéma du plan d'échantillonnage de la figure n°17 [63] où selon les données du rapport géologique [46], nous précisons:

- A et C sont des zones d'affleurement d'une teneur élevée en BaSO₄ et pauvre en SrSO₄.
- B est une zone d'affleurement d'une teneur moyenne en BaSO₄ et riche en SrSO₄
- D est une zone d'affleurement d'une teneur faible en Ba SO₄ et riche en Sr SO₄.

Les quantités prélevées sont portées sur la figure n° 17 du plan d'échantillonnage. L'analyse [46] a donné les teneurs en BaSO₄ et en Sr SO₄ indiquées dans le tableau n° 24.

Ces échantillons pris isolement ne sont pas représentatifs de la qualité moyenne géologique du gisement du corps Est et qui est de (56,70 % Ba SO₄, 7,74 % SrSO₄) par conséquent un mélange composite s'impose afin de se rapprocher le plus de cette moyenne. Différents mélanges homogénéisés et quartés après concassage à 25 mm entre échantillons riches et échantillons pauvres en Ba SO₄ ont été effectués, les échantillons retenus comme représentatifs sont A et D.

700 kgs de ce mélange ont été livrés à l'ORGM pour des essais préliminaires de valorisation, nous avons prélevé de cet échantillon une quantité de 30 kgs environ pour nos travaux de caractérisation et de flottation. 700 kgs sont conservés comme témoin et 700 kgs sont destinés à l'étranger pour étude.

Tableau N°24

Echantillons	Teneur % BaSO ₄	Teneur % SrSO ₄	Teneur % BaSO ₄ + SrSO ₄
A	74,28	3,16	77,44
B	44,53	18,42	62,95
C	79,90	4,36	84,26
D	30,99	18,53	49,26

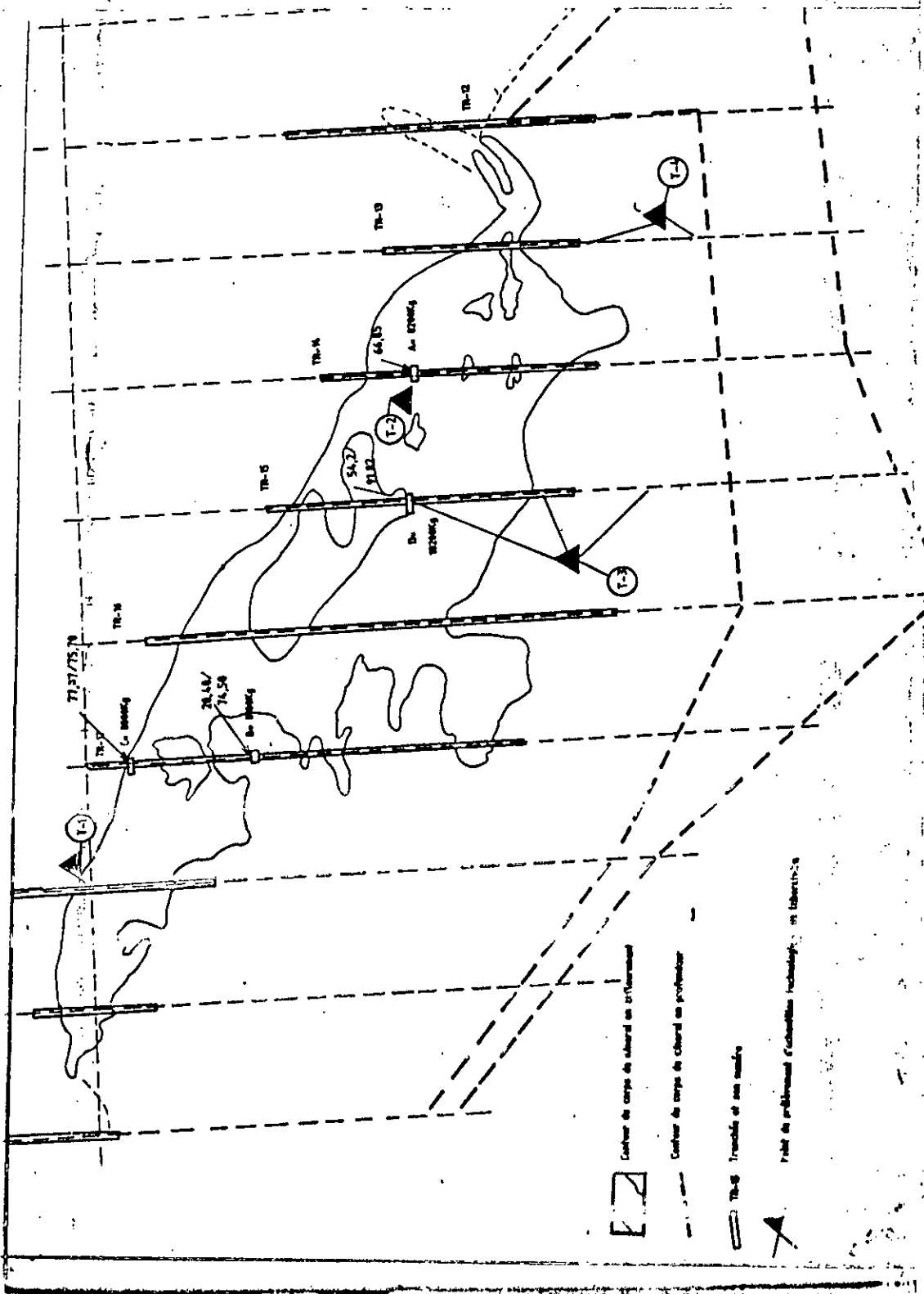


figure N° 17 : PLAN D'ÉCHANTILLONNAGE

VI.3. PREPARATION MECANIQUE ET ANALYSE

Le schéma de la figure n°18 ci-dessous résume les différentes opérations effectuées pour la caractérisation du minerai (en ligne pleine et pointillé)

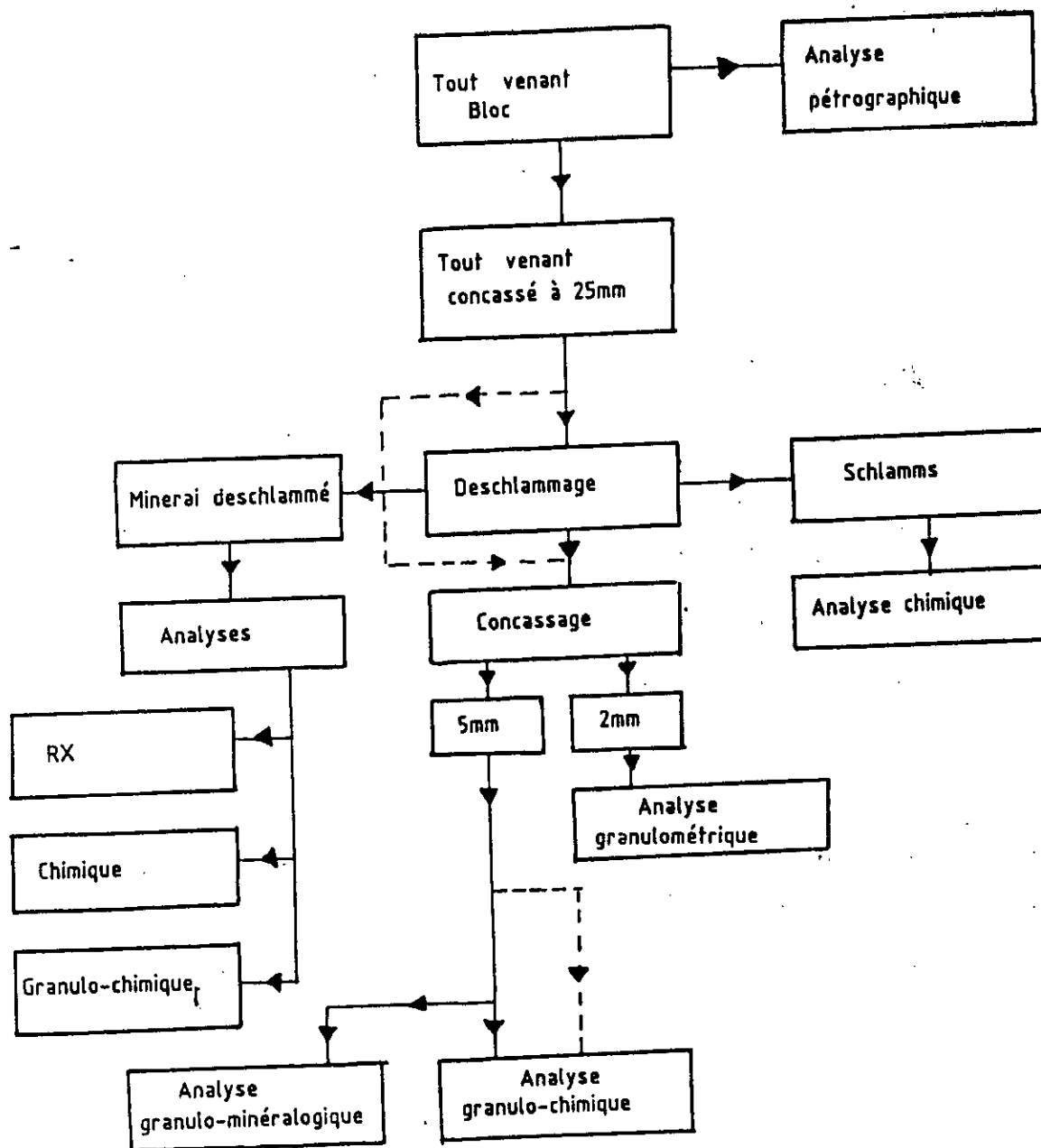


FIGURE N° 18

VI.4 RESULTATS DES ANALYSES

VI.4.1 INTRODUCTION

Nous avons fait appel à différentes techniques d'analyse souvent complémentaires qui permettent de caractériser le minerai barytique, quantitativement et qualitativement. Pour nous aider à orienter nos travaux de valorisation et déboucher rapidement sur la définition d'un flowsheet fiable, nous avons cherché à obtenir le maximum de données relatives à la composition chimique et minéralogique pour se rapprocher au mieux de la connaissance de la qualité représentative de l'échantillon technologique prélevé sur le gisement soumis aux essais d'enrichissement par flottation.

VI.4.2 ANALYSE MINERALOGIQUE

VI.4.2.1 DIFFRACTION AU RX

Le spectre de la figure n° 19 met en évidence la présence des minéraux suivants placés dans l'ordre quantitatif décroissant

- barytine
- Strontianite
- Quartz
- Dolomite
- Calcite
- Mica
- Kaolinite

Comme le rapport géologique sur le gisement [46] ne fait pas mention de la présence de la strontianite, mais plutôt de la Célestine, nous avons voulu obtenir une seconde confirmation de la présence du minéral strontianite en soumettant un autre échantillon brut à l'attaque par l'acide chlorhydrique (HCL) dilué pour détruire le minéral strontianite, puis à l'analyse aux Rx; le pic correspondant disparaîtrait si ce minéral est présent, c'est ce que nous avons constaté dans le spectre de la figure n° 20.

L'analyse par la microsonde effectuée par la suite, sur un échantillon brut, par un laboratoire étranger [64] a confirmé la présence de la strontianite et l'absence de la Célestine.

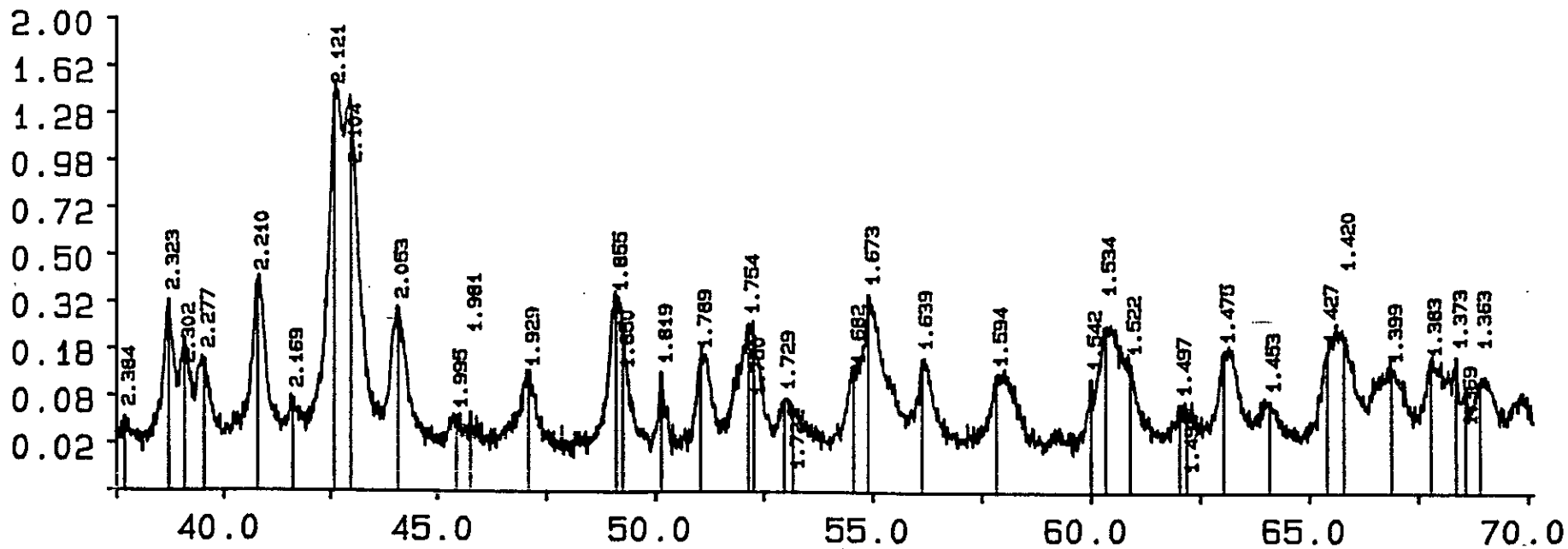
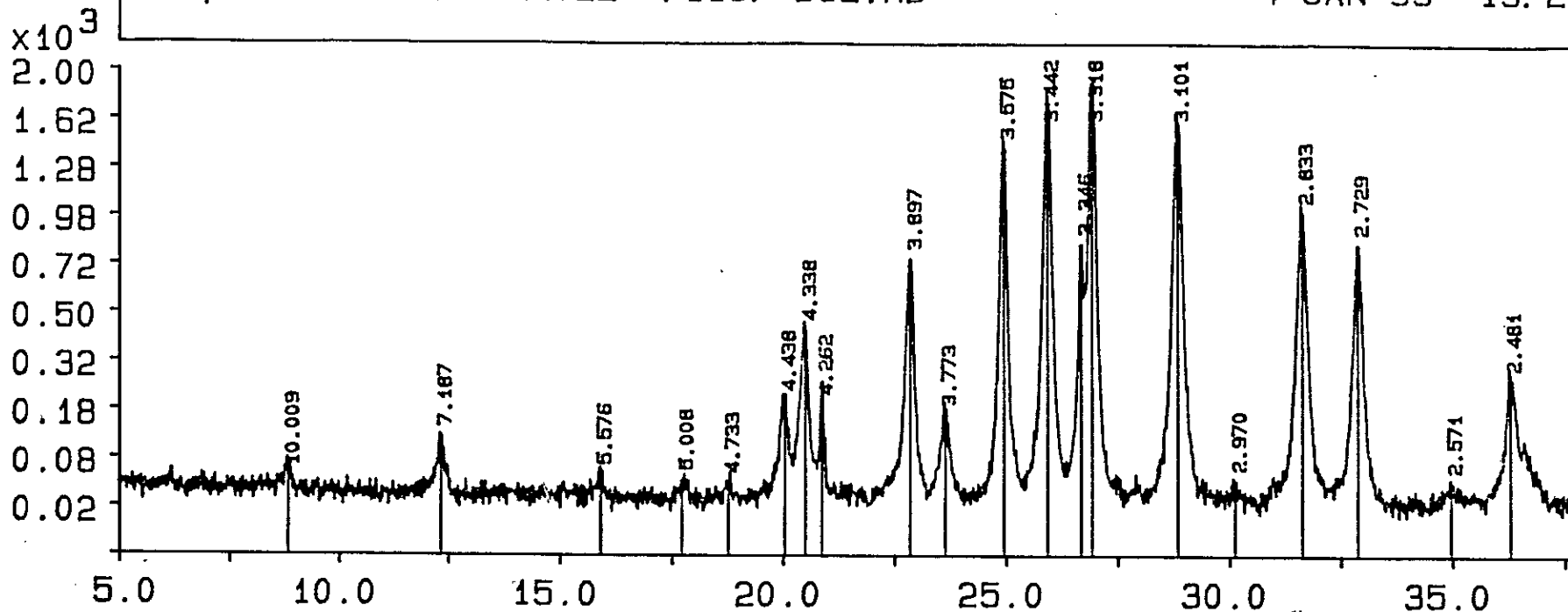


figure n°:20

Sample: BARITE3 NON LAVEE File: BANL.RD

4-JAN-93 14:24

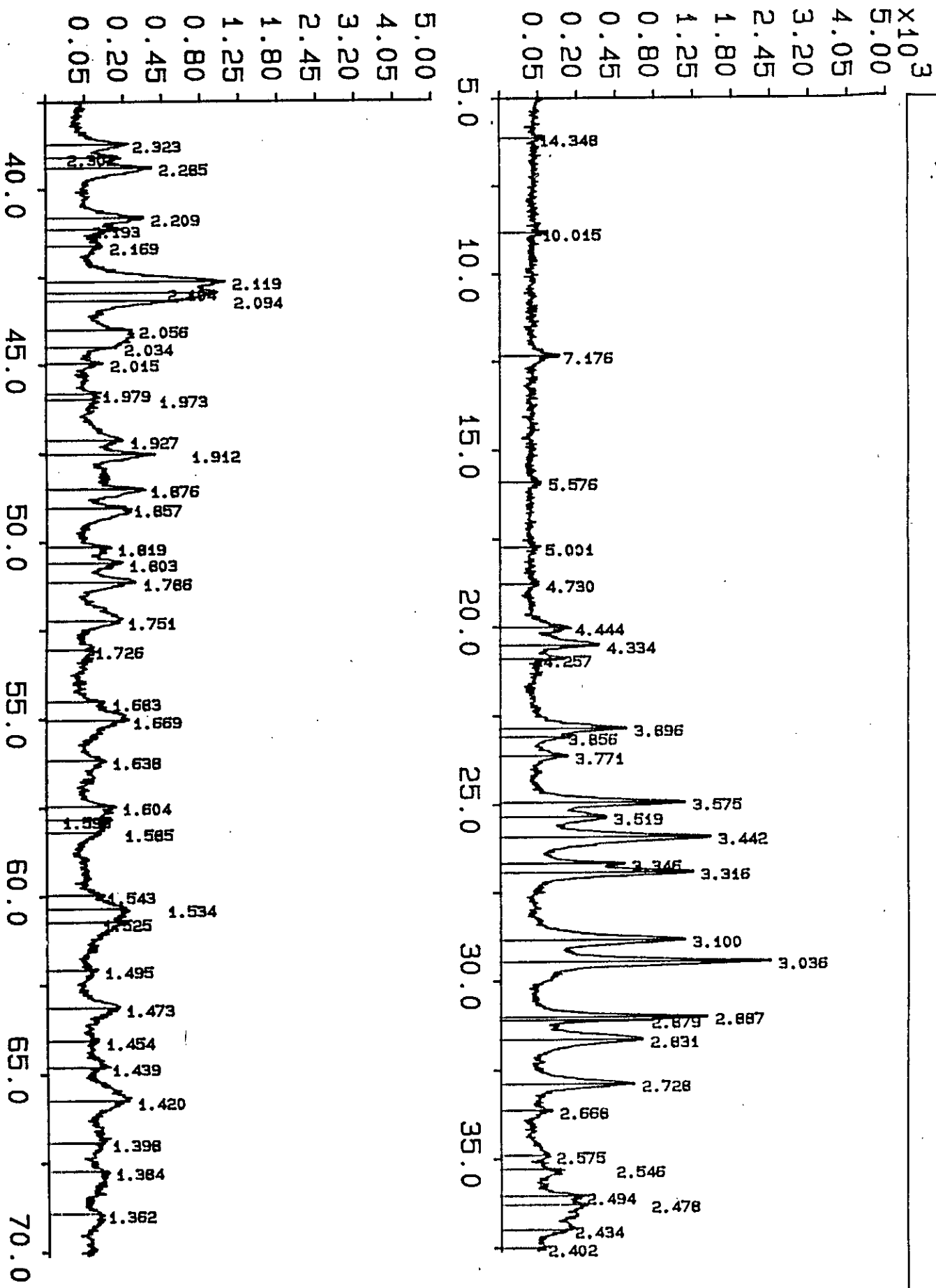


figure n°: 19

VI.4.2.2 Analyse pétrographique

VI.4.2.2.1 Etude sur lames minces

Pour une meilleure représentativité de l'identification des minéraux présents dans le minerai, compte tenu des surfaces réduites soumises à l'observation, nous avons soumis à l'analyse trois (3) échantillons différents E1,E2,E3 prélevés sur une roche de minerai concassé à 350 mm et pris en considération d'autres résultats d'analyses de différentes provenances . La présence des minéraux mis en évidence par diffraction aux RX est confirmée par l'analyse des lames minces à l'exception de la Strontianite qui n'a pas été rencontrée dans nos échantillons . Dans le tableau n° 25 , nous avons porté l'ensemble des résultats.

a. Texture et minéralisation

La même texture est observée dans les trois échantillons . Cette texture est caractérisée par une roche massive , tachetée et une structure hétérogranulaire , elle est constituée d'éléments carbonatés sub-arrondis très souvent ferrugineux consolidés par un assemblage de cristaux de barytine prismatiques. Les éléments carbonatés sont constitués de petits cristaux de dolomite aux formes rhomboédriques et soulignés à leurs bordures par la matière ferrugineuse (hydroxyde de fer) ; ces cristaux de dolomite très souvent corrodés à leurs bordures par de la calcite traduisant le processus hydrothermal métastomatique affectant la roche et également exprimé par une faible stratification traduite par le quartz prismatique parfois disposé en amas isolés

Des éléments bréchiques occupant 50 à 55 % du volume total de la roche dont 2/3 sont représentés par des débris de roche dolomitique , ces minéraux dolomitiques constitués parfois par de la dolomite cryptogrenue et variant de 0.3 à 4 mm contaminée par de l'argile péletique ; d'autres éléments moins abondants ont la forme sub-arrondies à sub-anguleuses de taille allant de 0.6 à 2 mm et sont constitués principalement de la barytine en cristaux prismatiques enchevêtrés .

Le ciment agrégostique est composé de calcite isométrique formant des plages englobant des cristaux de dolomite et de quelques grains de quartz . La porosité représente 5 à 7 % du volume total de la roche , elle est caractérisée par des pores vides de forme quelconque résultant d'une dissolution .

Le tableau n° 26 résume des résultats de l'analyse de lames minces de deux échantillons effectués par un laboratoire étranger [64].

RESULTATS DE L'ETUDE DES LAMES MINCES

Tableau N°25

N° d'échantillon	Minéraux	Structure	Dimension en μm	Pourcentage grains
E3	Baryte	Prismatique	800 - 400	72
	Quartz	"	100 - 300	5
	Dolomite	"	50 - 80	10
	Calcite	Isométrique	30 - 50	5
	Hydroxyde de fer	Cryptocristallin	< 30	8
E1 + E2	Baryte	Prismatique	100 - 150	10
	Quartz	"	50 - 100	12
	Dolomite	"	30 - 80	40
	Calcite	Isométrique	30 - 50	40
	Hydroxyde de fer	Cryptocristallin	< 30	5
	Argiles		< 10	3
	Argiles			

Tableau n° 26

Minéraux	Structure	Dimension μm	% en grains
Baryte	cristaux de forme de baguettes	250 x 600 75 à 650 largeur 300 à 800 longueur	80 - 90
Quartz	Section hexagonale dans la matrice de la barytine	700	5
Calcite	-Entourés d'un lisère de limonite - Constituant accessoire de la sontrontianite (amas)		1 - 3
Strontianite	- Amas - Loge dans les fines fissures de la Barytine - maclés.... (parfois)	400	2 - 9
Limonite	Borde les fragments de calcaire		Traces - 1
Muscovite	Pailletes logés dans les fractures	40 x 300	3
Chlorite			3
Kaolinite			3

VI.4.2.3 ANALYSE A LA MICROSONDE

Cette analyse plus fine effectuée dans un laboratoire étranger [64] , sur un appareil type MAC à énergie dispersive .

Les résultats obtenus nous apportent des informations complémentaires , notamment que la structure barytique contient 1.21 à 1.35 % en poids de SrO et que la strontianite contient dans sa structure de 7.02 % à 7.8 % en poids de CaO

VI.4.2.4 ANALYSE GRANULO- MINERALOGIQUE

Observation au binoculaire des fractions du minéral déschlammé concassé à 5mm

Fraction - 3.15 + 2.5 mm

Cette fraction est constituée de 40 % de barytine en forme d'agrégats grenus de teinte saccharoïde et de 60 % de roche carbonatée crypto-grenue de teinte gris-brune

Fraction - 2.5 + 1.5 mm

Dans cette fraction 40 % de barytine saccharoïde se présente sous forme d'agrégats grenus avec présence d'un assemblage de cristaux transparents (muscovite) et 60 % de roche carbonatée .

Fraction - 1.5 +1 mm

Nous observons une présence de 70 % d'agrégats de barytine saccharoïde , le reste est une roche carbonatée .

Fraction - 1 + 0.8 mm

Dans cette fraction les agrégats de baryte saccharoïde représentant 60 % le reste est une roche carbonatée avec de rares cristaux de calcite dont la taille atteindrait 1 mm en présence de fragments ferrugineux (oxydes de fer)

Fraction -0.8+0.5 mm

La barytine dans cette fraction représente 30 %, le reste étant de la roche carbonatée.

Fraction < 0.5 mm

Le taux de barytine est de 48 %, le reste est une roche carbonatée.

Dans toutes les fractions la Barytine, est rarement pure, en général elle est associée aux carbonates qui sont imprégnés d'hydroxyde de fer dispersé ou renferment les micro-inclusions visibles au microscope sous forme de tâches noires, telle que la pyrite oxydée, qui est logée dans la barytine, les carbonates sont constitués en général par de la calcite qui est souvent imprégnée d'hydroxyde de fer.

La variation de la quantité de BaSO₄ en fonction des tranches granulométriques issues du minerai concassé à 5 mm est donnée par la figure n° 21

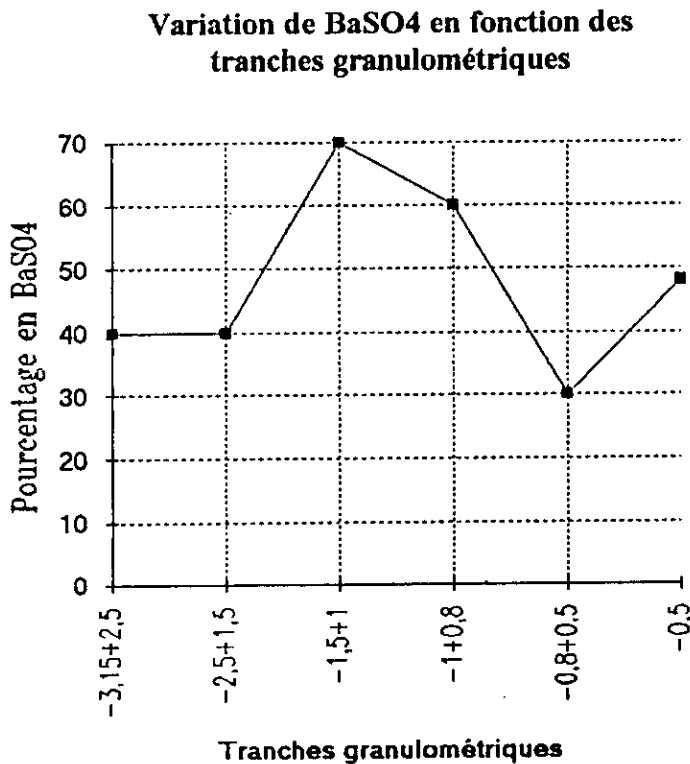


FIGURE N°21

VI.4.3. ANALYSE CHIMIQUE

VI.4.3.1 Analyse spectrale

Le tableau n° 27 résume l'ensemble des résultats de cette analyse semi-quantitative.

Tableau n° 27

Eléments	Teneur en poids %	Observations
Ba	> 1	} très faible teneurs
Sr	> 1	
Pb	$3 \cdot 10^{-3}$	
Zn	$3 \cdot 10^{-3}$	
As	-	

VI.4.3.2. ANALYSE PAR FLUORESCENCE X

Dans le tableau n° 28 nous avons porté les résultats d'analyse du minerai déschlammé du produit schlamms ainsi que du produit du tout venant (déterminés par calcul).

Tableau N° 28

Produits	T E N E U R S %		
	minerai deschlammé	schlamms	tout venant calculé
Eléments			
BaSO ₄	42.46	17.43	38.79
SrO	5.17	3.96	5
CaO	18.49	8.14	17
SiO ₂	4.29	17.39	6.12
Al ₂ O ₃	0.99	16.28	1.56
Fe ₂ O ₃	0.93	5	1.20
MgO	5.10	2.45	2.02
PAF	2.25	24.56	21.72
Zn	0.056	—	—
Cu	0.052	—	—
Pb	—	—	—
Na ₂ O			

Compositoin chimique du minerai deshlammé et des schlamms

VI.4.3.3. Analyse par absorption atomique et gravimétrique

a. Description des échantillons

Deux échantillons prélevés sur les 700 Kgs, se trouvant au siège de L'E.N.O.F, ont été soumis à l'analyse, l'échantillon E1 est un échantillon bréchique riche en BaSO₄ représentant la matrice de la roche débarassée de gros fragments de calcaire , contenant de la Strontianite .et l'échantillon E2 est un échantillon massif.

Les résultats de l'analyse obtenus [64] sont résumés dans le tableau n°29

Tableau N° 29

Elements	Teneurs E1 %	Teneurs E2 %	Observations
BaSO4 (1)	80.95	88.20	gravimétrique
SrO	0.94	5.86	
SiO2	10.23	0.34	
TiO2	0.00	0.00	
Al2O3	2.72	0.02	
MgO	0.5	0.01	
CaO	1.73	1.11	
Na2O	0.02	0.00	
K2O	0.53	0.00	
CO2	1.60	3.48	
pb	9PPM	9PPM	
Zn	7PPM	5PPM	
PAF	2.72	3.93	

1 Ba exprimé en BaSO4

Composition chimique déterminée par Absorption atomique
Gravimétrique

VI.4.4 . ANALYSE GRANULO-CHIMIQUE

Nous avons soumis à cette analyse trois (03) échantillons concassés à trois dimensions différentes (25, 5 et 2 mm)

Les résultats granulo-chimique sont rassemblés dans les tableaux n°30 , n°31,n°32 et n°33 les courbes granulo- métrique sont représentées par les figures n°22 ,n°23 ,n°24 et n°25 et les courbes de distributions, (répartition des teneurs en BaSO4 et en SrCO3) en fonction des tranches granulométriques sont illustrées par les figures n°26 , n°27 et n°28.

Tableau N° 30

Minerai concassé à 25 mm deschlammé

Classe granulométrique (mm)	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %	Teneur BaSo4	Distribution BaSo4
+25	0	0	100	-	-
-25 + 20	0.56	0.56	99.44	15.43	0.20
-20 + 16	10.69	11.25	88.75	42.55	10.71
-16 + 12.5	15.19	26.41	73.59	38.04	13.66
-12.5 + 10	11.02	37.43	62.57	51.66	13.45
-10 + 8	9.12	46.55	53.45	53.97	11.35
-8 + 5	7.73	54.28	45.52	46.53	8.50
-5 + 4	7.32	61.6	38.4	44.27	7.66
-4 + 2	11.62	73.22	26.78	41.86	11.49
-2 + 0.5	12.62	85.83	14.17	39.47	11.77
-0.5 + 0.315	2.21	88.04	11.96	37.50	1.95
-0.315 + 0.2	1.87	89.94	10.09	35.49	1.56
-0.2 + 0.1	3.8	93.71	6.29	32.78	2.94
-0.1 + 0.075	1.68	95.39	4.61	31.62	1.25
-0.075 + 0.02	4.520	99.91	0.09	28.61	3.07
-0.02	0.09	1.00	1.00	28.45	0.06
Calculée	-	-	-	42.30	99.65

Analyse granulo-chimique

Tableau N° 31

Minerai deschlämmé concassé à 5 mm

Classes granulométrique (mm)	Refus %	Refus % cumulé	Passant %	Teneur % BaSo4	Teneur % SrCO3	Distribution % BaSo4	Distribution % SrCO3
+5	-	-	100	-	-	-	-
-5 + 4	48.58	48.58	51.42	37.73	9.12	44.60	51.63
-4 + 2	15.83	64.41	35.59	46.16	8.07	17.78	14.88
-2 + 1	10.62	75.03	24.97	44.73	7.31	11.12	9.04
-1 + 0.5	6.28	81.31	8.69	46.51	9.62	7.10	7.04
-0.5 + 0.2	8.42	89.73	10.27	42.35	9.52	8.67	9.34
-0.2 + 0.16	1.19	90.92	9.38	43.07	7.34	1.24	1.01
-0.16 + 0.1	4.21	95.13	4.87	38.36	7.51	3.93	3.67
-0.1 + 0.074	1.44	96.57	3.43	43.9	7.73	1.53	1.26
-0.074 + 0.04	1.06	97.63	2.38	49.56	6.66	1.27	0.82
-0.04 + 0.02	0.64	98.27	1.73	49.92	4.55	0.77	0.33
-0.02	1.63	100	0	38.06	5.13	1.50	0.97
Calculée %	-	-	-	41.09	8.58	99.51	99.99

Tableau N° 32

Minerai non deschlämmé concassé à 5mm

Classes granulométriques (mm)	Refus %	Refus cumulé %	Passant BaSo4 %	Teneur BaSo4 %	Teneur SrCO3 %	Distribution BaSo4 %	Distribution SrCO3 %
+5	0	0	100	-	-	-	-
-5 + 4	18.88	18.88	81.12	44.31	11.6	20.12	22.03
-4 + 2	31.47	50.35	49.47	43.83	11.79	33	37.32
-2 + 1	16.44	66.79	33.21	45	10.23	17.80	86.91
-1 + 0.5	9.28	76.07	23.97	46	9.70	10.27	9.06
-0.5 + 0.2	2.91	78.98	21.02	40.22	7.46	2.82	2.18
-0.2 + 0.16	1.65	80.63	19.37	39.07	7.48	1.55	1.24
-0.16 + 0.1	3.06	83.69	16.31	38.57	8.70	2.83	2.67
-0.1 + 0.07	2.43	86.12	13.88	38.51	16.93	2.25	3.99
-0.07 + 0.04	2.91	89.03	10.97	33.09	5.76	2.31	1.68
-0.04 + 0.02	2.28	91.31	8.69	32.55	3.46	1.78	0.79
-0.02	8.62	100	0	24.37	2.20	5.05	1.90
Calculée	-	-	-	41.56	9.94	99.78	

Analyse granulo- chimique

Tableau n° 33

Minerai deschlammé concassé à 2mm

Classes granulométriques (mm)	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+2	0	0	100
-2 + 1	15.48	15.48	84.52
-1 + 0.5	17.15	32.63	67.37
-0.5 + 0.16	21.56	54.19	45.81
-0.16 + 0.1	2.72	56.91	43.09
-0.1 0.074	4.75	61.66	38.34
-0.074 + 0.043	2.41	64.07	38.34
-0.043 + 0.02	24.86	86.93	13.07
-0.02	13.07	95.38	4.62

Analyse granulométrique

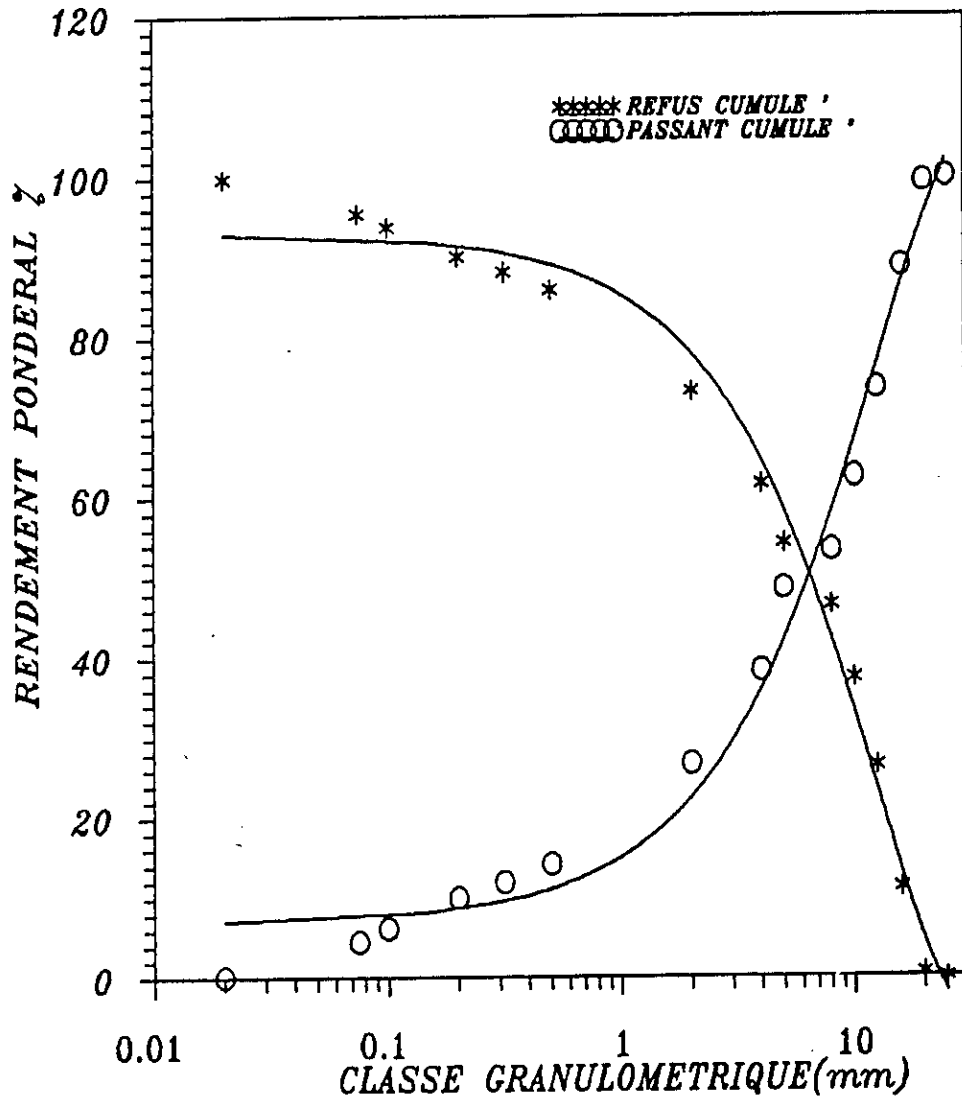


Figure N 22

ANALYSE GRANULOMETRIQUE DU MINERAI CONCASSE A 25mm
 ET DESCHLAMME

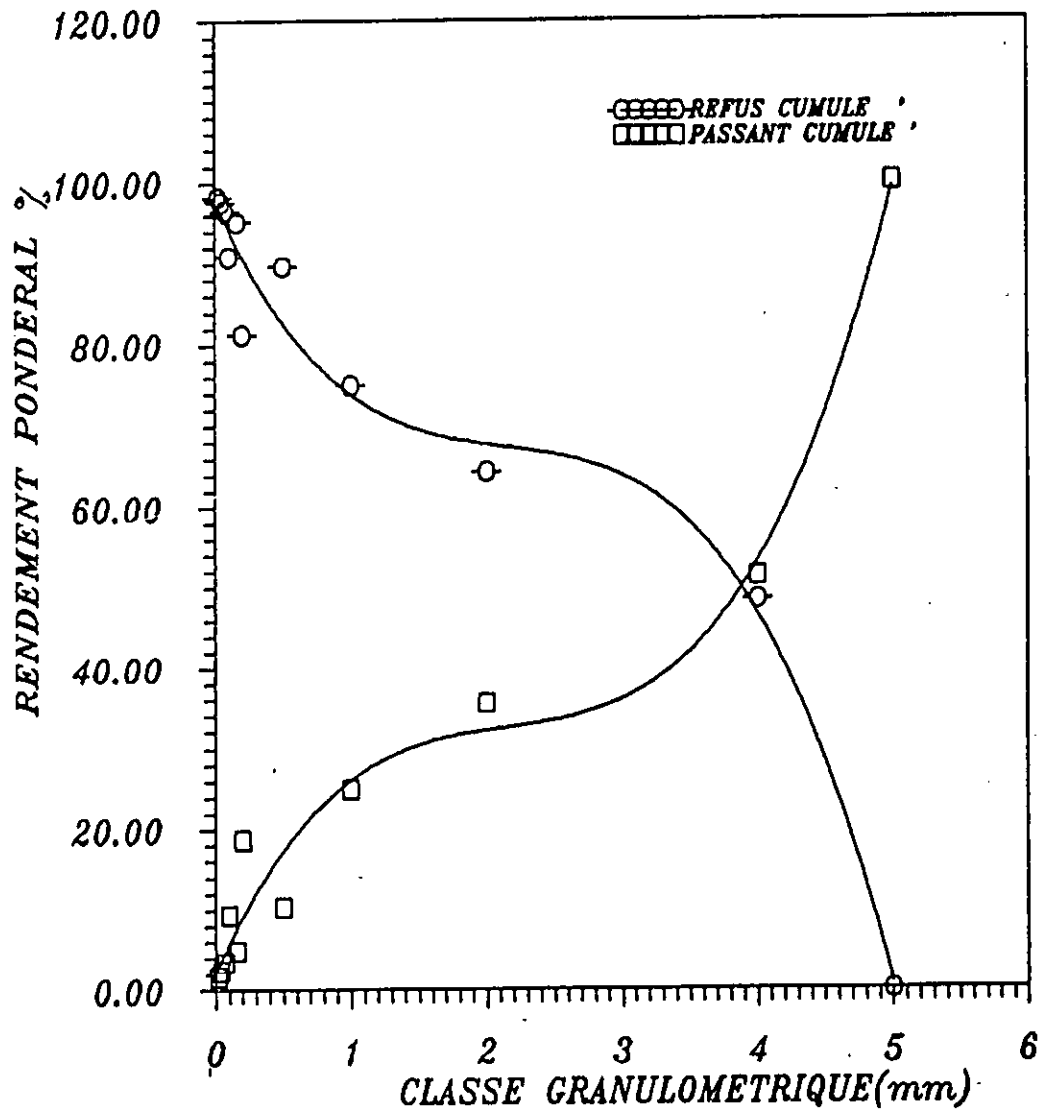


Figure N 23

**ANALYSE GRANULOMETRIQUE DU MINERAL DESHLAMME
CONCASSE A 5 mm**

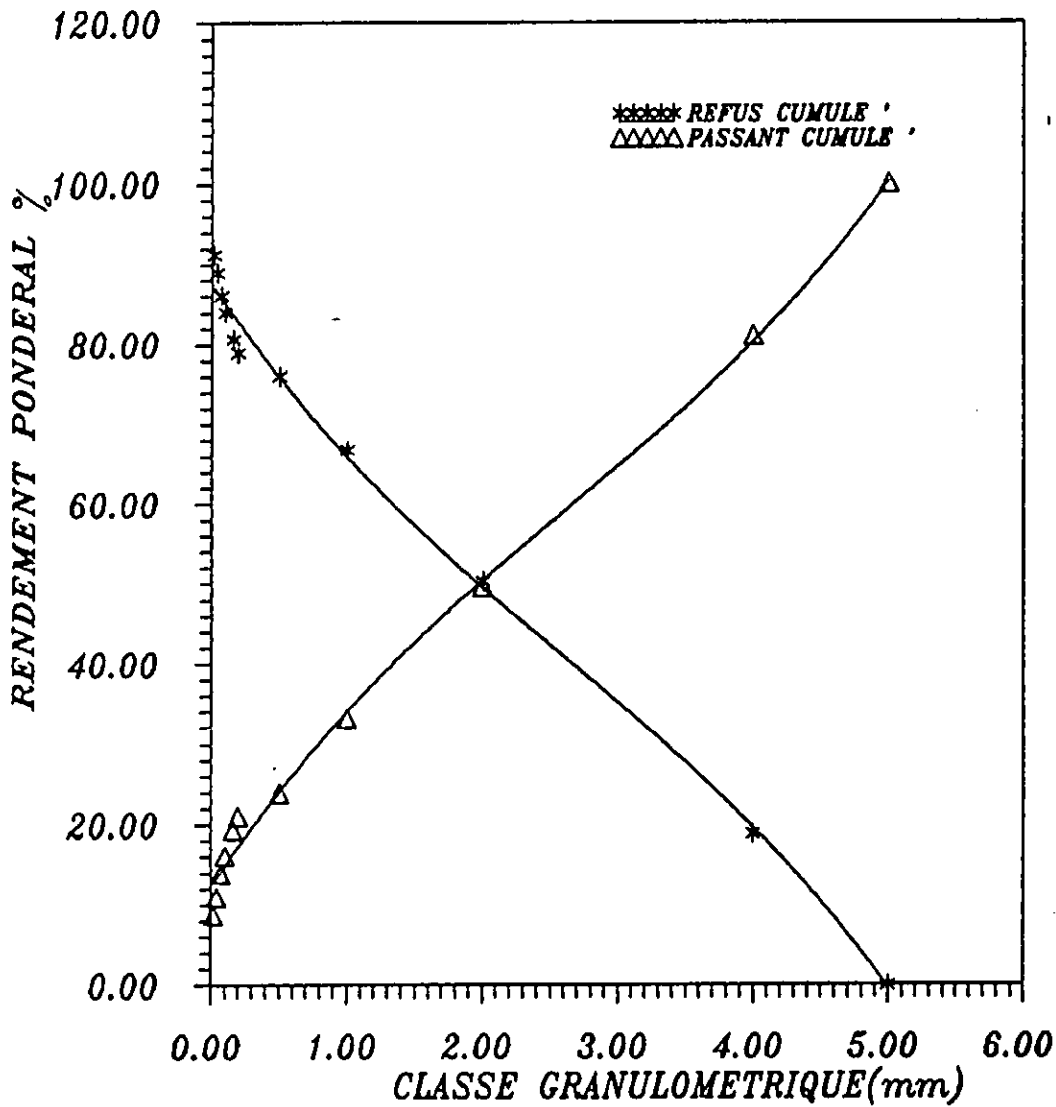


Figure N 24

ANALYSE GRANULOMETRIQUE DU MINERAI NON
DESHLAMME CONCASSE A 5 mm

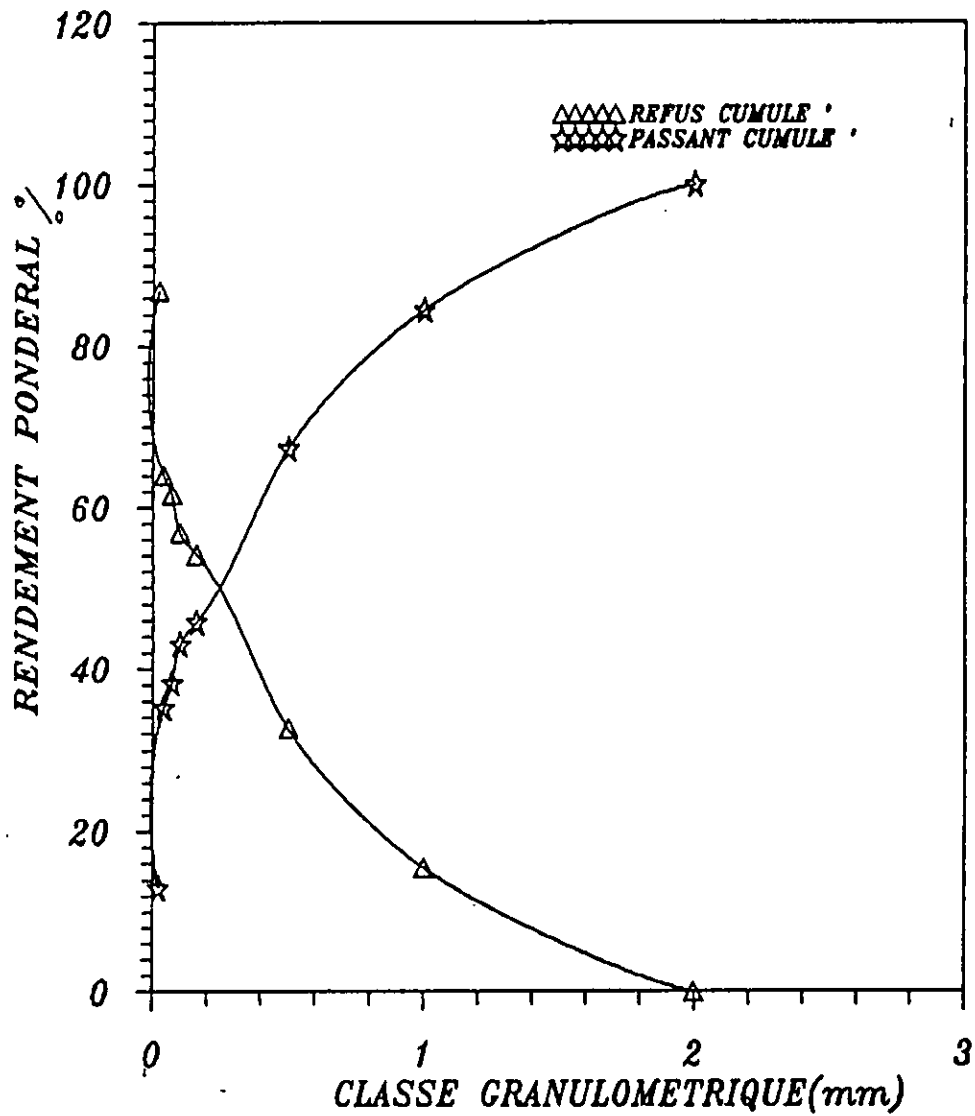
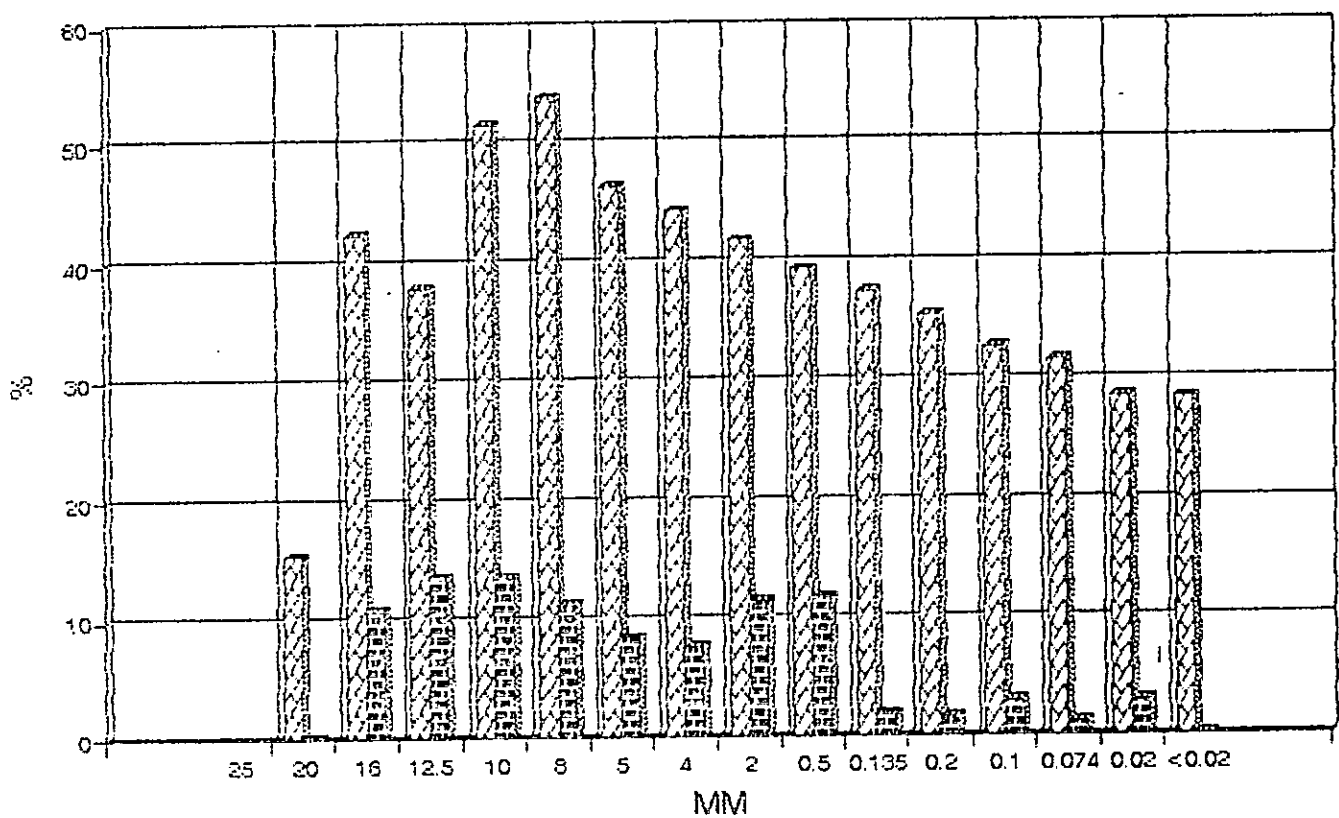


Figure N 25

ANALYSE GRANULOMETRIQUE DU MINERAI DESHLAMME
CONCASSE A 2 mm

TENEUR, DISTRIBUTION DE BaSO₄
EN FONCTION DE LA GRANULOMETRIE



TENEUR DE BaSO₄ DISTRIBUTION BaSO₄

figure n° 26 : MINERAI CONCASSE A 25 mm DESCHLAMME

TENEUR, DISTRIBUTION DE BaSO₄, SrCO₃
EN FONCTION DE LA GRANULOMETRIE

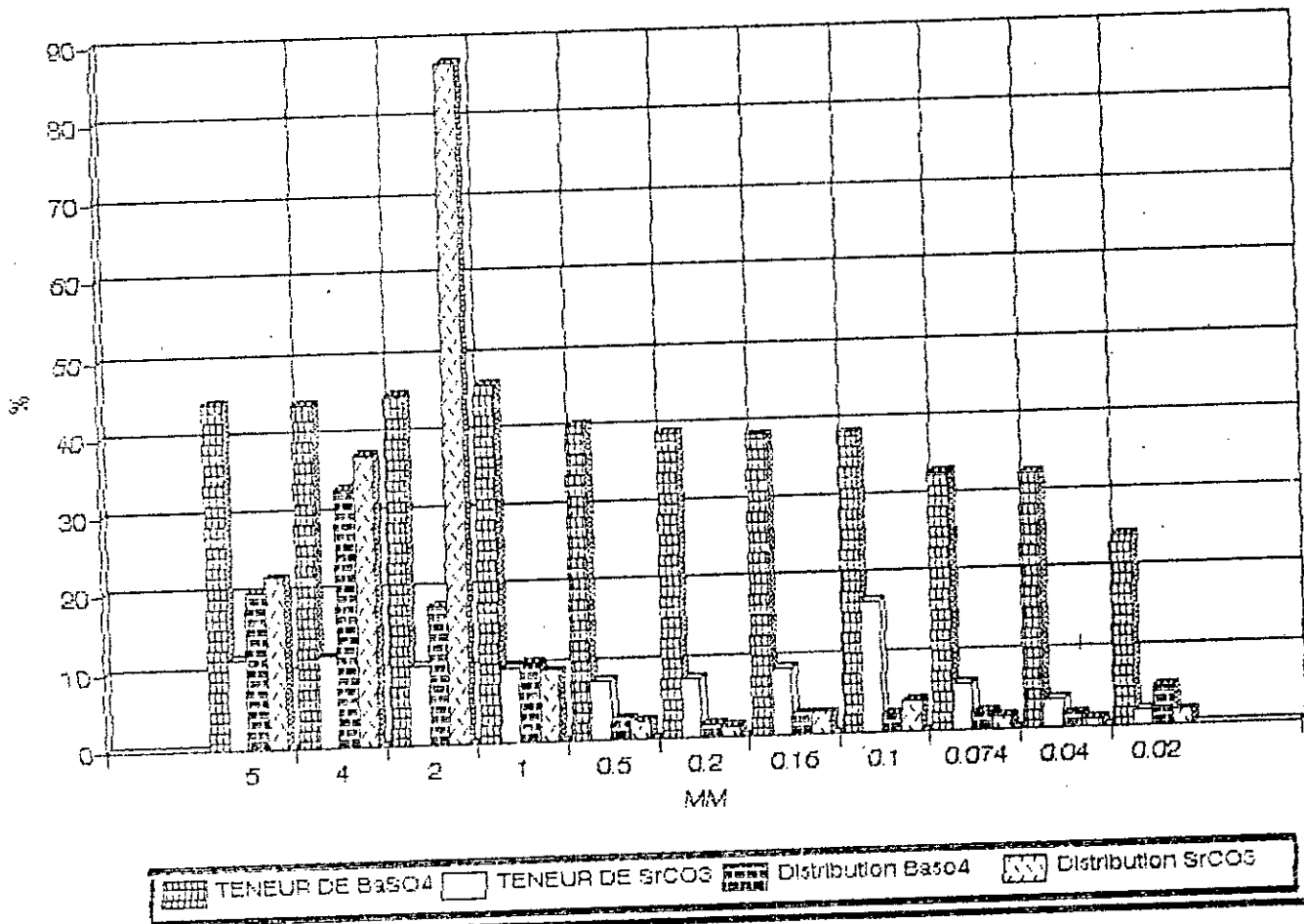


figure n°27: MINERAI DESCHLAMME CONCASSE A 5 mm

TENEUR, DISTRIBUTION DE $BaSO_4$, $SrCO_3$
EN FONCTION DE LA GRANULOMETRIE

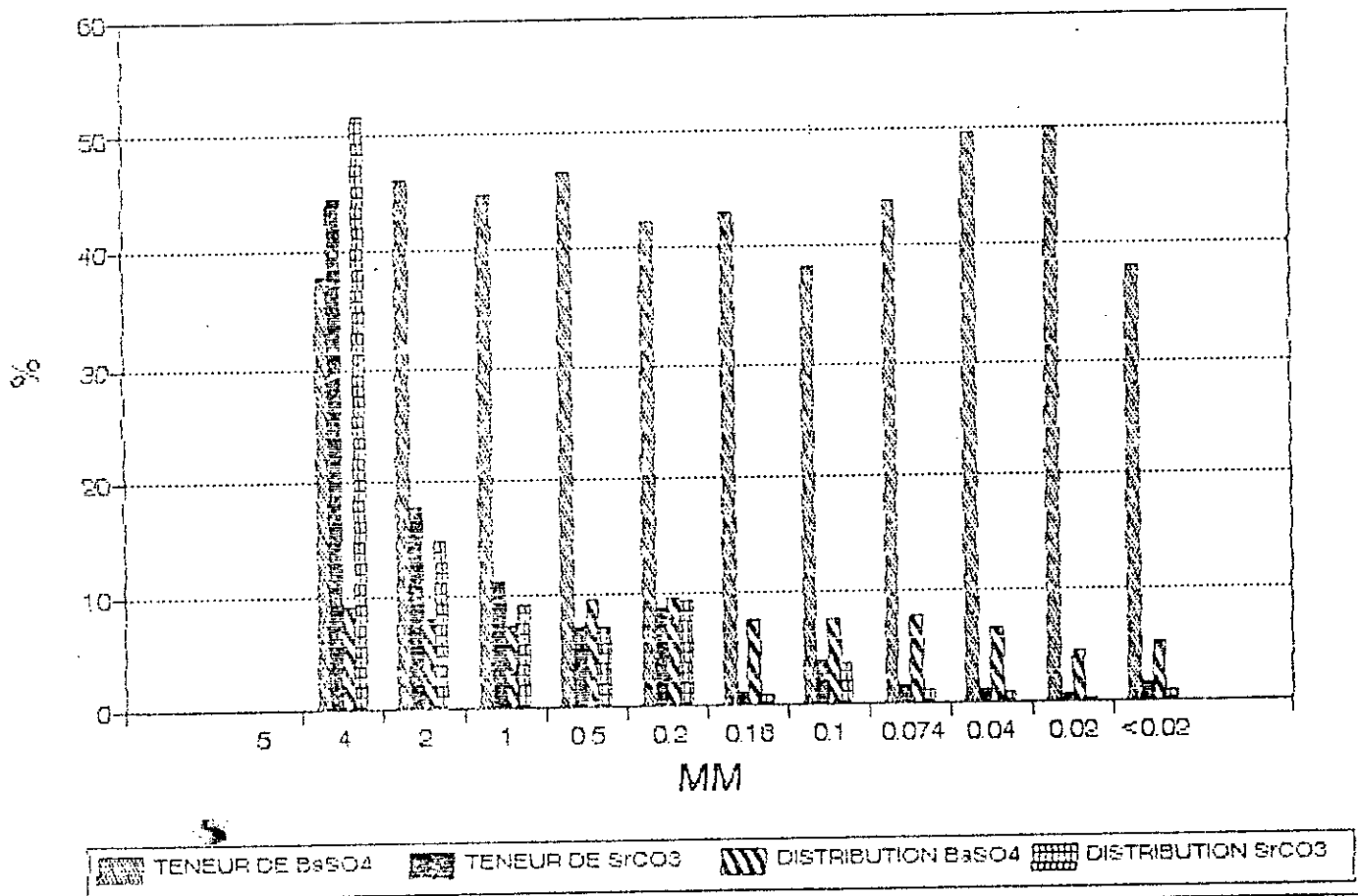


figure n° 28: MINERAI NON DESCHLAMME ET CONCASSE
A 5 mm

VI.4.5. PROPRIETES PHYSICO-MECANIKES

VI.4.5.1 PROPRIETES PHYSIQUES

a. Densite

La densité du minerai du tout venant déshlammé, déterminée par picnomètre (voir le mode opératoire en Annexe 2) est de 3,67., et pour Le minerai non déshlammé est de 3.34 [65].

VI.4.5.2 Propriétés granulométriques

VI.4.5.2.1 Production des fines

Nous remarquons qu'un déschlammage du tout venant du minerai concassé à 25 mm entraine un taux de production de fines de 14,8 % en poids, dont la composition chimique est donnée dans le tableau n° 28.

La variation de la quantité des fines (schlamms - 0,020 mm) avec le degré de concassage, est illustré par la courbe de la figure n°29.

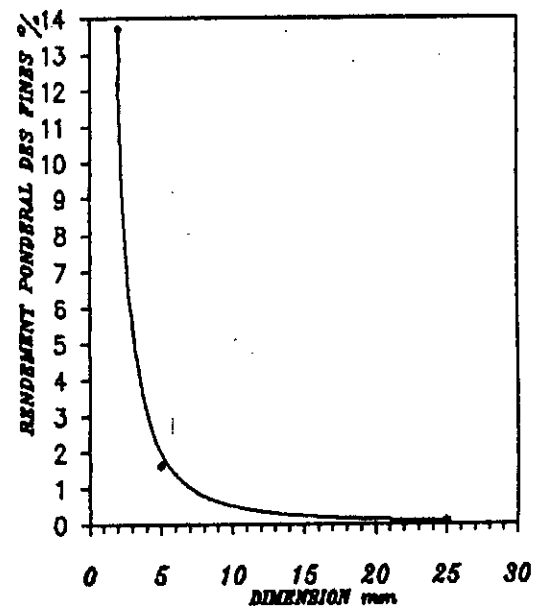


Figure N 29

VARIATION DU RENDEMENT PONDERAL DES FINES EN FONCTION DU DEGRE DE CONCASSAGE

VI.4.4.2.2 COEFFICIENT D'UNIFORMITE ET DE COURBURE

Le coefficient d'uniformité U et le coefficient de courbure sont donnés ci-après:

$$U = \frac{D_{60}}{D_{10}}, \quad C = \frac{(D_{30})^2}{D_{10} \cdot D_{60}}$$

où D60 : est l'ouverture du tamis à travers lequel passe 60% du poids des particules
D30 : " " " " " 30% " "
D10 : " " " " " 10% " "

a. MINÉRAI CONCASSÉ À 25 MM ET DESCHLAMMÉ

Le coefficient d'uniformité U et le coefficient de courbure du minéral concassé à 25 mm et deschlammé sont comme suit:

$$C_u = 1.38$$

$$U = 1.83$$

VI.5. COMMENTAIRES DES RESULTATS D'ANALYSE

VI.5.1 Analyse granulo-chimique

VI.5.1.1 Minerai tout venant concassé à 25 mm

Nous remarquons que le minerai tout venant concassé à 25 mm, livré à l'étude de valorisation contient une proportion d'argile égale à 14,7 % en poids du tout venant éliminée par lavage à l'eau (opération de déschlammage) La teneur de cette fraction est relativement faible (17.43 %).

L'analyse granulométrique du tout venant déschlammé dont les résultats sont portés dans le tableau n° 30 montre que la variation des teneurs en BaSO₄ est régulière en décroissant de la tranche -10 + 8 mm jusqu'à la tranche 0,020 mm . Ces résultats n'offrent aucune possibilité d'envisager un enrichissement par simple traitement mécanique en dehors des procédés gravimétriques.

VI.5.1.2 Minerai tout venant réduit à 5 mm

Les données des tableaux n°31 et n°32 ainsi que les courbes de variation des teneurs de BaSO₄ et SrCO₃ en fonction des tranches granulométriques des figures n°27, n°28 correspondant respectivement au minerai tout venant déschlammé et non déschlammé, concassé à 5 mm, mettent en évidence que les teneurs en BaSO₄ et SrCO₃ varient dans le même sens. Elles décroissent à faible allure des grosses vers les fines tranches granulométriques.

Là aussi nous remarquons aucune possibilité d'obtenir mécaniquement un enrichissement notable en SrCO₃ par concassage et classification granulométrique bien que les fortes concentrations se trouvent dans les tranches granulométrique supérieures.

VI.5.1.3 Tout venant déschlammé réduit à 2mm

Cette réduction entraîne une production de schlamms (- 0.020 mm) de 13,07 % , alors que la réduction à 5 mm ne produit que 1.63 % de schlamms . La production de moins 0.074 mm sont respectivement de 4,11 % et 38.34 % l'écart est de 34,23 % seulement , ce qui signifie que ce minerai est plutôt moyennement friable .

La détermination du coefficient d'uniformité et du coefficient de courbure sur la base de l'étude granulométrique du tout venant déschlammé concassé à 25 mm confirme une assez faible dureté .

VI.5.2. Analyse granulo-minéralogique

La répartition quantitative du minerai barytine dans toutes les tranches granulométriques étudiées est hétérogène.

Les tranches $-3.15+2.50$ mm, $-1.50+1$ mm et $-1+0.8$ mm plus riches en $BaSO_4$ et confirment les résultats granulo-chimiques.

VI.5.3. Analyse minéralogique

VI.5.3.1 diffraction au RX

L'analyse à la diffraction RX nous a identifié les minéraux accompagnateurs de la barytine et a donné un ordre de grandeur de leur importance quantitative.

La conclusion qu'elle nous permet de faire est que nous avons à faire à un minerai de type carbonaté confirmé par l'analyse pétrographique et chimique.

Elle nous a montré qu'il y a présence de strontianite et non de la célestine ($SrSO_4$) comme le mentionnait le rapport géologique [46]

VI.5.3.2 Analyse pétrographique :

a. L'étude des lames minces

La texture du minerai est caractérisée par un aspect massif à structure hétérogranulaire et un aspect bréchiq (50 à 55 %) du volume de la roche minéralisée.

Nous sommes en présence d'une texture où les cristaux de barytine sont enchêvêtrés ayant des dimensions variant 0,6 à 2 mm et associés aux carbonates (Dolomite et calcite).

Dans les échantillons pauvres les dimensions varient de 0,1 à 0,15 mm et dans les échantillons riches elles oscillent entre 0,10 à 0,8 mm.

Le faible taux de porosité 5 à 7 % appartient à la partie bréchiq du minerai (plus friable donc facilement deschlammé).

L'analyse par la microsonde confirme la présence de la strontianite et l'absence de la celestine et décele que 1,35 % de SrO se loge dans la structure de la barytine alors que la strontianite renferme dans sa structure 7 à 8 % de CaO.

Ces résultats n'auront pas d'impact significatifs sur la densité du concentré de Barytine.

La présence du carbonate de strontianite (SrCO₃) est plus favorable au traitement de la barytine que celle de la celestine .

Ces résultats écartent l'accès à un concentré de barytine pure et la valorisation de SrCO₃ par des voies simples.

VI.5.4 Analyse chimique

L'analyse spectrale n'a détecté les éléments Pb, et Zn qu'à l'état de traces, ce qui écarte la présence d'un minerai polymétallique porteur de barytine .

VI.5.5 Conclusion des résultats d'analyse

Le minerai barytique non polymétallique est de type carbonaté, les minéraux calcite, dolomite, et strontianite sont les impuretés accompagnateurs, les réactifs de flottation seront choisis en conséquence.

La distribution de BaSO₄ et SrCO₃ dans les tranches granulométriques est assez hétérogène, tout en se concentrant dans les tranches supérieures et de préférence dans la roche massive, elle n'offre aucune possibilité d'obtenir un enrichissement appréciable par simple traitement mécanique en dehors des procédés gravimétriques.

Les dimensions des gros grains de barytine 50% environ de la totalité se trouve dans la roche massive du minerai à texture relativement complexe partie bréchique laissent prévoir que la maille de libération partielle ou totale se situerait dans le minerai broyé à la dimension inférieure à 0,300 mm.

Pour la suite de nos travaux portant sur les essais de flottation, nous nous sommes proposés de soumettre plusieurs échantillons broyés à différentes dimensions, aux essais de valorisation.

C H A P I T R E V I I

VII.1 INTRODUCTION

Les résultats d'analyse nous ont renseigné que le minerai est de type carbonaté, que les minéraux identifiés tels que la dolomite , le quartz , la strontianite , la barytine et les argiles, présentant une certaine hétérogénéité du point de vue dureté et dimensions sont enchevêtrés à différents niveaux granulométriques et que ce minerai est constitué d'une partie massive (dure) barytique , riche en minéral utile à gros grains et une partie bréchiques (friable) moins riche à grains fins.

Ces caractéristiques ,ajoutées au souci d'éviter une production trop importante de fines qui sont souvent un obstacle à une bonne efficacité de la flottation , nous ont poussé à porter une certaine attention aux conditions de comminution du minerai , en effet une accumulation du minéral utile dans certaines tranches granulométriques plus que dans d'autres lors du concassage et broyage est prévisible . L'aspect sélectif des techniques de comminution joue là un rôle significatif , pour toutes ces raisons citées plus haut , nous avons choisi de soumettre aux essais de flottation plusieurs échantillons concassés et broyés à différents degrés , en vue de rechercher la plus grande récupération avec une teneur marchande des concentrés.

Le schéma de la figure n° 30 donne la description des différentes étapes des travaux d'enrichissement .

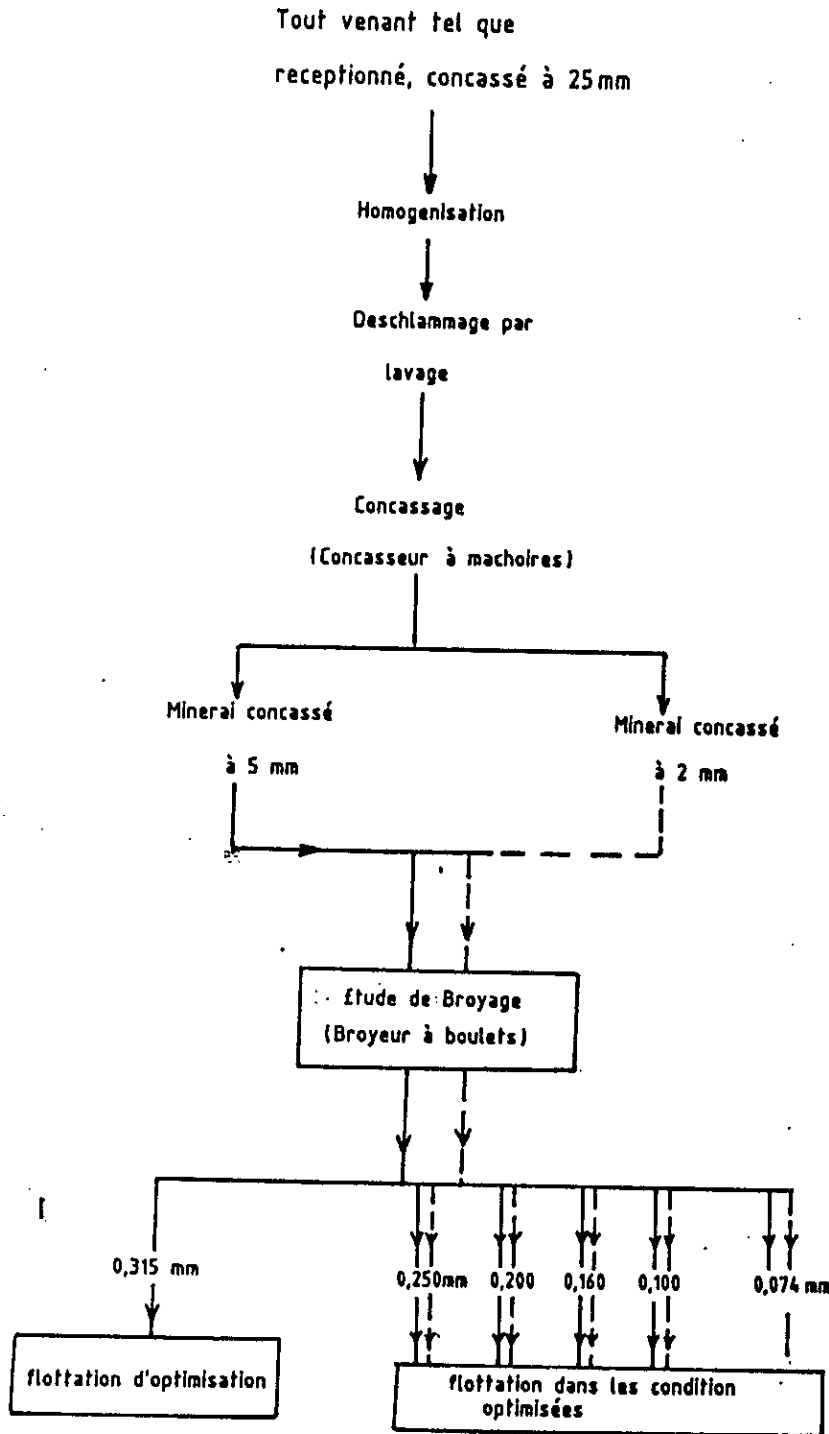


FIGURE N°30

VII.2 ETUDE DE BROYAGE

Nous avons cherché à déterminer les temps nécessaires du broyage pour produire différentes dimensions susceptibles d'offrir les meilleures conditions à la flottation de la barytine tout en aboutissant à un concentré marchand avec la meilleure récupération possible; nous avons soumis alors le tout venant concassé à 25 mm et déshlammé à un second concassage (concasseur à machoires) pour donner une partie du minerai concassé à 5 mm et une autre à 2 mm. Les échantillons de ces deux parties ont été broyés séparément pendant les temps de 10,15,20,25,30. mn

VII.2.1 CONDITIONS DE BROYAGE

- broyeur à boulets
- vitesse de rotation du broyeur = 1350 t/m. [69]
- poids des boulets = 4 kg
- dimensions des boulets = différentes
- poids du minerai = 1 kg

VII.2.2 CONDITION DE DESCHLAMAGE

Le minerai est lavé dans un récipient, les schlamms sont évacués par débordement. La fin de l'opération est indiquée par la clarté de l'eau de l'over flow

Le rendement pondéral des schlamms est de 14.7% dont la teneur en BaSO₄ est de 17,35

VII.2.3 RESULTATS DES ANALYSES GRANULOMETRIQUES

Les résultats d'analyse obtenus sont portés dans les tableaux n°34, n°35, n°36 et n°37 et n°38 pour le minerai concassé à 5 mm et les tableaux n°39; n°40, n°41 et n°42 pour le minerai concassé à 2 mm.

Les courbes des figures n°31 et n°32 illustrent ces résultats.

Evolution de la granulométrie en fonction du temps de broyage

1) MINERAI DESCHLAMME CONCASSE A 5 MM

Tableau n° 34

Temps 10 mn

Granulometrie mm	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+0.5	20.65	20.65	79.35
-0.5 + 0.315	0.25	20.9	79.1
-0.35 + 0.25	4.96	25.86	74.14
-0.25 + 0.20	7.22	33.08	66.92
-0.2 + 0.16	3.9	36.98	63.02
-0.16 + 0.1	10.33	47.31	52.69
-0.1 + 0.074	5.65	52.96	47.04
-0.074 + 0.043	15.09	60.05	39.95
-0.043 + 0.02	7.95	76	24
-0.02	24	100	0

Tableau n° 35

Temps 15 mn

Granulometrie mm	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+0.5	5.17	5.17	94.83
-0.5 + 0.315	1.56	6.73	93.27
-0.35 + 0.25	1.67	8.40	91.6
-0.25 + 0.20	4.27	12.67	87.33
-0.2 + 0.16	3.59	16.26	83.74
-0.16 + 0.1	5.51	21.77	78.23
-0.1 + 0.074	5.60	27.37	72.63
-0.074 + 0.043	13.9	41.27	58.73
-0.043 + 0.02	9.33	50.6	49.4
-0.02	49.4	100	0

Tableau n° 36

Temps 20 mn

Granulométrie/ mm	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+0.5	2.29	2.09	97.71
-0.5 + 0.315	1.41	3.7	96.3
-0.35 + 0.25	0.8	4.5	95.5
-0.25 + 0.20	3.77	8.27	91.73
-0.2 + 0.16	3.33	11.6	88.4
-0.16 + 0.1	9.99	21.59	78.41
-0.1 + 0.074	5.56	27.15	72.85
-0.074 + 0.043	12	39.15	60.85
-0.043 + 0.02	8.75	47.9	52.1
-0.02	52.1	100	0

Tableau n° 37

Temps 25 mn

Granulométrie mm	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+0.5	1.16	1.16	98.1
-0.5 + 0.315	0.18	1.34	97.92
-0.35 + 0.25	0.25	1.59	97.67
-0.25 + 0.20	1.22	2.81	96.45
-0.2 + 0.16	2.98	5.79	93.47
-0.16 + 0.1	8.71	14.5	84.76
-0.1 + 0.074	4.68	19.18	80.08
-0.074 + 0.043	11.5	30.68	68.58
-0.043 + 0.02	7	37.68	61.58
-0.02	61.58	99.26	0

Tableau n° 38

Temps 30 mn

Granulometrie mm	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+0.5	1.01	1.01	98.99
-0.5 + 0.315	0.5	1.51	98.49
-0.35 + 0.25	0.30	1.81	98.19
-0.25 + 0.20	0.53	2.34	97.66
-0.2 + 0.16	2.76	5.1	94.9
-0.16 + 0.1	3.75	8.85	91.15
-0.1 + 0.074	4.16	13.01	86.99
-0.074 + 0.043	10.51	23.52	76.48
-0.043 + 0.02	6.47	29.99	70.1
-0.02	70.01	100	0

2) MINERAICONCASSE A 2 MM

Tableau N° 39

Temps 10 mn

Granulométrie mm	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+0,315	0.09	0.04	99.91
-0,315 + 0,250	9.45	9.54	90.46
-0,250 + 0,200	1.80	11.34	88.66
-0,200 + 0,160	0.53	11.87	88.13
-0,160 + 0,100	34	15.87	54.13
-0,160 + 0,074	3.53	19.4	50.6
-0,074 + 0,043	13.25	62.65	37.35
-0,043	37.35	100	0

Tableau N°40

Temps 15 mn

Granulométrie mm	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+0,315	0.05	0.05	99.95
-0,315 + 0,250	3.13	3.18	96.82
-0,250 + 0,200	1.08	4.26	95.74
-0,200 + 0,160	0.96	5.22	94.78
-0,160 + 0,100	30	35.22	64.78
-0,160 + 0,074	3.20	38.42	61.58
-0,074 + 0,043	17.20	55.62	44.38
-0,043	44.38	100	0

Tableau N°41

Temps 20 mn

Granulométrie mm	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+0,315	0.0	0	100
-0,315 + 0,250	1.60	1.60	98.4
-0,250 + 0,200	0.09	1.69	98.31
-0,200 + 0,160	0.70	2.39	97.61
-0,160 + 0,100	14.87	17.26	82.74
-0,100 + 0,074	1.52	18.78	81.22
-0,074 + 0,0 43	30.72	49.5	50.5
-0,043	50.50	100	0

Tableau N°42

Temps 25 mn

Granulométrie mm	Refus %	Refus cumulé %	Passant cumulé %
+0,315	0.0	0	100
-0,315 + 0,250	0.16	0.16	99.84
-0,250 + 0,200	0.05	0.21	99.79
-0,200 + 0,160	0.25	0.46	99.54
-0,160 + 0,100	11.71	12.17	87.83
-0,100 + 0,074	3.55	15.72	84.28
-0,074 + 0,0 43	28.63	11.35	55.65
-0,043	55.65	100	0

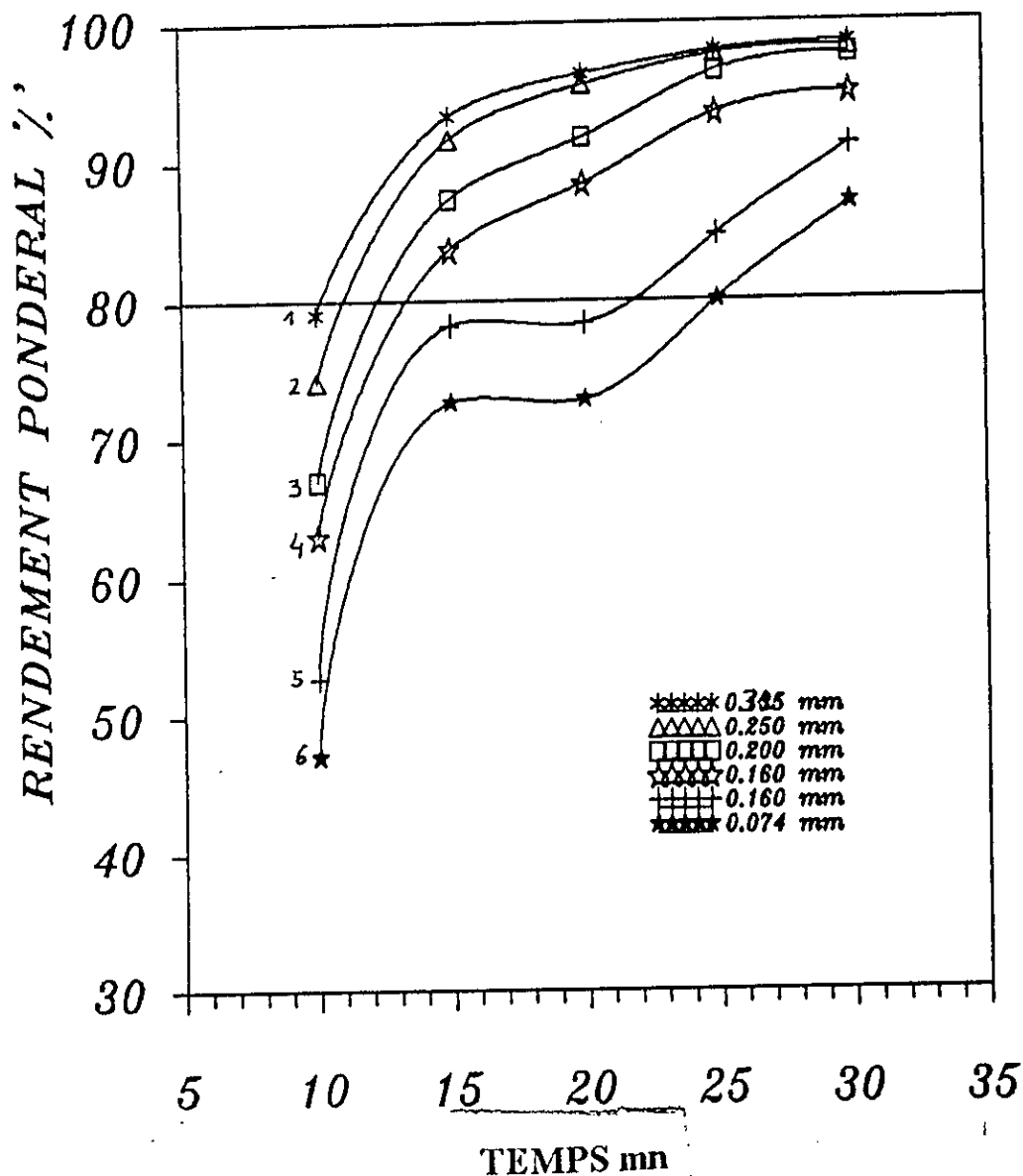


Figure N 31

VARIATION DU RENDEMENT PONDERAL EN
 FONCTION DU TEMPS DE BROYAGE
 POUR LE MINERAL CONCASSE A 5 mm

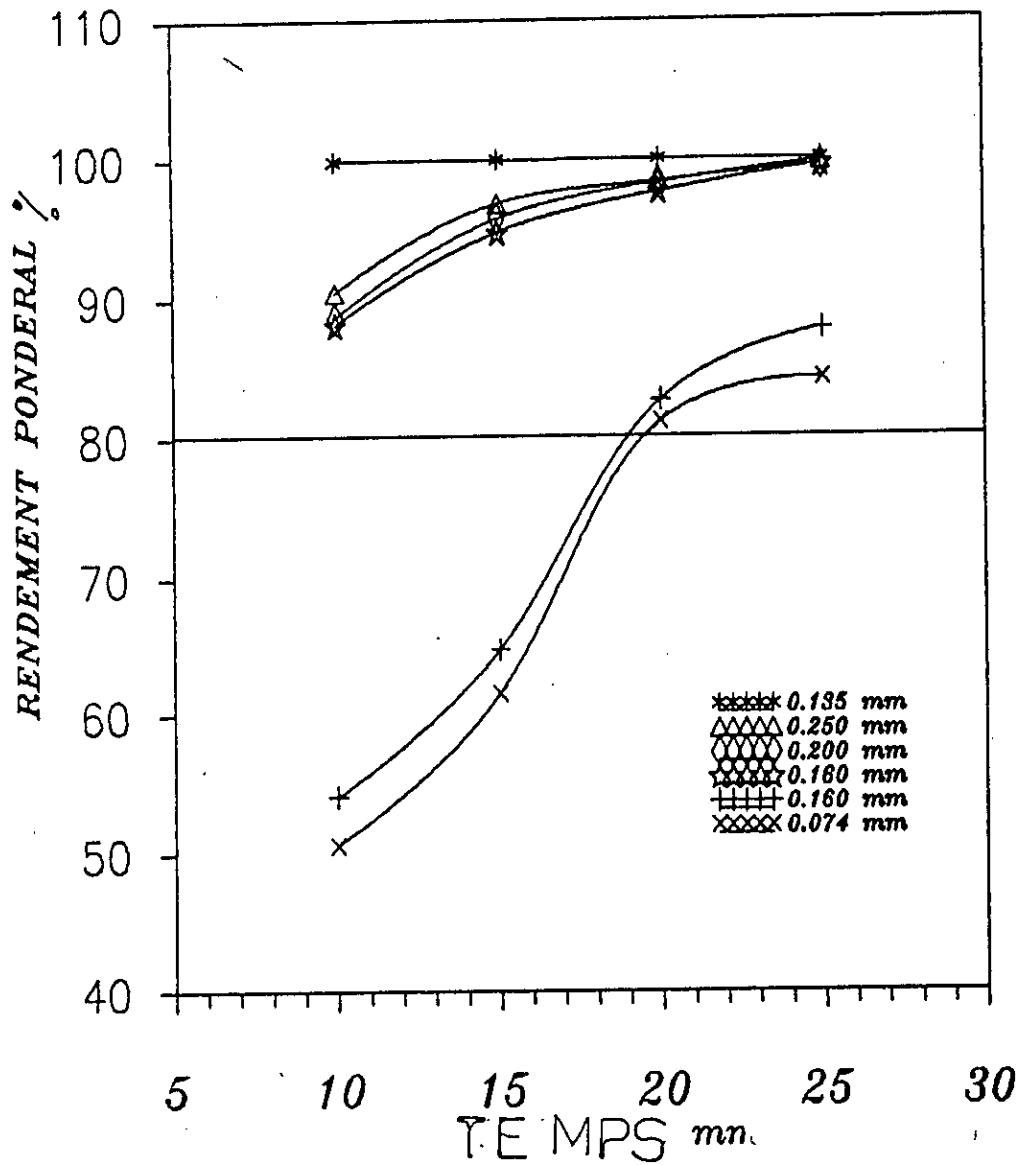


Figure N 32

VARIATION DU RENDEMENT PONDÉRAL EN
 FONCTION DU TEMPS DE BROYAGE
 POUR LE MINÉRAI CONCASSÉ A 2 mm

VII.2.4 INTERPRETATION DES RESULTATS

Nous constatons que plus le concassage est poussé plus l'hétérogénéité granulométrique est amplifiée. La figure n°32 relative au minerai concassé à 2mm, nous montre que les courbes 5, 6 serrées et les courbes 1,2,3,4 plus serrées encore sont plus éloignées les unes des autres que dans le cas du minerai concassé à 5 mm (figure n°31).

Ces résultats traduisent l'existence d'une partie dure du minerai (à teneur de BaSO₄ plus élevée) et d'une partie moins dure à teneur de BaSO₄ plus faible (massif et bréchique). Voir les résultats des analyses.

L'examen de la figure n°31 montre que la production des moins 0,074 mm est proportionnelle à la durée du broyage pour toutes les courbes, cette proportionnalité disparaît pour les courbes 5 et 6 pour les 5 minutes qui suivent pour réapparaître ensuite avec un nouveau coefficient, alors que pour les autres courbes une faible proportionnalité est à remarquer. L'examen de la figure n° 32 nous montre que l'allure des deux courbes 5 et 6 évoluent selon trois cas, le premier correspond à une proportionnalité plus faible, qui augmente dans le second, 15 à 20mm, le troisième cas correspond à un fléchissement des courbes (perte de proportionnalité).

Nous rappelons que pour le minerai concassé à 5 mm, le broyage à 80 % < 0.074 mm exige 26 minutes, alors que pour le minerai concassé à 2 mm le temps n'est que de 19 minutes pour la même production. Pour ces deux cas de concassage, l'obtention de 80 % < 0.250 mm nécessite 11 minutes et 5 minutes respectivement.

VII.2.5 MAILLE DE LIBERATION DE LA BARYTINE

Par l'analyse des lames minces et l'observation au microscope électronique à balayage nous avons essayé de suivre l'évolution de la libération de la barytine

VII.2.5.1 EXAMEN DES LAMES MINCES

L'examen des lames minces constituées à partir des échantillons broyés ; nous montre sur les photos n°1, n°2, et n°3 (voir annexe 3) la réduction progressive moins importante du quartz (tâche blanche) que celle des grains de baryte noyés dans les carbonates et autres éléments de la gangue.

Les conditions de préparation n'ont pas permis de distinguer les grains libres purs de barytine ou associés aux minéraux de la gangue.

VII.2.5.2 OBSERVATION AU MICROSCOPE ELECTRONIQUE

Les photos de mauvaise qualité obtenues au laboratoire de sonatrach de Boumerdes concernant des échantillons de différentes dimensions, n'ont pas permis d'atteindre notre objectif (voir photos n°4, n°5 ,n°6 à titre d'exemple en annexe 3) le choix de flotter séparément plusieurs échantillons broyés à différentes dimensions granulométriques va nous préciser l'évolution de la maille de libération liée à la flottabilité et à la récupération.

VI.3. ETUDE DE FLOTTATION

VII.3.1. ESSAIS D'OPTIMISATION DES PARAMETRES DE FLOTTATION

VII.3.1.1 OPTIMISATION SUR UNE DIMENSION DE MOINS DE 0.315MM

Pour l'optimisation des paramètres de flottation nous avons retenu la dimension 0.135 mm pour laquelle les résultats d'analyse nous promettent une certaine libération de la barytine.

VII.3.1.1.1 CONDITIONS OPERATOIRES

a. Matériel utilisé

- cellule conventionnelle de: capacité 1000 ml
- vitesse de l'agitateur 1200 t/mn

b. Minerai

- Minerai concassé à -5mm ,broyé à 80 % <0.315mm
- prise d'essai de 200 g par opération
 - pourcentage de solide 20 %
- agitation de la pulpe 5 mn

c. REACTIFS

Nature du produit	Consommation g/t	Concentration %	Conditionnement mn	Temps de flottation
Collecteur Aero 845	500	1	3 [64]	4 mn
Deprimant Na ₂ SiO ₃	500	1	3 [64]	4 mn
Regulateur Na ₂ CO ₃		10		4 mn

VII.3.1.1.2 .ETUDE DE LA FLOTTATION EN FONCTIONS DES PRINCIPAUX PARAMETRES

VII.3.1.1.2.1 VARIATION DU PH

Avec ces conditions nous avons fait varier le pH et tracé des courbes donnant la récupération et la teneur en fonction de ce paramètre .

Le tableau n°43 figure 33 s'y rapportent.

VII.3.1.1.2.2. VARIATION DE LA QUANTITE DU DEPRIMANT

Le pH étant fixé à 10 l'optimum trouvé, les autres conditions étant maintenues inchangées, le déprimant NaSiO₃ à été introduit en quantités croissantes allant de 500 à 2500 g/t

Les résultats sont portés dans le tableau n° 44 et illustré par le graphe n°34.

VII.3.1.1.2.3.VARIATION DE LA QUANTITE DU COLLECTEUR

Le pH et la quantité du déprimant déprimant sont fixés à leur optimum, soit respectivement 10 et 2300g/t

Le collecteur Aero 845 est ajouté par quantités croissantes de 100 g par flottation en partant de 500 g/t .

Le tableau n°45 rassemble les résultats et la figure n°35 en donne une traduction graphique .

VARIATION DU PH POUR LA DIMENSION 0,315 MM

Tableau N° 43

PH	Nature du produit	Rendement ponderal %	Teneur %	Récupération %
7,5	Concentré	20	51,37	24,19
	Stérile	80	40,23	75,79
8	Concentré	21,70	62,70	32,04
	Stérile	78,30	36,85	67,95
8,5	Concentré	27,62	66,69	43,38
	Stérile	72,30	33,10	56,36
9	Concentré	29,97	68	48
	Stérile	70,02	31,58	51,99
9,5	Concentré	30,13	70,7	50,17
	Stérile	69,89	30,28	49,83
10	Concentré	32,20	72,07	54,65
	Stérile	67,80	28,39	45,34
10,5	Concentré	29,00	69,83	47,69
	Stérile	71,00	31,28	52,30
11	Concentré	21,79	60,05	31,04
	Stérile	78,20	37,43	68,93

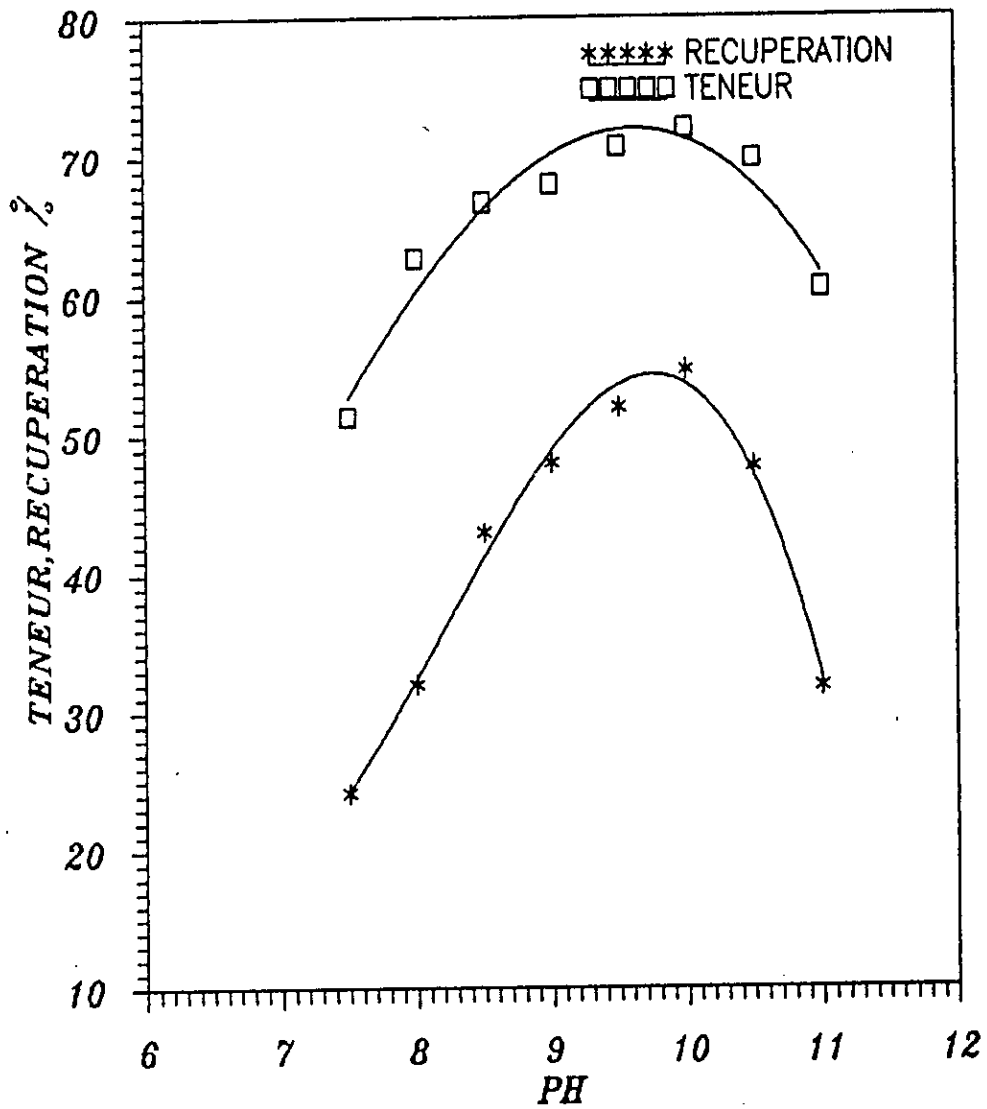


Figure N 33

VARIATION TENEUR, RECUPERATION DE $BaSO_4$ EN FONCTION DU pH POUR LA DIMENSION 0.315mm

VARIATION DE LA QUANTITE DU DEPRIMANT
POUR LA DIMENSION 0,315 MM

Tableau N° 44

Quantité g/t du déprimant $N_{20}SiO_3$	Nature du produit	Rendement ponderal %	Teneur %	Récupération %
500	Concentré	16,05	70,36	26,60
	Stérile	83,05	37,52	73,38
1000	Concentré	16,63	72	28,20
	Stérile	83,17	36,65	71,78
1500	Concentré	16,84	75,30	29,88
	Stérile	83,37	35,71	70,11
1700	Concentré	17,24	79,32	32,21
	Stérile	82,76	34,78	67,79
1900	Concentré	17,34	82,89	33,91
	Stérile	82,66	33,97	66,13
2100	Concentré	17,54	86,89	35,90
	Stérile	82,46	33,00	64,08
2300	Concentré	17,91	90,06	38
	Stérile	82,09	32,07	62,00
2500	Concentré	16,79	78,37	31
	Stérile	83,21	35,21	69,00

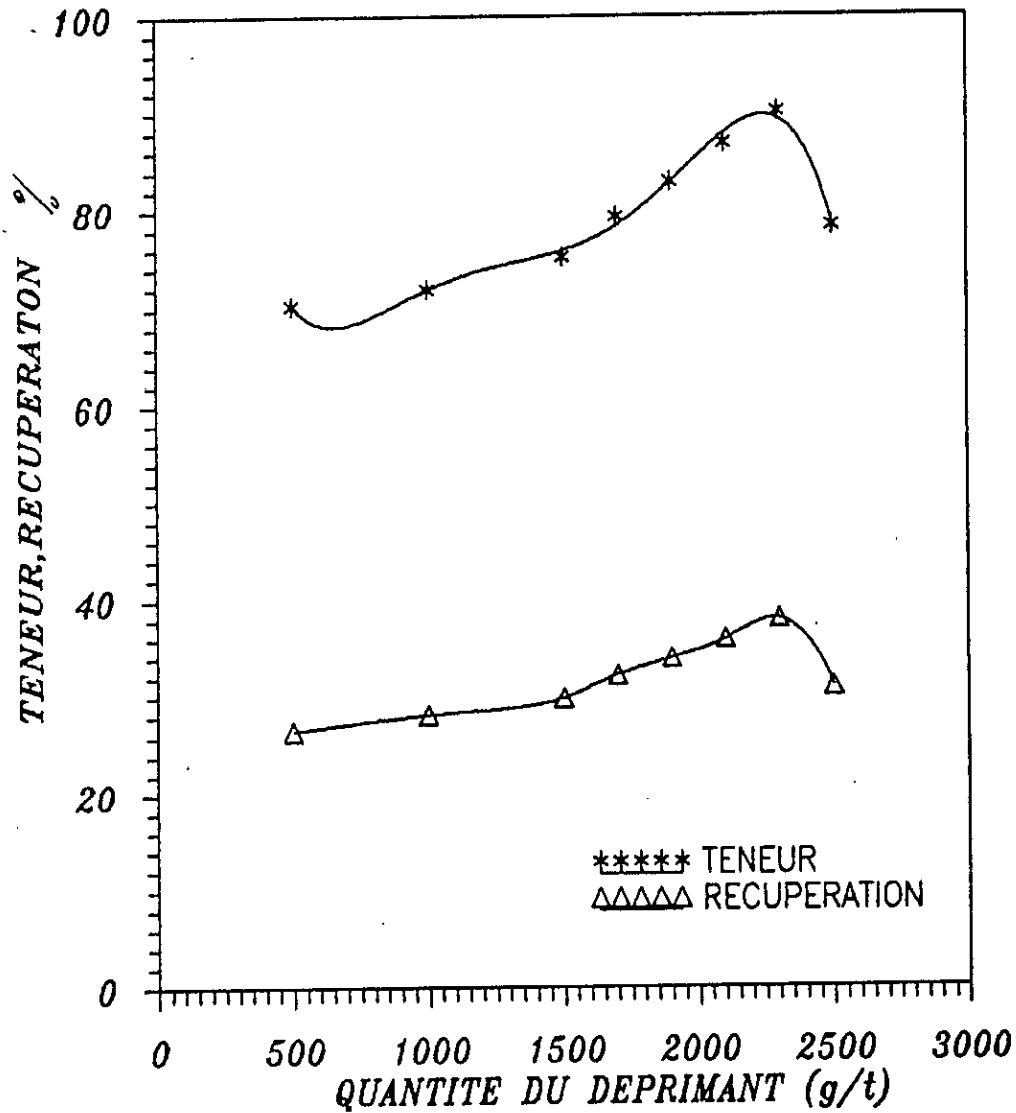


Figure N 34

VARIATION DE TENEUR, RECUPERATION DE $BaSO_4$
EN FONCTION DE LA QUANTITE DU DEPRIMANT
POUR LA DIMENSION 0.315mm

VARIATION DE LA QUANTITE DU COLLECTEUR AERO 845 POUR
LA DIMENSION 0,315 MM

Tableau N° 45

Quantité g/t du collecteur Aero 845	Nature du produit	Rendement ponderal %	Teneur %	Récupération %
500	Concentré	8,10	90	17,16
	Stérile	91,90	38,26	82,80
600	Concentré	16,19	81,77	31,17
	Stérile	83,80	34,87	68,82
700	Concentré	25,69	80,15	48,5
	Stérile	74,30	30,66	55
800	Concentré	17,77	78,37	32,82
	Stérile	82,22	34,66	67,17
900	Concentré	16,54	77	30
	Stérile	83,46	35,61	69,29
1000	Concentré	16,34	76,09	29,29
	Stérile	83,65	35,89	70,70

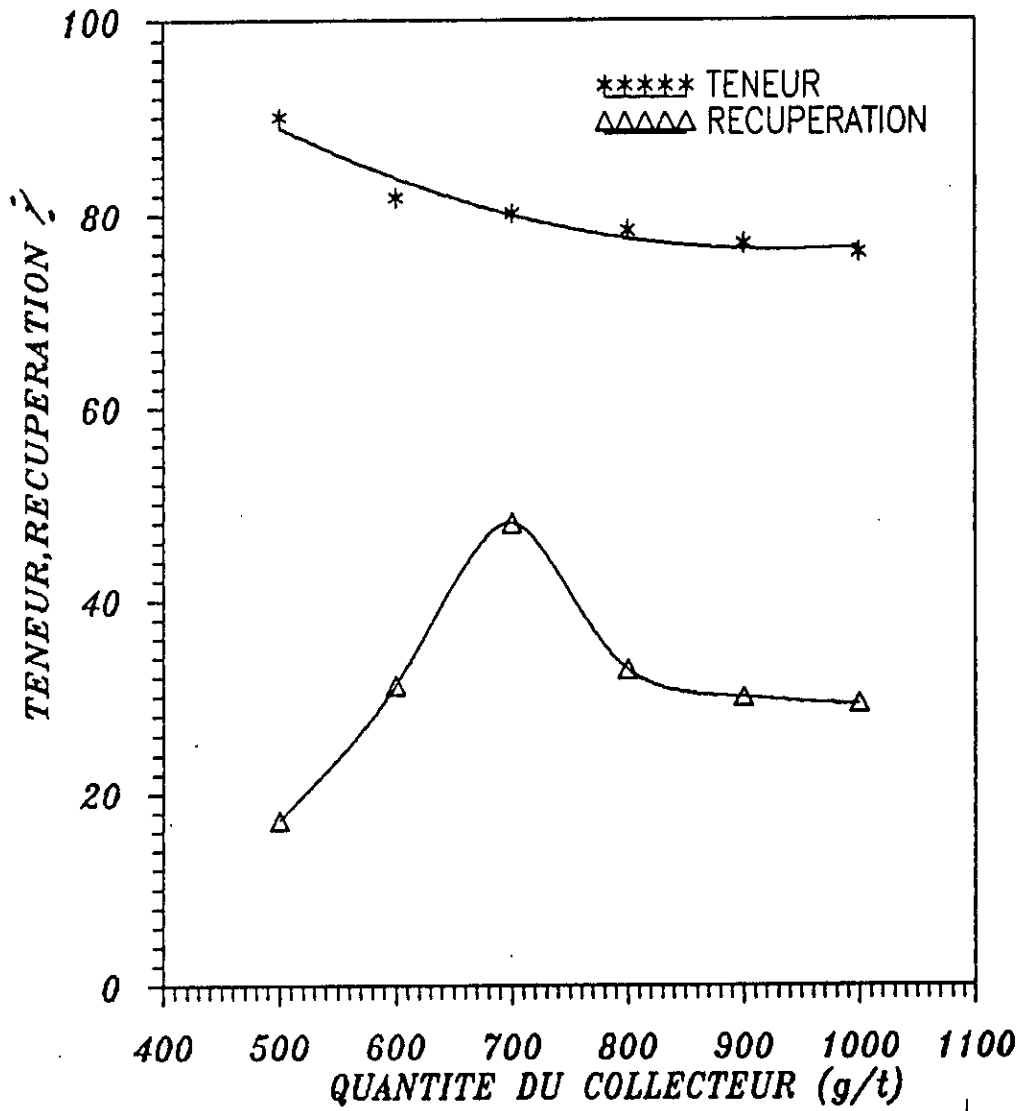


Figure N 35
 VARIATION DE TENEUR, RECUPERATION DE $BaSO_4$
 EN FONCTION DE LA QUANTITE DU COLLECTEUR
 POUR LA DIMENSION 0.315mm

**RESULTATS DE FLOTTATION DE DIFFERENTES DIMENSIONS
DU MINERAL CONCASSE A 5 MM**

Tableau n° 46

Dimensions mm	Nature du produit	Rendement pondéral %	Teneur BaSO ₄ %	Recupération BaSO ₄ %	Teneur SrCO ₃ %	Recupération SrCO ₃ %
0,315	Concentré	25,69	80,15	48,5	3,50	13,60
	Stérile	74,31	29,43	51,50	7,68	86,33
0,250	Concentré	25,75	83,74	50,80	3,41	13,28
	Stérile	74,25	28,14	49,2	7,71	86,60
0,160	Concentré	26,90	74,18	47	4,40	17,90
	Stérile	73,10	30,78	52,99	7,42	82,05
0,100	Concentré	26,46	73,00	45,50	5,66	22,65
	Stérile	73,54	31,47	54,50	6,95	77,32
0,074	Concentré	47,72	71,00	79,8	5,70	41,15
	Stérile	52,28	16,40	20,19	7,44	58,84

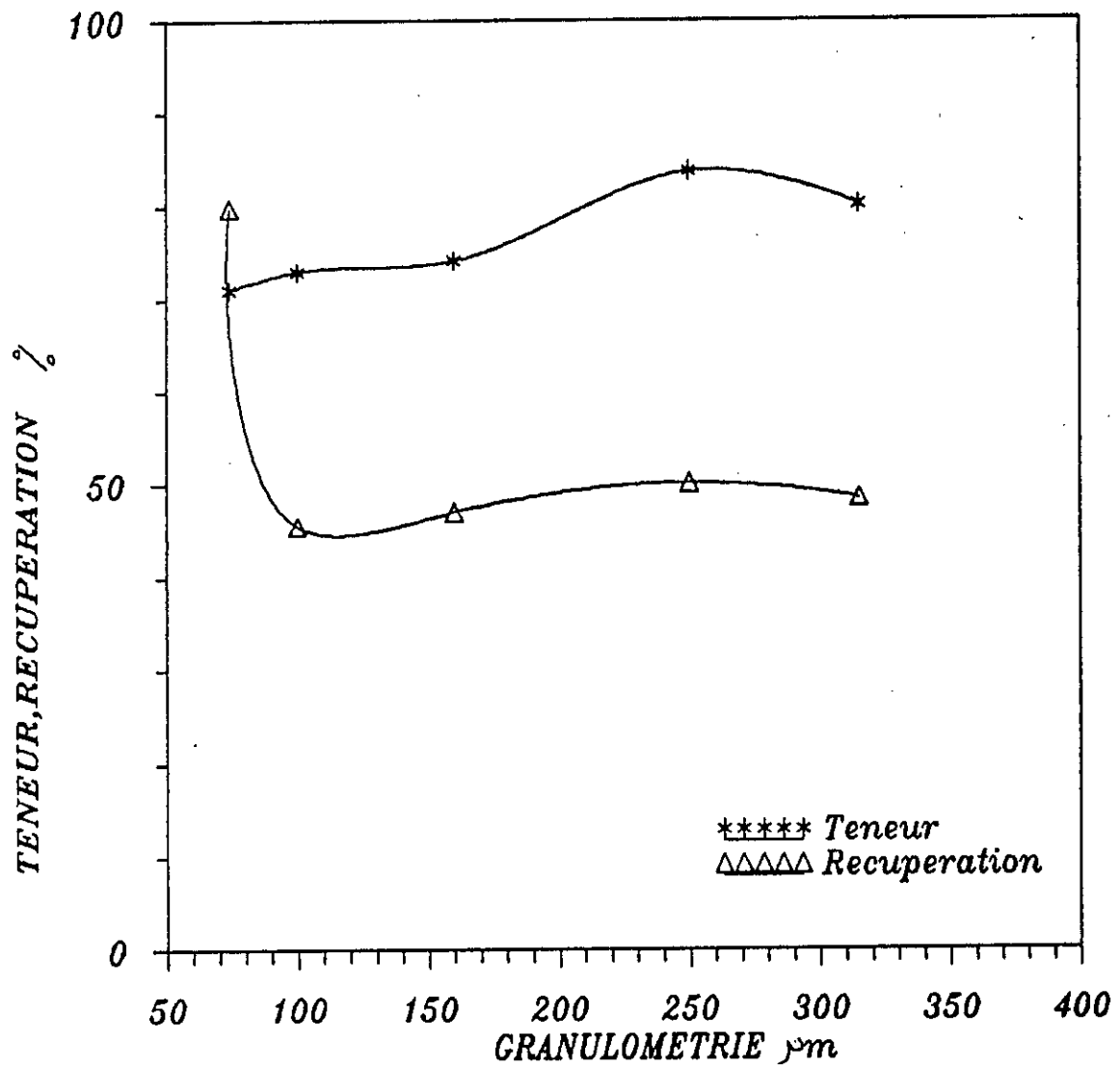


Figure N 36

VARIATION DE TENEUR, RECUPERATION DE $BaSO_4$
EN FONCTION DU DEGRE DE BROYAGE POUR
LE MINERAI CONCASSE A 5mm

VII.3.3 LES EFFETS DU DEGRE DE CONCASSAGE SUR LA FLOTTABILITE

Après avoir broyé le minerai concassé à 5 mm, nous avons voulu voir si un concassage plus poussé (2mm) n'apporte pas quelques améliorations.

Le minerai réceptionné a été soumis à la flottation dans les conditions optimales définies plus haut. Les résultats obtenus sont mentionnés dans le tableau n° 47 et représentés par la figure n° 37.

Nous remarquons que là aussi la dimension 0.250 mm donne la meilleure sélectivité, une teneur améliorée de 89.72 % et une densité requise pour le secteur pétrolier, et ce, sans relavage. La récupération est passée de 50.8 % à 63.39 %. Pour le minerai broyé à 0.074 mm seule la teneur est portée à 80 % (précédemment 71 %) cette augmentation s'est faite au détriment de la récupération qui passe de 79.8 % à 74.8 % qui reste supérieure de loin à celles du minerai broyé entre 0.074 mm à 0.250 mm

Le minerai broyé à 0.074 mm, donne une récupération inférieure à 74.84%, un rendement poids inférieur à 39,6 après relavage du concentré pour accéder à une teneur marchande.

Il serait judicieux de flotter d'abord le minerai concassé à 2 mm et broyé à 0.250 mm puis reprendre le stérile qui sera broyé à la maille de libération et flotté. Nous avons estimé qu'à 0.074 mm, nous atteindrons cette libération.

**RESULTAT DE FLOTTATION DE DIFFERENTES DIMENSIONS DU MINERAL
CONCASSE A 2 MM**

Tableau N° 47

Densité	Dimensions mm	Nature du produit	Rendement pondéral %	Teneur BaSO ₄ %	Recupération BaSO ₄ %	Teneur SrCO ₃ %	Recupération SrCO ₃ %
4,02	0,315	Concentré	30,60	83,0	59,88	4,13	19,11
		Stérile	69,4	24,54	40,11	1,82	19,10
4,25	0,250	Concentré	30	89,72	63,39	3,23	14,65
		Stérile	70	22,20	36,60	1,38	14,61
3,99	0,160	Concentré	24,4	79,07	45,43	5,20	19,19
		Stérile	75,6	30,54	54,55	1,67	19,10
3,99	0,125	Concentré	17,5	80	32,97	5,21	13,79
		Stérile	82,5	34,49	65,01	1,10	13,72
3,99	0,100	Concentré	12,03	81,02	22,97	5,25	9,55
		Stérile	87,97	37,18	77,04	0,71	9,47
3,99	0,074	Concentré	39,66	80,05	74,84	5,22	31,32
		Stérile	60,34	17,75	25,22	3,43	31,31

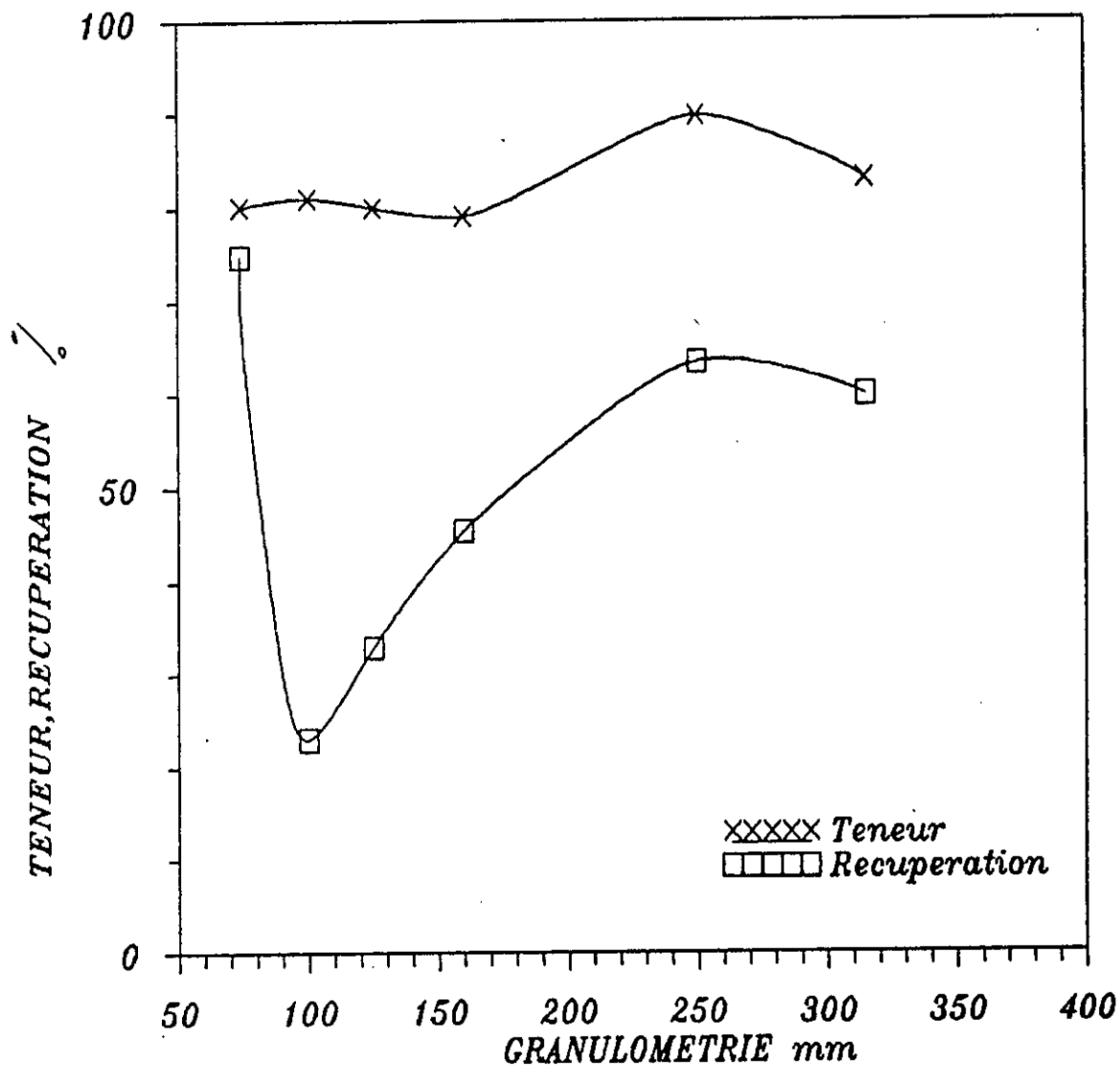


Figure N 37

VARIATION DE TENEUR, RECUPERATION DE $BaSO_4$
EN FONCTION DU DEGRE DE CONCASSAGE (2mm)

VII.3.4. INFLUENCE DE LA NATURE DU COLLECTEUR

L'utilisation du flotator (cétylsulfate) dont la consommation a été fixée à 1000 g/t avec les conditions suivantes: [69]

- pH : 9
- Déprimant $\text{Na}_2\text{SiO}_3 = 500 \text{ g/t}$
- Minerai concassé à 2 mm et broyé à 0,074 mm

Le changement notable constaté, est l'augmentation appréciable de la teneur et de la récupération pour le minerai broyé à 0.074, mm par contre pour la dimension 0.250 mm c'est la récupération qui a chuté par rapport au résultat du tableau n°47.

Nous recommandons le collecteur Acro 845 pour flotter la dimension de -0.250 mm et le collecteur flotator pour flotter le minerai broyé à 0.074 mm.

**RESULTATS DE FLOTTATION DE DIFFERENTES DIMENSIONS
POUR LE MINERAI CONCASSE A 2 MM**

Tableau N° 48

Dimension mm	Nature du produit	Rendement pondéral %	Teneur BaSO_4 %	Récupération BaSO_4 %
0,315	Concentré	23,65	85	47,38
	Stérile	76,35	29,28	52,65
0,250	Concentré	23,05	89,79	48,78
	Stérile	76,95	28,28	51,25
0,160	Concentré	22,15	82,79	43,19
	Stérile	77,85	30,98	56,80
0,125	Concentré	17,55	84,59	34,99
	Stérile	82,45	33,49	65,03
0,100	Concentré	13,8	83,40	27,08
	Stérile	86,2	35,90	72,89
0,074	Concentré	47	83,27	92,45
	Stérile	53	6,27	7,82

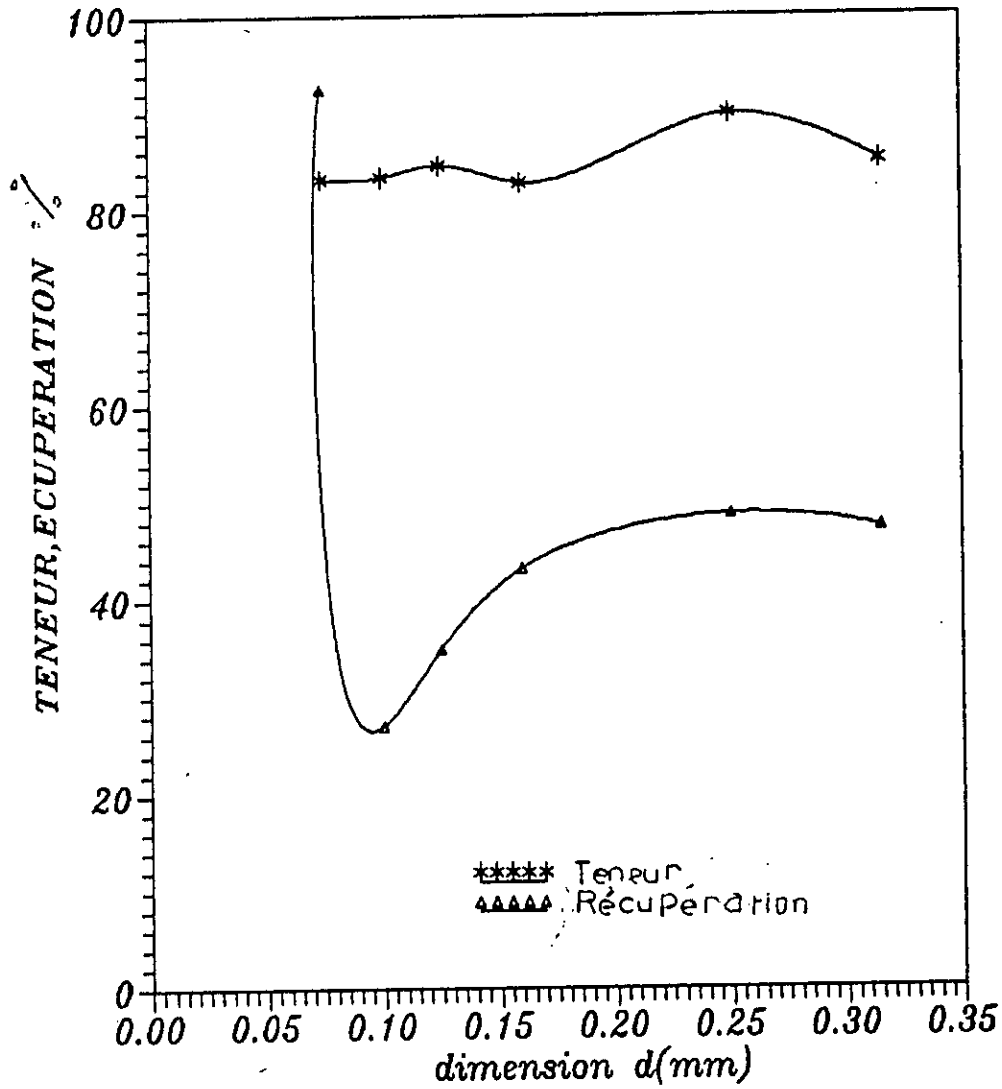


Figure N 38

VARIATION DE TENEUR, RECUPERATION DE BaSO₄
EN FONCTION DE DIFFERENTES DIMENSIONS
POUR LE MINERAI CONCASSE A 2mm

VII.3.5 EFFET DE L'AUGMENTATION DU COLLECTEUR SUR LES RESULTATS

Nous avons augmenté la quantité du collecteur pour s'assurer qu'il n'y a pas d'insuffisance de ce reactif, pensant que plus le broyage est poussé, plus il y a libération de la Barytine, plus la consommation du collecteur augmente.

Les resultats obtenus des tableaux n° 49, n°50 et n°51. n'ont amélioré ni la teneur ni la récupération du concentré, par conséquent la quantité du collecteur n'est pas responsable de la baisse de la récupération dans la flottation des échantillons broyés entre 0.250 mm et 0.074 mm .

Tableau n° 49

- 0,250 mm

Quantité g/l	Nature du produit	Rendement pondéral %	Teneur BaSO4 %	Récupération %
800	concentré	24,5	71,12	41,03
	stérile	75,5	33,15	58,94
900	concentré	21,8	70,57	36,23
	stérile	79	34,27	63,76
1000	concentré	50,60	54,46	64,90
	stérile	49,40	30,16	35,08

Tableau n°50

- 0,160mm

Quantité g/l	Nature du produit	Rendement pondéral %	Teneur BaSO4 %	Récupération BaSO4 %
800	concentré	52,36	65,97	81,35
	stérile	40,64	19,48	18,64
900	concentré	60	54,92	77,62
	stérile	40	23,77	22,39
1000	concentré	48,9	52,45	60,40
	stérile	51,1	32,90	39,59

Tableau n°51

0,100mm

Quantité g/t	Nature du produit	Rendement pondéral %	Teneur BaSO ₄ %	Récupération BaSO ₄ %
800	concentré	28,63	60,80	41
	stérile	71,36	35,10	59,00
900	concentré	26,62	54,23	34
	stérile	73,37	38,19	66
1000	concentré	29,44	46,15	32
	stérile	70,55	40,92	-67,99

VII.4. ETUDE DES VARIANTES DE VALORISATION DU MINERAI

VII.4.1 Variante I

VII.4.1.1 Introduction

La variante I consiste à faire flotter le minerai broyé à 0.250 mm et reprendre le stérile pour un rebroyage à 0.074 mm ou plus fin suivi d'une flottation.

Les résultats obtenus dans les essais de flottation avec les conditions théoriquement optimales et dont les paramètres sont déterminées expérimentalement, en traitant des échantillons de différentes tailles granulométriques de 200g chacun, provenant du minerai concassé à 25mm, deschlammé et concassé de nouveau à 2mm, nous ont guidé à flotter de nouveau deux nouvelles prises d'essai de 200g avec en vue, l'objectif de rebroyer le 1er stérile ST1, pour libérer la barytine et relaver le concentré C2 pour obtenir un concentré C3 et un stérile ST3.

Les résultats de cette voie (voir schémas) de la figure n° 39 et 40 ont permis d'établir un bilan .

VII.4.1.2 Bilan matières principales de la variante I

Sur la base des résultats expérimentaux, pour nous faciliter le calcul, et pour avoir pris 200 g de stérile St1 pour chaque opération de flottation, nous avons établi notre bilan sur la base théorique de 10 opérations de flottation utilisant chacune d'elle 200 g , ce qui donne 1400 g de stérile soit 7 opérations théoriques de flottation utilisant chacune 200 g et donnant les résultats obtenus expérimentalement .Ce bilan que nous présentons dans le schéma de la figure n° 40 est résumé comme suit :

a) Minerai deschlammé

-Rp ..= 40.83 %	}
-R = 86.55 %	}
-t = 89,77 %]

La densité de ce concentré tirée de la courbe établie donnant la densité en fonction de la teneur des concentrés $d = f(\text{teneur})$ est supérieure à 4,20 (Voir annexe 2).

Dans cette même annexe nous donnons les densités et les teneurs de la Barytine de concentrés commercialisés sur le marché international.

b) Le bilan rapporté au tout venant non déshlammé

Pour un taux de déshlammage de 14.7 % dont la teneur déterminée est de 17,43%. ce bilan se résume comme suit :

$$R_p = 34.99 \%$$

$$R = 80.80 \%$$

$$t = 89.77 \%$$

VII.4.1.3 EFFET D'ECHELLE SUR LES RESULTATS DE LA VARIANTE I

Après les essais effectués sur une petite cellule de flottation, nous avons étudié l'évolution des résultats obtenus sur une cellule de capacité plus importante .

Un échantillon de 1 kg a été soumis à une flottation dans les mêmes conditions optimales définies plus haut .

Pour le minerai broyé à 0.250 mm les résultats confirment la récupération de BaSO₄ pour de 50 % avec une teneur proche de celle exigée par les travaux de forage. Le stérile de cette flottation titrant 26.99 % en BaSO₄ a été rebroyé à 80 % < 0.074 mm et soumis à une flottation avec les reactifs dont la quantité a été réduite de moitié, . La teneur du stérile obtenu n'est que de 6 %, la reprise du concentré pour un relavage a donné un stérile de teneur en BaSO₄ de 3 % seulement .

Le bilan matières de cet essai est donné par le schéma de la figure n°41 et résumé ci - après :

a) Bilan rapporté au minerai deschlammé

$$R_p = 51.6 \%$$

$$t = 76.80 \%$$

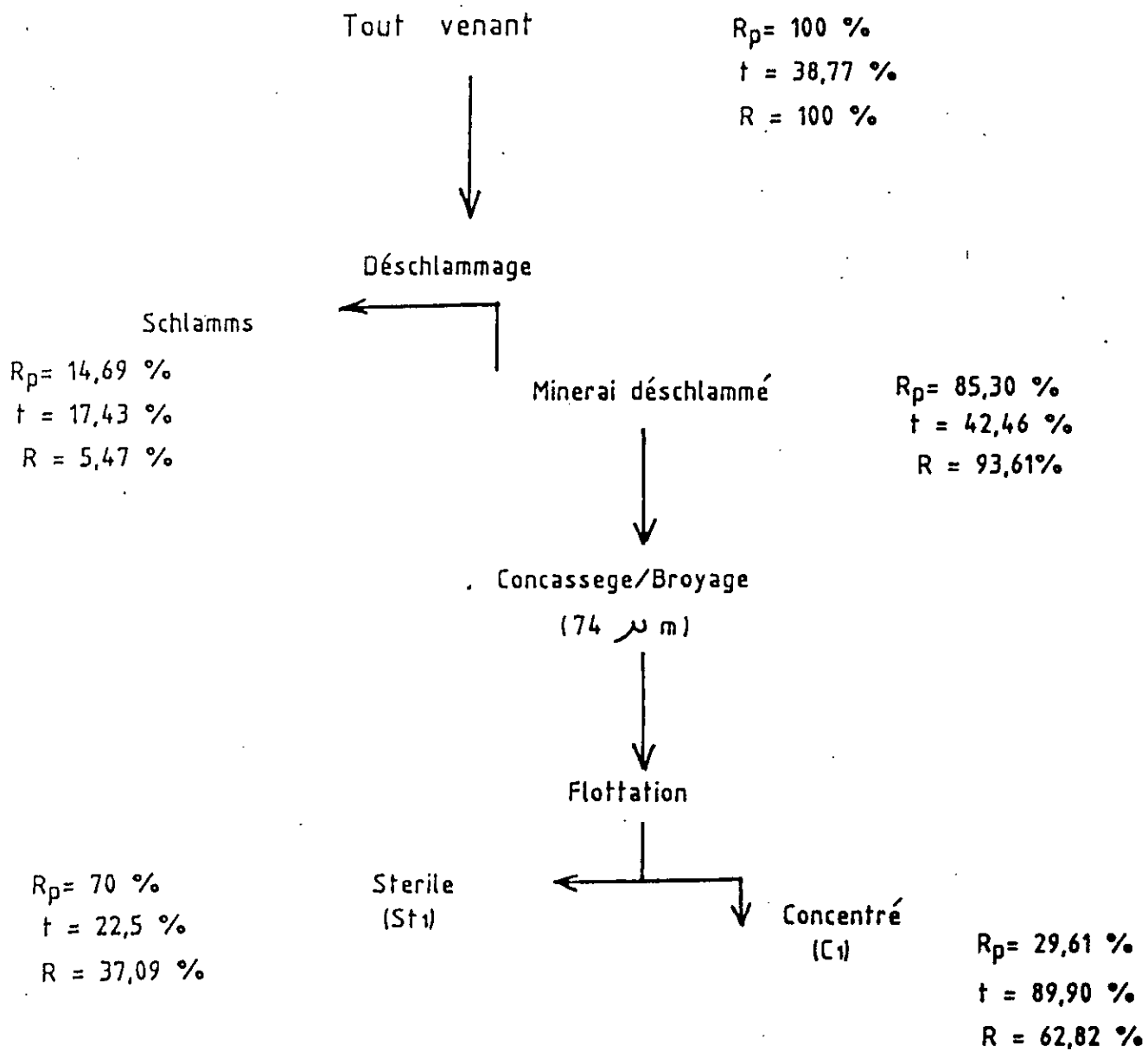
$$R = 93.33 \%$$

b) Bilan rapporté au minerai non deslammé

$R_p = 44.03 \%$

$t = 76.80 \%$

$R = 87.21 \%$



R_p : rendement pondéral
 t : teneur de $BaSO_4$
 R : récupération de $BaSO_4$ par rapport au Tout venant déschlämmé

Figure N° 39

Partie enrichissement du minerai

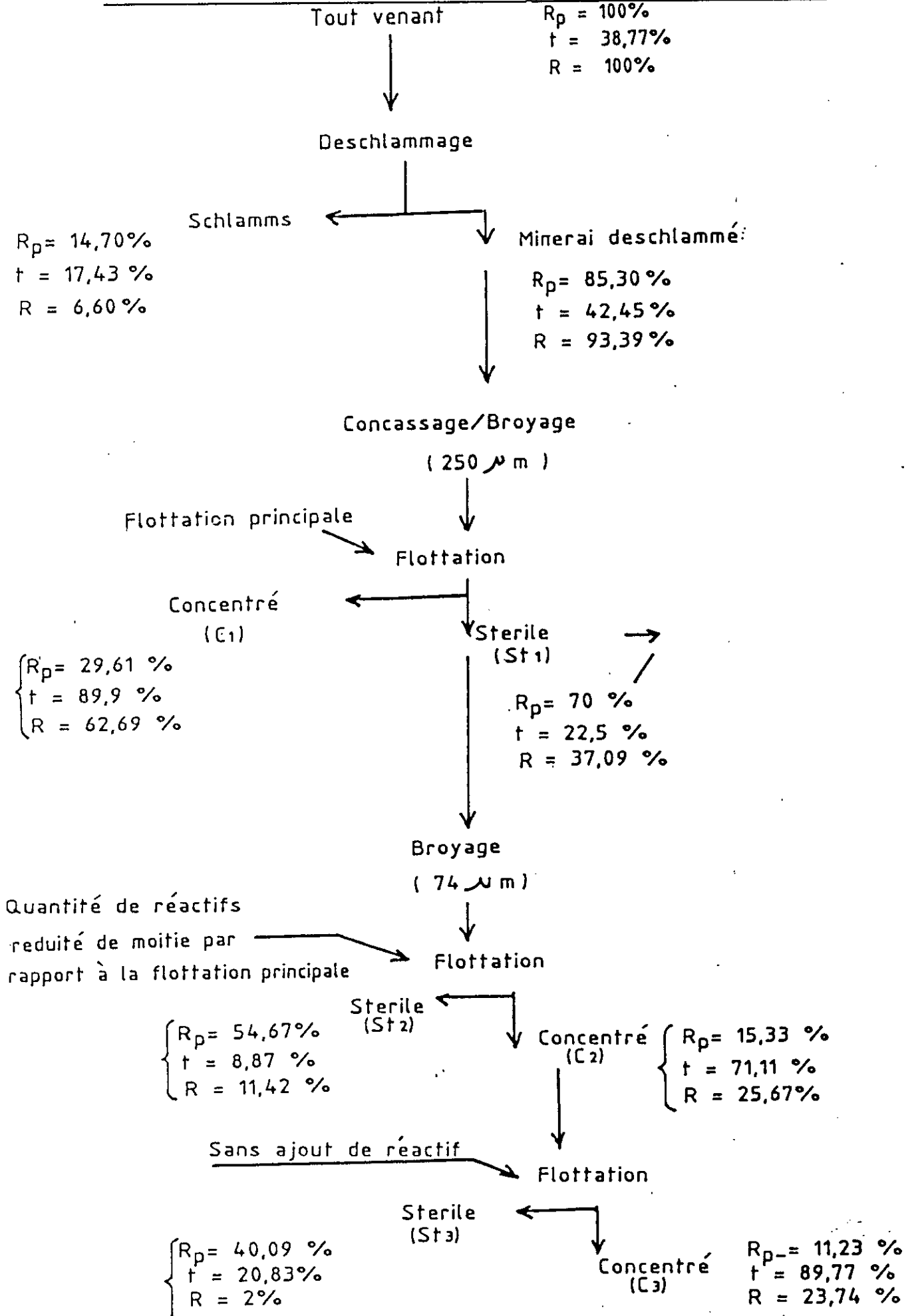


Figure N° 40

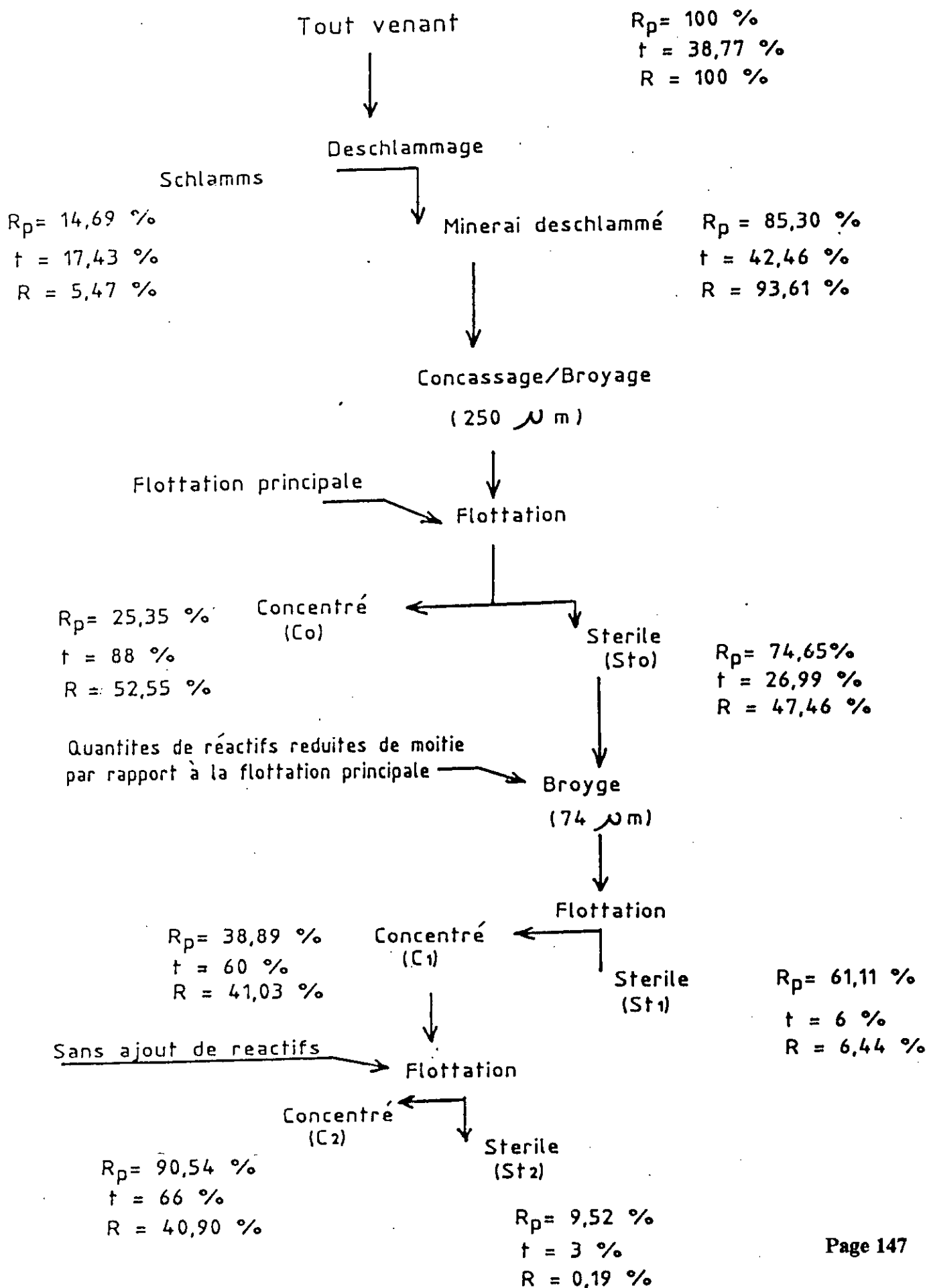


Figure N° 41

VII.4.2. Variante 2

La variante 2 consiste à faire subir au tout venant, un concassage ménagé jusqu'à 5 ou 2mm et un broyage à 0,074mm (ou plus fin) avant l'opération de flottation qui sera précédée par un deschlammage de la pulpe ou du tout venant.

Plusieurs deschlammages à différents niveaux sont possibles.

Nos essais pour le minerai broyé à 0,074mm après deschlammage du tout venant ont donné les résultats suivants:

Paramètres	Pour un minerai deschlammé	Pour un minerai deschlammé après simulation voir tableau n° 52	Pour un minerai non deschlammé après simulation
Rendement pondéral %	47	40,03	34,14
Teneur %	83,27	91,6	91,6
Récupération %	92,45	89,40	80,82

Ces résultats comparés à ceux de la variante 1 montrent que pour un produit marchand la récupération de la variante 1 est plus intéressante.

VII-5. COMPARAISON DES RESULTATS OBTENUS PAR DIFFERENTS LABORATOIRES SUR LE MINERAI BRUT ET LE MINERAI DESCHLAMME

Nous avons estimé profitable de comparer nos résultats avec ceux obtenus par un laboratoire étranger spécialisé en minéralurgie [65], en vue d'évaluer notre modeste contribution à la valorisation de minerais barytiques du gisement de KOUDIA SAFIA.

VII.5.1 FLOTTATION DU MINERAI BROYE A 0.074 MM

Si nous retenons l'hypothèse étayée par les résultats obtenus expérimentalement, qu'un relavage de notre concentré dans les mêmes conditions que celles appliquées par la référence [65], entraîne une diminution des valeurs des paramètres R et Rp, d'une façon proportionnelle aux écarts des valeurs du paramètre teneur t, relevées avant et après relavage [65] nous constatons que les résultats obtenus du tableau n° 52 montrent que l'accès à la teneur 91,6 % à partir de 83,37 %, nous donne un Rp et une t pour notre concentré équivalents à ceux de la référence [65].

Cette simulation a permis de constater que les mêmes résultats peuvent être obtenus soit en s'appuyant dès le départ sur une plus grande sélectivité (cas de nos essais), soit en donnant plus d'importance à la récupération (cas des essais de la référence [65]) ; lors de l'ébauchage ou (flottation principale) nous constatons que nous avons une meilleure récupération par rapport au tout venant non deschlammé, elle est de 85,5 %, celle de la référence [65] n'est que de 74 % .Un deschlammage excessif entraîne une meilleure flottabilité mais une perte de BaSO₄ plus élevée.

Dans le cadre de cette comparaison des résultats nous avons voulu aussi étudier l'évolution des paramètres Rp, R, t en fonction des teneurs et qualité initiales du minerais à l'alimentation de la flottation, celle-ci s'effectue dans des conditions différentes. Les résultats de cette étude sont rassemblés dans le tableau n°53.

Si nous retenons les mêmes critères de l'hypothèse citée plus haut pour une éventuelle flottation du concentré (72,2% en BaSO₄) gravimétrique obtenu par le procédé de la liqueur dense dans les mêmes conditions retenues pour la flottation du minerais riche (76,3% en BaSO₄), le concentré de flottation pourrait avoir les paramètres suivants (tableau 53).

Rp = 30,71%

t = 91,6%

R = 93,39%

La récupération calculée à partir du tout venant est de 78,4%.

La flottation directe du tout venant a donné 74% de récupération ce résultat milite en faveur de la prise en considération du procédé gravimétrique suivi d'une flottation dans l'étude technico-économique des variantes prometteuses.

Tableau n° 52

%	Résultats de nos essais			Résultats du laboratoire étranger [65]		
	Flottation * Principale du Md	Flottation de relavage simulé	Ecart	Flottation principale du Md	Flottation de relavage	Ecart
Rp	47	40,03		58,35	41,60	16,7
t	83,27	91,60	8,33	70,8	91,60	20,8
R	92,45	89,40		98,6	90,83	7,62
RG/Mnd	85,54	80,82		74		

Comparaison des résultats de flottation de nos travaux avec ceux de référence [65]

Md : Minerai deschlammé

Mnd : Minerai non deschlammé

N° LIGNE	%	Alimentation 1	Ebauche 2	1er relavage 3	2ème relavage 4	3ème relavage 5	E C A R T S			
							2-1	2-3	3-4	4-5
1ère ligne nos résultats	Rp	100	17	-	-	-	53	-	-	-
	t	42,46	83,27	-	-	-	40,41	-	-	-
	R	100	92,45	-	-	-	7,55	-	-	-
2ème ligne Minerai pauvre [65]	Rp	100	58,36	41,61	35,35	-	41,64	16,75	6,26	-
	t	42,20	70,80	91,6	96,8	-	28,80	20,18	5,2	-
	R	100	98,43	90,81	81,50	-	1,57	7,62	9,31	-
3ème ligne Minerai riche [65]	Rp	100	82,32	72,19	59,15	-	17,62	10,19	13,04	-
	t	76,3	91,40	96,1	97,6	-	15,1	4,6	1,5	-
	R	100	98,67	90,91	75,64	-	1,33	7,76	15,27	-
4ème ligne Concentré gravimétrique de table	Rp	100	61,13	47,08	34,69	-	38,78	14,05	12,39	-
	t	53,10	86,13	94,70	96,8	-	32,70	8,4	2,1	-
	R	100	98,04	82,72	62,33	-	1,96	15,32	20,39	-
	Rp	100	68,69	52,26	54,59	32,34	31,35	12,43	1,67	2,25
	t	52,1	73,7	84,9	86,4	87,1	21,6	11,2	5,6	0,7
	R	100	97,2	91,8	90,6	87,5	2,8	5,4	1,2	3,1
5ème ligne Hypothèse;estimation des paramètres du concentré de flottation à partir du concentré de la liqueur dense [65]	Rp	53,24	30,71	-	-	-	-	-	-	-
	t	72,2	91,4	-	-	-	-	-	-	-
	R	95,1	93,39	-	-	-	-	-	-	-

Tableau n°53

CONCLUSION GENERALE

Le but de ce travail consiste à déterminer un schéma de traitement de valorisation du minerai barytique du gisement de koudia safia , en vue de parvenir à l'obtention d'un produit requis pour son intégration dans la composition des boues de forage, par la voie humide de la flottation dans une cellule conventionnelle.

nous avons rassemblé le maximum de données concernant les résultats des analyses effectuées pour se rapprocher le plus de la représentativité des conclusions qui seront retenues sur les échantillons soumis aux différents essais de laboratoire:

Nous avons mis en évidence dans le minerai la présence de la strontianite au lieu de la célestine mentionnée dans le rapport géologique [46], cette présence nous l'avons confirmée par un test chimique , elle a été aussi confirmée plus tard par un laboratoire étranger [65].

Cette strontianite contient CaO dans sa structure avec un taux de 7.02 % à 7.8 % et la barytine renferme 1.21 % à 1.35 % de SrO, ce qui laisse peu de chance à obtenir une barytine pure à 100 % et de séparer CaO de la strontianite par les moyens simples et économiquement viables.

Nous avons conclu que le minerai est de type carbonaté excluant toute présence significative des métaux polymétalliques et présente une hétérogénéité du point de vue dureté et distribution de la barytine dans le minerai concassé et broyé.

Une maille de libération partielle pour plus de 60 % de barytine flottable a été mise en évidence dans le minerai broyé à 0.250 mm dont la flottation aux conditions optimales donnent une densité requise pour les boues de forage soit 4.25, supérieure à 4.20 (requise) cette particularité du minerai permet de retenir une variante de traitement en plus de celle qui concerne la flottation du minerai broyé à 0.074 mm ou plus fin. Elle consiste à extraire en tête du circuit de flottation un produit marchand et rebroyé le stérile jusqu'à la maille de libération de la barytine pour subir ensuite une flottation avec ou sans deschlammage suivi éventuellement par un relavage. Cette flottation à 0,250mm est à comparer avec une préconcentration gravimétrique qui n'atteint pas la teneur marchande [65]:

Paramètres	concentré de table	concentré de liqueur dense
Teneur %	57.92	72.2
Récupération %	87.9	95

Ces concentrés gravimétriques seront à retraiter par flottation pour accéder à une teneur marchande, ils sont obtenus en traitant six tranches granulométriques séparément, ce qui ne va pas sans poser quelques problèmes de manutention d'homogénéisation et d'espace à l'échelle industrielle.

Pour cette variante nos essais ont porté sur des prises d'essais de flottation de 200 g et 1000g les stériles obtenus ont été rebroyés à 0.074 mm et flottés, les concentrés de cette flottation ont été relavés.

Les résultats métallurgiques ont donné un produit de teneur 89.77 % , avec une récupération de 86.35 % et un rendement pondéral de 40.83 %, pour les prises d'essais 200 g et respectivement 79.80 %, 87.21 % et 44.03 % pour la prise d'essai de 1000g.

Nos résultats ont été comparés à ceux obtenus dans un laboratoire à l'étranger [65]. de cette comparaison nous retenons que nos résultats sont d'un niveau équivalent à celui de la référence [65] et qu'en certains points ils sont plus intéressants, du fait que la récupération globale par rapport au tout venant non deschlammé est plus élevée dans les résultats de nos essais.

Nous relevons que le deschlammage excessif [65] entraîne une bonne sélectivité et une amélioration de la flottabilité au détriment de la récupération à cause des pertes de BaSO₄ dans les schlamms, un deschlammage optimal consiste à obtenir un rendement pondéral le plus élevé avec une teneur marchande.

Le deschlammage peut s'effectuer à différents niveaux, ceux relatifs au tout venant concassé ou du tout venant concassé et broyé et au minerai broyé ayant subi une ou plusieurs opérations de flottation. Etant donné que les schlamms existent dans le tout venant et sont produits à chaque étape de flottation, et ce, d'autant plus que le minerai est friable.

Nous relevons que le collecteur flotinor est plus efficace pour le minerai broyé à 0.250 mm et que l' Aero 845 donne de meilleurs résultats pour un minerai broyé à 0.074mm ou moins.

SUGGESTIONS

L'obtention des résultats de nos essais ont débouché sur deux variantes de traitement possibles par flottation et pour lesquelles nous suggérons les deux schémas de valorisation des figures n°43 et n°44 décrits plus loin (annexe 4), nous estimons qu'un essai pilote est nécessaire, durant lequel un bilan métallurgique sera établi et tous les produits de la préparation mécanique et de la flottation entrant et sortant à chaque opération seront soumis à l'analyse en précisant les débits y afférents. L'affinage de ces résultats se fera par la suite au moyen de logiciels existants dans le commerce.

Les résultats de cette étape seront pris en considération pour permettre la décision sur le choix de l'une des deux variantes.

La confirmation ou l'amélioration des résultats du laboratoire à l'échelle pilote aidera la définition des paramètres de flottation sur colonne, qui demeure actuellement une éventuelle alternative fiable et plus intéressante économiquement.

Une qualité supérieure du concentré à celle utilisées dans les boues de forage est possible mais exige une série de relavages des concentrés provoquant des pertes de rendement. La blancheur exigée par les applications dans les peintures principalement n'est accessible que par un blanchiment chimique, notamment une lixiviation des oxydes colorants par les acides en particulier l'acide chlorhydrique.

A N N E X E 1

A. Normes pour les Boues de Forage [50]

a- Norme A P I (American Petroleum Institut)

- teneur en BaSo4	92 %
- densité de BaSO4	4,20 MIN
- concentration des sels alcalins comme Ca	250 P.P.m
- particules inférieures à 6 µm	30 % MAX
- tamisage humide refus du tamis (n° 200) (74µm)	3 % MAX
- Viscosité apparente avant l'ajout du gypse	125 centi-poise (C.P)
- Viscosité apparente après ajout du gypse	125 centi-poise (C.P)
- dimensions des particules	95 % (45 µm)

b- Norme O.C.M.A. (Oil company material association) : [67]

- densité de BaSO4	4,20 MIN
- concentration en sels alcalino-terreux	250 MAX (mg/l)
- tamisage humide refus du tamis N° 200	3 % M A X
- tamisage humide refus du tamis N° 325	10 ± 5%
- viscosité apparente avant l'ajout du gypse	125 MAX (C.P)
- viscosité apparente après l'ajout du gypse	125 MAX (C.P)

B. Spécification de la barytine pour différentes autres applications [50]

a. Verrerie

- teneur en BaSO4	95 % MIN
- teneur en SiO2	1,5 % MAX
- teneur en Fe2O3	0,15 % MAX
- teneur en Al2O3	0,15 % MAX
- dimensions des particules	100 % (850 µm) avec 5 % inférieures à 150 µm

b. Produits pharmaceutiques

- teneur de BaSO ₄	97,5 MIN
- métaux lourds comme pb	0,001 % MAX
- soufre	< 0,1 p.p.m
- Arsenic	< 0,1 p.p.m
- couleur	blanche ou presque blanche
- odeur	sans odeur
- PAF	2% (600°C)
- dimensions des particules	90% (< 20 µm).

c. Peinture

- teneur en BaSO ₄	95% MIN
- humidité	0,5%
- PH	6,4
- dimensions des particules	99,98%
- brillance (filtre verte)	81%
- Absorption de l'huile	5kg / 45kg
- matière étrangère	2% MAX
- Hegman number	6,5

d. Produit de charge

- teneur en BaSO ₄	95% MIN
- dimension des particules	95% (<45 µm)
- couleur	selon les applications

e. Chimique

- teneur en BaSO ₄	92-98% MIN
- teneur en Fe ₂ O ₃	1% MAX
- teneur en SrSO ₄	1% MAX
- teneur en CaFe	0,5% MAX
- dimensions des particules	-5,0 + 0,5 mm.

f. Granulats lourds

- teneur BaSo₄

95% MIN

- dimensions des particules

dimensions des granulats

A N N E X E 2

Mesure de densité (au picnomètre) [68]

La densité de la poudre mesurée à l'aide du picnomètre s'effectue selon la manière suivante:

- On pèse le picnomètre propre et sec soit P1;
- On le remplit d'eau distillée et à une température fixée (T° C) on pèse P2.

La différence de masse (P1- P2) représente la masse de l'eau qui occupe le volume total (Vt) du picnomètre à la température (T° C).

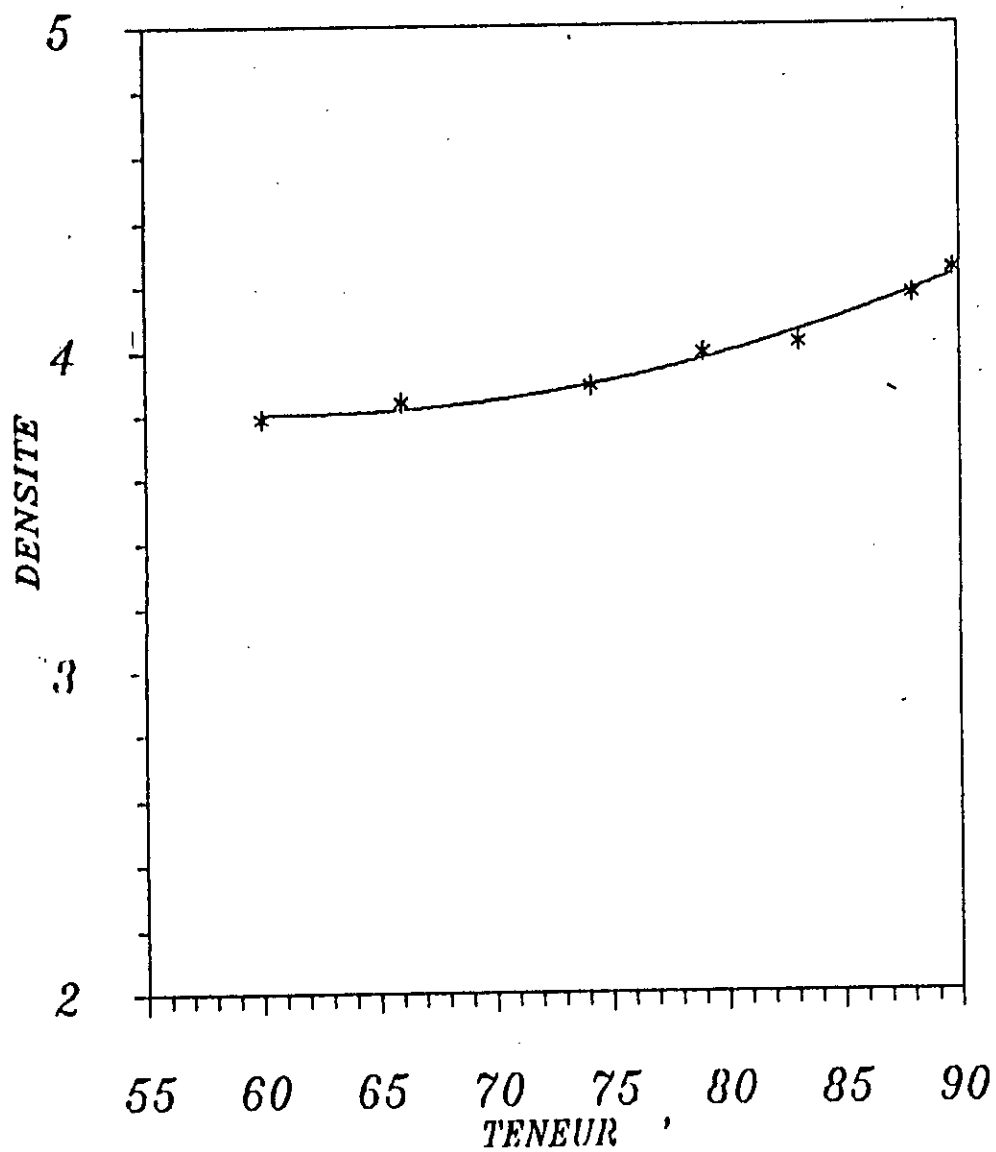
- on le vide, on le sèche soigneusement;
- on le remplit au 1/5 du volume avec la poudre (< 0,080mm) du solide et on pèse (P3);
- on ajoute de l'eau au 1/3 du volume total;
- on chasse les bulles d'air par chauffage à l'aide d'un moule de sable pendant 1/4 heure,
- on le remplit entièrement avec l'eau distillée, ou pèse (P4) à la température T°C.

La densité du solide est calculée suivant le rapport:

$$ds = \frac{P3 - P1}{(P2-P1) - (P4-P3)}$$

Nous donnons quelques densités de l'eau distillée à différentes températures:

18°	0,9986244
19°	0,99 84347
20°	0,99 82343
21°	0,99 80233



COURBE DE DENSITE EN FONCTION DES
TENEUR DE $BaSO_4$ DES CONCENTRES

PAYS	GISEMENTS	TENEUR	DENSITE	I M P U R E T E S	
				NATURE	%
MALAISIE		80	4,20		
MAROC	DJEBEL IRHOUD		4,25	SiO ₂	
	OUKALINDER	94	4,27	Sr SO ₄	3%
				Si O ₂	1%
	ZELMOU	92	4,22	Sr SO ₄	2%
	TACHMACHT		4,25		
	TAZA	88	4,25	Fe ₂ O ₃	3
				Si O ₂	5
SEKSAOUA	96	4,28			
TURQUIE	TAVSANLI	90	4,20	Fe ₂ O ₃	2
	SARKIKAREAGAL	90	4,20	Sr SO ₄	2

TENEURS , DENSITES DE LA BARYTINE DE QUELQUES CONCENTRES
COMMERCIALISES SUR LE MAR CHE INTERNATIONAL

ANNEXE 3

**a - Observation des grains au microscope
optique (lames minces)**

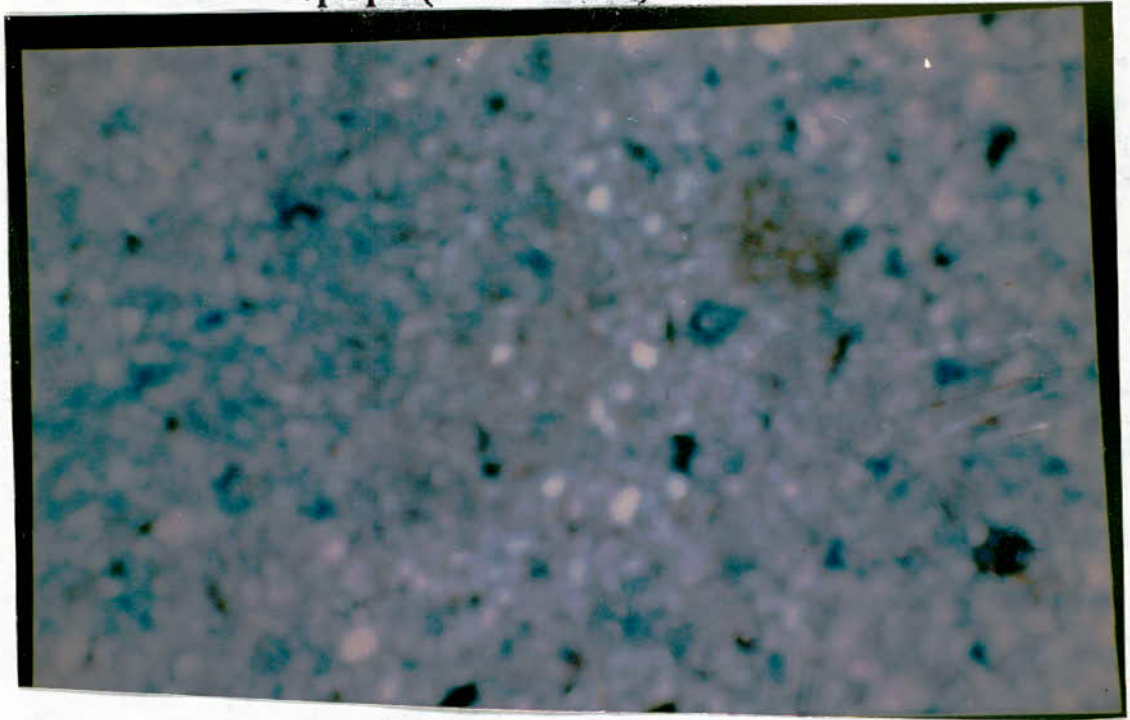


Photo n°1

**Grossissement :40
Temps de broyage (10 mn)**

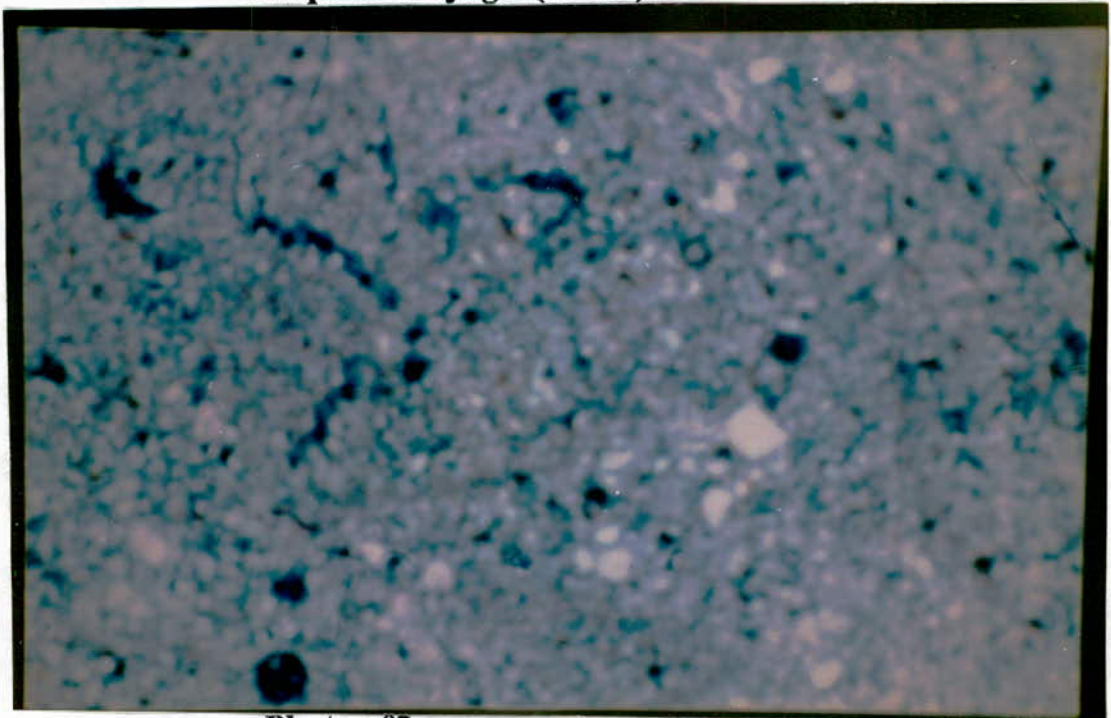


Photo n°2

**Grossissement 40
Temps de broyage (15 mn)**

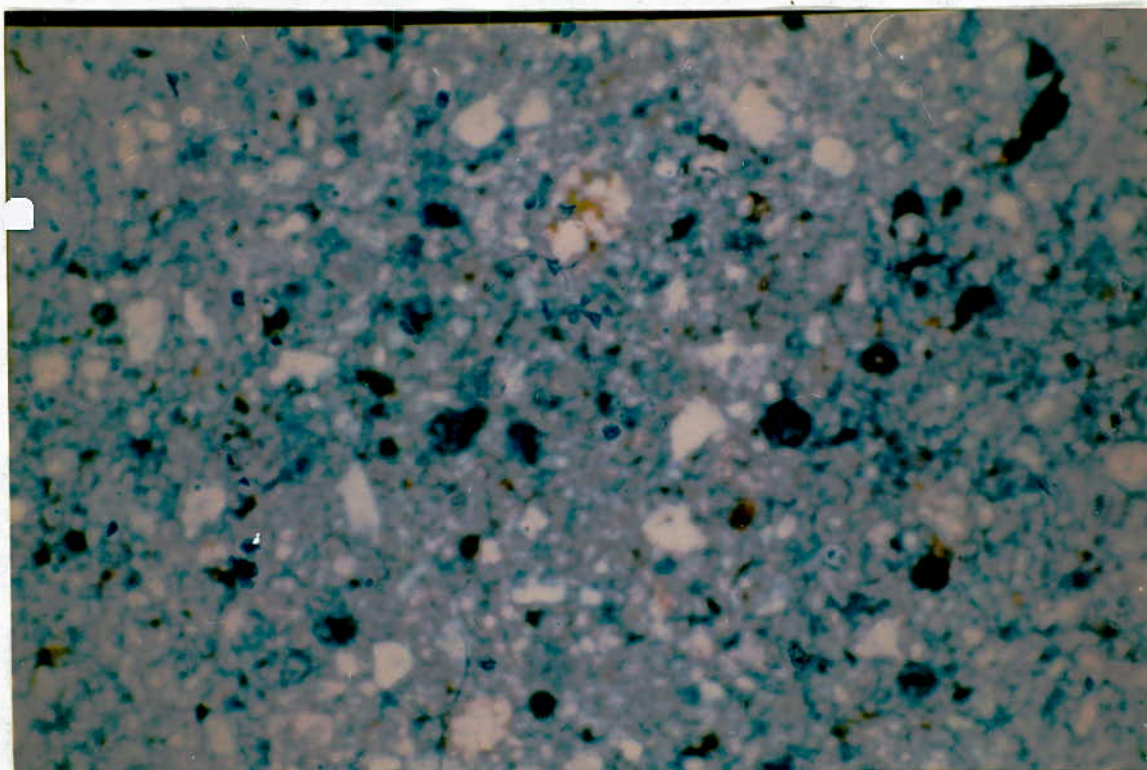


Photo n°3
Grossissement :40
Temps de broyage (25 mn)

**b - Observation des grains au microscope électronique
à balayage**



Photo n° 4₁



Photo n° 5

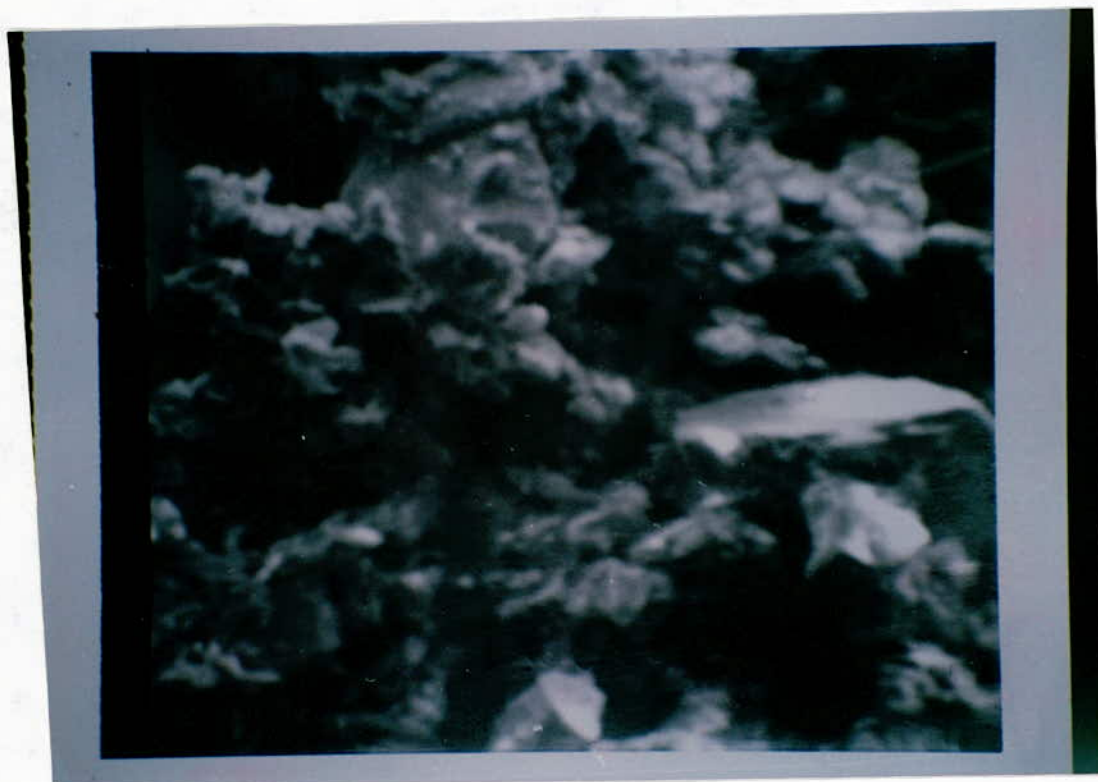
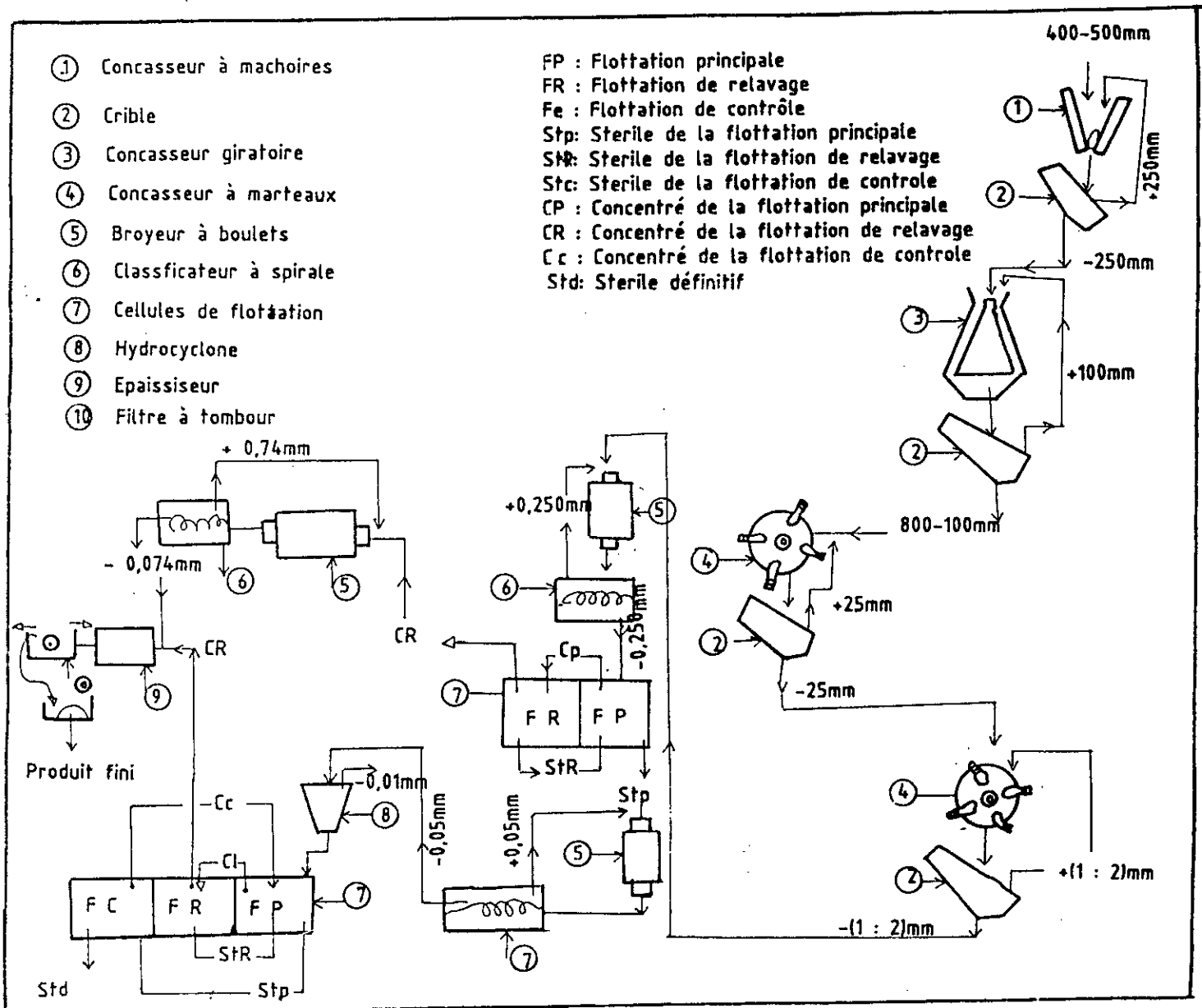


Photo n° 6

ANNEXE 4

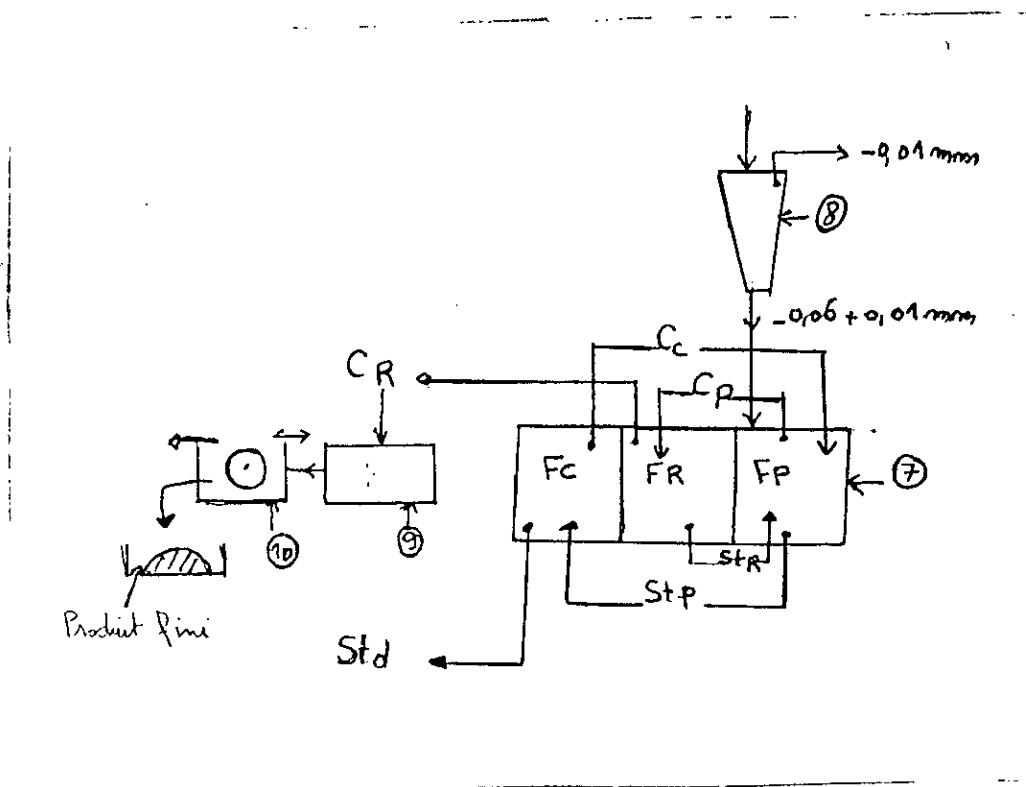
PROPOSITION DE SCHEMA DETRAITEMENT

VARIANTE N°1



variante 2

La préparatio. mecanique est identique au schéma de la variante 1 jusqu'a la dimension -25 mm qui passe à 10 mm avant le broyage à 80 % < 0,060 mm ($d_{80} = 0,060$ mm) qui subira un déschlammage à 0,01 mm avant l'opération de flottation



BIBLIOGRAPHIE

- | | | | |
|-----|-------------------------|---|---------------------------|
| [1] | G. BARBAY | Conception d'un centre minéralogique
Industrie Minérale
Juin 1978 | 299-310 |
| [2] | B. A. WILLS | Mineral Processing Technology
4ème édition - vol 41 -1988 | |
| [3] | Arthur F. TAGGAR | Hand Book of Mineral Dressing
ores and Industrial Mineral
Third printing, junaury 1948 | |
| [4] | Pierre BLAZY | Valorisation des mineraais
Manuel de la Minéralurgie
1ère Edition; 4 trimestre 1970 | |
| [5] | S. E.M | Hand Book | |
| [6] | G. BARBAY | Flottation
Mécanismes et réactifs
Techniques de l'ingénieur
Août 1981 - vol A10 (séparation mélange) | A5 350-1 à
A5 350- 16 |
| [7] | G. BARBAY | Flottation
Machines et circuits -Exploitation
Technique de l'ingénieur
volume A10 -(Séparation mélange)
Août 1981 | A.5360 -1 à
A.5360- 16 |
| [8] | Clarke GERTY,
editor | Froth flottation
Industrial Minéraux
June 1984. | 35 - 48 |

- | | | | |
|------|--|--|--------------------------|
| [9] | Peter YOUNG | Flottation machines
Mining Magazine
V.146, n°1, January 1982 | 35 - 359 |
| [10] | S.A. WROBEL, A,R,S,M,
D.I.C.Dipl0 Eng. PH.B,Eng.
Consulting Mineral Engineer | Economie use of reagents
for froth flotation

Mining Magazine
Vol 123, n°5, Nov.1970 | 419-425 |
| [11] | Juan B. Yianatos | Flottation en colonne
Etat actuel de laTechnologie
Industrie Minérale-Mines
et carrières-Les techniques
Mars-Avril 1990. | 31-40 |
| [12] | Donalt D. FOOT,
JR. JEFFREY
Mc KAY | Aspects théoriques et
pratiques de la technologie
de la flottation en colonne.

Industrie Minérale-Mines et
Carrières techniques
vol. 72 - n° 2-3 / 90 | 92-96 |
| [13] | J.A FINCH and
G.S DOBBY | Column flotation
First Edition 1990 | |
| [14] | Georges Morizot | Colonne de flottation

Techniques de l'ingénieur
"Traité généralité"
Fiche A 5360 .11. 1991 | A5360-1 à

A5360-6 |
| [15] | G.S DOBBY and J.A.FINCH | Flotation column
scale up and Modeling
C. I. M. Bulletin, May 1986,
Vol. 79, n° 889 | 89-96 |
| [16] | Prof. Dr. Sc. | Counter-flow flotation cells
(flotation columns)
present state and current trends
Nr 6/1988 - Auf Bereitungs - Technik | 307-315 |

- [17] Control International Flottation-Machines et circuits-
Exploitation-Mise à jour.
- [18] G.H LUTTREL,
MJ MANKOSA and
R.H YOON
Design and scale up
Criteria for column flotation

Center for coal and minerals
processing Department of Mining
and Minerals Engineering.

Virginier polytechnic Instiytute
and State University.
Blacsburg, virginia 24061-0258 U.S.A
- [19] Control International Retrofilded "turbo-Air" 1-3
Spager acheives up to
60 percent higer recorvery.
- [20] J.D Mc KAY,
D.G FOOT
J.R, L.B. HALES
Column flotation using
the Turbo-Air
External Bubble Generator.

presented at the Perth International
Goold and Silver conference
- [21] S.T. HALL,
University of Nottingham
The traitment of Industrial Minerals 30-36
by column flotation.
Industrial - Minerals processing
supplement.
- [22] D.A. WHEELER
Column flotation - the orginal column
Column flotation co, of Canada L.T.D
327 - Parckwood circle, Darval QUEBEC
H9S. 3A4
- [23] C.FERRAO - J.COELHO,
J. PINTO - COELHO
Application des colonnes 61-68
de flottation à la concentration
d'un mineraï sulfuré complexe.

Industrie Minéral Mines et carrières
les techniques
Mars- Avril 1990

- [24] RAJINDER. Flow in froth zone column
Canadian Metallurgical quarterly 97-103
MASLIYAHJ vol. 29, 1990, n°2
- [25] C.T.O O'CONNOR, Measurement of the effects 139-189
EW RANDALL, of physicals and chemicals
C.M GOODALL variables or Bubbles size.
International Journal Mineral
processing.
Vol. 28, 1990, n°112
- [26] Dr.T.GEIDEL, Probability of attachment between 287-294
Freiberg/Sachsen grains and Air Bubbles and its relation s
to flotation Kinettics
Au Freituwgs Technik n°5 - 1985
- [27] DOBBY and FINCH Particle collection in columns gaz rate 9-13
and bubble size effects
Canadian Metallurgical Quaterly ,
vol. 25, 1986, n°1
- [28] CHANG. Column flotation of talc 157-166
JOON-KHO AND
HUN-JOON-SOHN
International journal of Mineral
processing. 1989
- [29] J.D Mc KAY, DG.FOOT Column flotation and bubbles
JF and M.B SHIRTS generation studies at the bureau of
Mines.
(chapitre 18)
SALT LAKE City Research center U.S
Departement of interior salt lake City O.T

- [30] HERIBAN , SOTO
et René DEL VILLAR Flottation de grosses particules avec
une colonne à bias négatif

Industrie Minérale-Mines et Carrières
les techniques - vol. 72, n°2/3
Mars - Avril 1990
- [31] J. AUBOUN
R. BROUSSE
J.P LEHMAN Précis de Géologie Pétrologie
2ème édition (nouveau tirage)
- [32] CHARLES W BLOUNT Barite solubilities and thermodynamic
quantities up to 300°and 1400° Bars. 942-957

American Mineralogist, vol 62; 1977
- [33] C. BEJONCHE the Sedimentary structures of Barite 303-323
exemple from the chaufontaine or deposit
Belgium

Sédimentary,37,1990
- [34] P.R.A ANDREWS Rapport sommaire n°1 , Barytine 1-64
Canada Center for Mineral and
Energy technology
CANMET rapport 82-2F
Janvier 1988
- [35] M. KECIR Etude Générale de la flottation
différentielle Barytine-Fluorine

Thèse

Doctorat en science appliquées
U.L.B
- [36] G. GARCIA -
P. PARIGOT Boues de forage
edit technip. 1968

- [37] Joyce GRIFFITHS Oil well drilling survival of 23-36
Deputy, Editor the fittest Industrial Minerals,
Nov.- 1986.
- [38] Mike O'DRISCOLL Drilling in the us Gulf cautions future47-61
Associate American Industrial Minerals, Febray 1989
Editor
- [39] Peter LUNDIE, Standartisation of minerals 113-117
Drilling fluid consultan for drilling fluids
Industrial-Mineral- March 1986
- [40] R.L GARETT Quality Equipement for Industrial 1011-1015
Mineral used in drilling fluids
Mining Magazine, November 1987
- [41] Joyce GRIFFITHS Baryte: non drilling Applications 21-33
Deputy editor Industrial-Minerals June 1984
- [42] M. KHALDI Travaux de groupe Baryte
M. HOUFANI doc . n°1
M. SENOUSI Ministère de l'Industrie et des Mines
M. SEUALI Dispositions arrêtées lors de la réunion
M. TALEB du 21/12/1990
- [43] Dr. BOUAHLA communication personnel
- [44] M.BENAMAR Economie/Mines/des Projets pour 7
le complexe d'EL-ABED
EL WATAN/Dimanche 1er Août 1993.
- [45] EDEMNES Etude de faisabilité du gisement Barytique
de KOUDLA-SAFIA
Rapport n°1 1992

- [46] E. TCHALIK
V. TCHERDNIK
L. DMITROVSKI Rapport sur les résultats de l'évaluation
détaillée du gisement de Barytine
de KOUDIA-SAFIA avec le calcul des réserves
du 1er Janvier 1985
Tome I - 1984
E.R.E.M/ unité TIZI-OUZOU
- [47] Joyce GRIFFITHS Bring Back Barytes 18-28
Editor Oil is given
Industrial Minerals, March 1988
- [48] Annales des mines Minerais et Métaux en France et dans le Monde
Annales des mines- Revue fondée en 1974
(Panorama de l'année 1987 et statistiques)
Février 1989
- [49] F. PENIER Barytine de Chaillac dans l'Indre, l'un 45-47
Mx. LEVEQUE des plus grand gisements européens
Industrie Minérale- Mines Carrières
Octobre 1991
- [50] P.R.A ANDREREWS and Baryte in Canada 46-47
R.K COLLING Industrial Mineral
January 1990
- [51] J.DE CUYPER Choix des réactifs pour 431-444
SE. BROERAEBERT la flottation active des minerais
complexes de fluorine et
celesto - Barytine
- Buletin des scéances
Extrait over -Drunk
Academie Royale d'outre mer
Année 1985 Jaargang

- [52] CH. LUCION and J DECUYPER Recovery of high grade Barite from lead and Zinc sulphide flotation tailing 999-1010
IV. International Mineral processing Symposium
October 20-22, 1992
Antaya, Türkiye
- [53] A. VAN LIERDE Valorisation par flottation des flottation des minerais barytiques à gangue calcaire 34-39
Industrie Minérale-Minéralurgie
Fév. 1975
- [54] Mario CARTA Recherches et expériences industrielles en Sardaigne dans le domaine de la valorisation par flottation des Minerais de Baryte, notamment à gangue calcaire 40-52
Industrie Minérale - Minéralurgie
Fév. 1975
- [55] HORAGE HAVRE Préparation mécanique et concentration des minerais par flottation et sur liqueur denses. 2ème édition 1952
- [56] M. KECIR Etude générale de la flottation différentielle barytine fluorine 47-55
Industrie Minérale des techniques
Décembre 1993
- [57] J.M. HAUDIN Méthode d'investigation par les RX Journal de biomatériaux .Dentaire 289-299
vol 2, n°4, oct. 1986

- [64] Conception d'un schéma d'enrichissement du minerai de Barytine de KOUDIA SAFIA Février 1994 - Groupe minier SIDAM 1992 (INC)
- [65] Etude minéralurgique du minerai de Barytine de KOUDIA SAFIA Juillet 1994 Groupe minier SIDAM 1992 (INC)
- [66] H. HARTJENS
A. DAY Industrial Mineral Flottation: a progress report cynamid International
- [67] O.C.M.A Oil Company Association (O.C.M.A)
Drilling Fluids Materials Barytes
Specification n° D.F.CP.3
revised January 1978
- [68] PELIER. Manuel de laboratoire
- [69] Fiche technique et notice
d'utilisation broyeur à boulets
de laboratoire modèle
40 MΩ MOSCOU.
- [70] O.R.G.M/D.R.M **Etude de**
Valorisation du minerai barytique de KOUDIA - SAFIA
Rapport 1993