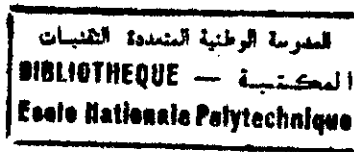


1/99

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : GENIE MINIER

MEMOIRE
Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état
En Génie Minier



THEME :

*VALORISATION DE LA PYRITE DE
CHAABET EL HAMRA (Setif)*

Proposé par :
ENOF

Etudié par :
M. ALLOUACHE

Dirigé Par :
M. OULD HAMOU

Promotion juin 99

ملخص

موضوع بحثنا يتمثل في تمييز مادة (la pyrite FeS₂) التي توجد في منجم الشعبة الحمراء بولاية سطيف. معالجة هذه المادة تتم بطريقة طفو المعادن للحصول على مركز قابل للتسويق بتركيز 40 بالمائة.

Résumé

Notre travail consiste à la valorisation de la pyrite (FeS₂) du gisement de Chaabet El Hamra (Setif) par la méthode de flottation pour avoir un concentré commercialisable de teneur 40%.

samurais

Our work is the valorisation of the pyrite (FeS₂) of Chaabet El Hamra by flotation for have a.

Résumé



Le gisement de Chaabet El Hamra (Setif) est un gisement de Blende (ZnS) et de Pyrite (FeS_2), actuellement dans le complexe de Kherzet Youcef traite la blende seulement. Notre travail consiste à valoriser la pyrite par la flottation pour avoir un concentré commercialisable de teneur 40% en soufre pyrite.

La flottation est une méthode de séparation des minéraux à base de différence des propriétés physiques de surface (hydrophobicité des surface minérale).

Mots clés

valorisation, , minerai, pyrite, séparation, flottation, hydrophobe.



Je remercie tout d'abord mon promoteur

M. Ouled Samou

Qui ma soutenu au long de cette étude.

Je tiens à exprimer mes vifs remerciements aux :

L'ensemble membres des jury qui ont accepter d'examiner ce modeste travail.

Je remercie aussi tous les enseignants du département Génie Minier.

J'exprime aussi à tous les fonctionnaires de L'E.N.O.F et L'O.R.G.M qui ont contribué à ma formation pour avoir orienté, guidé.

Je remercie également tous les fonctionnaires de la mine de Chabet Et Samra.

DEDICATIONS

Je dédie ce modeste travail ;

A mon père,

A ma mère.

A mes frères et sœurs,

A toute la famille.

A mes meilleurs amis.

SOMMAIRE

INTRODUCTION GENERALE.....	1
----------------------------	---

PARTIE THEORIQUE

CHAPITRE 1 : le gisement de Chaabet El Hamra et la laverie de Kherzet Youcef

1.1 INTRODUCTION.....	2
1.2 SITUATION GEOGRAPHIQUE.....	2
1.3 GEOLOGIE DU GISEMENT.....	2
1.3.1 CONTEXTE GEOLOGIQUE.....	2
1.3.2 STRUCTURE DU GISEMENT ET ACCIDENTS CASSANTS.....	2
1.3.3 STRATIGRAPHIE.....	3
1.4 COMPOSITION MINERALOGIQUE.....	8
1.5 RESERVE EN ZINC ET PYRITE	10
1.6 TRAITEMENT DU MINERAI DE CHAABET EL HAMRA DANS LE COMPLEXE DE KHERZET YUCEF.....	13

CHAPITRE 2 : Enrichissement des minerais

2.1 LA REPARATION MECANIQUE.....	15
2.1.1 L'ECHANTILLONNAGE.....	15
2.1.2 CONCASSAGE.....	15
2.1.3 BROYAGE.....	16
2.1.4 TAMISAGE.....	16
2.2 LES METHODES D'ENRICHISSEMENT	
2.2.1 INTRODUCTION.....	22
2.2.2 FLOTTATION.....	23
2.2.2.1 INTRODUCTION.....	23
2.2.2.2 PRINCIPE DE LA FLOTTATION.....	23

2.2.2.3 HYDROPHOBICITE DE SURFACE.....	
2.2.2.4 REACTIFS DE FLOTTATION.....	
2.3 LES DIFFERENTES OPERATION DE FLOTTATION.....	32
2.4 INDICES TECHNOLOGIQUES D'ENRICHISSEMENT.....	33

PARTIE EXPERIMENTALE

CHAPITRE 3 : Enrichissement du minerai polymétallique de Chaabet El Hamra

3.1 PREPARATION MECANIQUE.....	35.
3.2 L'ANALYSE CHIMIQUE.....	37
3.3 L'ANALYSE PETROGRAPHIQUE.....	37
3.4 L'ANALYSE GRANULOCHIMIQUE.....	38
3.5 ETUDE GRANULOMETRIQUE.....	38
3.6 L'ETUDE DE LA BROYABILITE.....	41
3.7 LA FLOTTATION.....	43
3.8 VARIATION DU TEMPS DE FLOTTATION	48
3.9 VARIATION DE LA CONSOMMATION DU COLLECTEUR.....	50
3.10 VARIATION DE pH DU MILIEU.....	54

CONCLUSIONS GENERALES ET RECOMMANDATIONS

ANNEXE

REFERENCES

BIBLIOGRAPHIES

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

Introduction générale

Pyrite, sulfure de fer, de formule FeS_2 , le plus répandu sous forme minérale. Cristallisant dans le système cubique, la pyrite se présente fréquemment sous forme de cristaux bien définis. Ce minéral est de couleur jaune cuivre ; il est opaque et présente un éclat métallique.

La ressemblance de la pyrite avec l'or a valu à de nombreux prospecteurs de la confondre avec ce minéral ; d'où son nom «or des fous». Elle se distingue de l'or par son caractère cassant et sa dureté, qui varie entre 6 et 6,5. Sa densité relative est de 4,9 à 5,1.

La pyrite est un minéral courant des roches sédimentaires et se trouve également dans les roches magmatiques et métamorphiques. Elle est souvent associée au charbon et parfois à l'or ou au cuivre. On en trouve en grandes quantités dans le monde entier ; les gisements d'Espagne, du Portugal et de l'île d'Elbe sont particulièrement considérables. La pyrite est rarement exploitée comme minerai de fer, excepté dans les pays qui en manquent, en raison de la difficulté à extraire le soufre. Elle est principalement utilisée dans la production commerciale d'acide sulfurique et des sulfates de cuivre ou de fer.

Dans notre travail nous allons procéder à la valorisation de la pyrite de Hâabet El Hamra par la flottation.

Le réserve de minerai pyritique est de l'ordre de 16.8 millions de tonnes de teneur moyenne 8.43% en soufre pyritique.

Le complexe de Kherzet Youcef traite le minerai provient de la mine de Chaabet El Hamra pour extrait le Zinc.

Dans la partie expérimentale nous allons procéder à cet enchaînement des opérations.

Préparation mécanique du minerai :

Echantillonnage, Concassage, Broyage, Criblage.

Enrichissement :

- Variation du temps de flottation, variation de la concentration de collecteur, variation du pH du milieu
- Analyses chimiques ; dosage de la pyrite, dosage du Zinc,
- Conclusion générale : A la fin de l'étude nous allons proposé un schéma de flottation.

Chapitre 7

LE GISEMENT DE CHAABET EL HAMRA
LE GISEMENT DE CHAABET EL HAMRA

ET

LA LAVERIE DU KHERZET YOUCEF

PARTIE THEORIQUE

1.1 INTRODUCTION

Le complexe de KHERZET YUCEF se trouve au-dessus de la mine de KHERZET YUCEF, ce dernier est un gisement plombo-zincifère, connu depuis le début du siècle grâce à l'affleurement en chapeau de fer des couches minéralisées.

L'exploitation du gisement a commencé en 1906.

En octobre 1975 et jusqu'à 1979, la société BULGARE «BULGAROGÉ OMIN» a effectué le dénoyage de la mine et a construit le complexe minier.

Après l'inondation de la mine de Kherzet Youcef en juin 1990 et l'ouverture de gisement de Chaabet El Hamra zincifère, le complexe produit seulement du concentré du zinc.

1.2 SITUATION GEOGRAPHIQUE

Le gisement zincifère de Chaabet El Hamra se localise sur le territoire de Setif, à une cinquantaine de Km au sud de la Wilaya, et se limite par le village de AIN AZEL au côté Sud Est. Ses coordonnées sont :

5° 31' 25" de longitude Est

35° 50' 15" de latitude Nord

A 10 Km à l'ouest du gisement, dans le bord Ouest de la dépression d'AIN AZEL se trouve le complexe de Kherzet Youcef. Le site est facilement accessible par la route goudronnée qui traverse le village d'AIN AZEL. cette même route relie le gisement à la laverie. Parallèlement à la route passe une ligne de transmission d'électricité de 30 KV. L'électricité, l'eau, une main d'œuvre qualifiée, sont disponibles sur le site de l'exploitation.

1.3 GEOLOGIE DU GISEMENT

1.3.1 CONTEXTE GEOLOGIQUE

Le gisement de Chaabet el Hamra fait partie de la zone métallogénique du HODNA au raccordement tectonique de trois structures distinctes qui sont :

Le secteur Est de l'Atlas Tellien.

Le secteur Sud de l'Atlas Saharien, un massif médien (Mole de AIN MLILA).

La structure géologique du gisement montre la réunification des dépôts de volangien, du Hautérinien, Barrenien inférieur et moyen, de l'Aptien supérieur (plus répandu) du Miocène et du Quaternaire. Le gisement est caractérisé par cinq corps de minerai à allure stratoïde, dont deux renferme 95% des réserves du minerai zincifère et 99% de minerai pyriteux.

Le gisement de Chaabet El Hamra est de type stratiforme de faible pendage (15° à 20°).

1.3.2 STRUCTURE DU GISEMENT ET ACCIDENTS CASSANTS

Le gisement de Chaabet el Hamra est affecté par des dislocations représenté principalement par les failles suivantes.

LA FAILLE CENTRALE : Elle est normale avec pendage de minerai sud est d'environ 72° .

LA FAILLE LATITUDINALE : c'est une faille normale à pendage du minerai Nord 275° à 280° , elle est dérivée de la faille centrale, entres les profits 13 et 14.

LA FAILLE Est : c'est une faille normale arquée de direction submeridienne, l'amplitude verticale de son rejet est de 80 m, elle est dérivée de la faille centrale.

LA FAILLE Ouest : l'amplitude de son rejet atteint les 100m, c'est une faille normale en escaliers, le pendage de son miroir est 70° à 85° .

L'ensemble des failles a subdivisé l'aire du champ minier en trois blocs structuraux

LE BLOC Est : délimité de trois cotés par les failles Est, latitudinale et ouest. Ce bloc est ouvert du coté sud. Il est représenté sur le plan plicatif un branchyanticlinal de

$1200 \times 800 \text{ m}^2$

LE BLOC CENTRAL : il est compliqué sur le plan structural et se délimité par les failles centrales et latitudinale sous forme d'un angle aigu.

LE BLOC Ouest : le contenu de ce bloc n'est pas encore clair à cause des épais dépôts sédimentaire quaternaire. Il est localisé au Nord Ouest de la faille centrale.[9]

1.1.3 STRATIGRAPHIE

La stratigraphie du gisement est principalement représentée par les dépôts de Crétacé inférieur.

La colonne stratigraphique détaillée du secteur avoisinant le gisement de Chaabet el Hamra est représenté par la figure 4

En ce qui concerne les minéralisations zincifères d'intérêt économique, elles sont représentées à la partie inférieure du Hautervien.[1]

Tableau 1 : stratigraphie du secteur avoisinant le gisement de Chaabet El Hamra

période	époque	Lithologie
QUATERNAIRE		Gravier, sables et argile non consolidés
TERTIAIRE	Néogène	Calcaire bioclastique, conglomérats grès ferrugineux
CRETACE	Cénomanién	Calcaire, grès clair, conglomérats
	Albien	Calcaire détritique marneux en alternance de bancs minces et épais
	Aptien	Dolomie et calcaire, grès calcaireux, calcaires organogènes et grès
	Barremien	Calcaire à intercalation d'argilites, dolomie grasseuse avec marnes
	Hautervien	Dolomies, minéralisation Zincifère d'intérêt économique
	valangien	Calcaires noires avec passage de grès, grès avec marne et dolomies

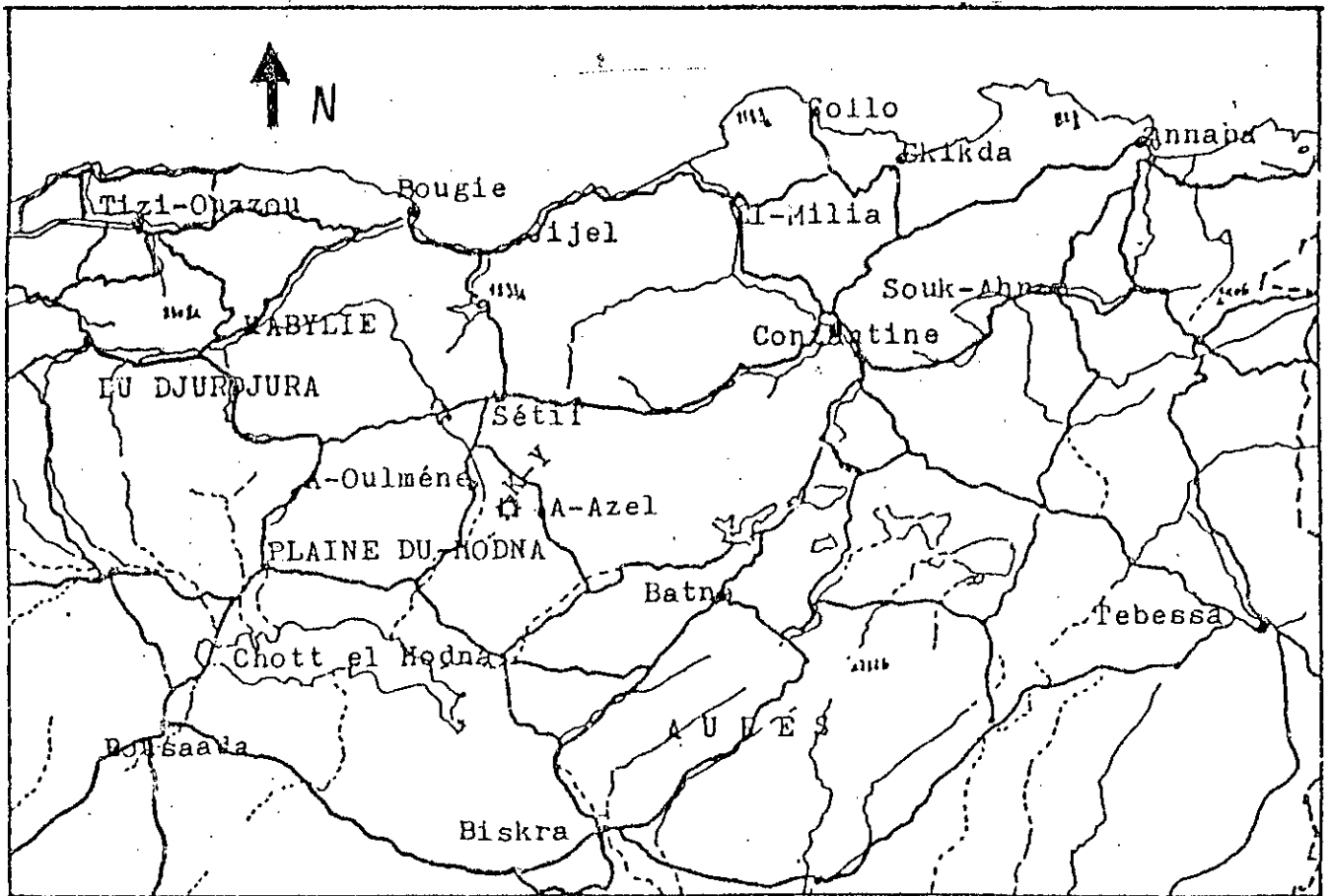


Fig 1
Situation géographique de la région

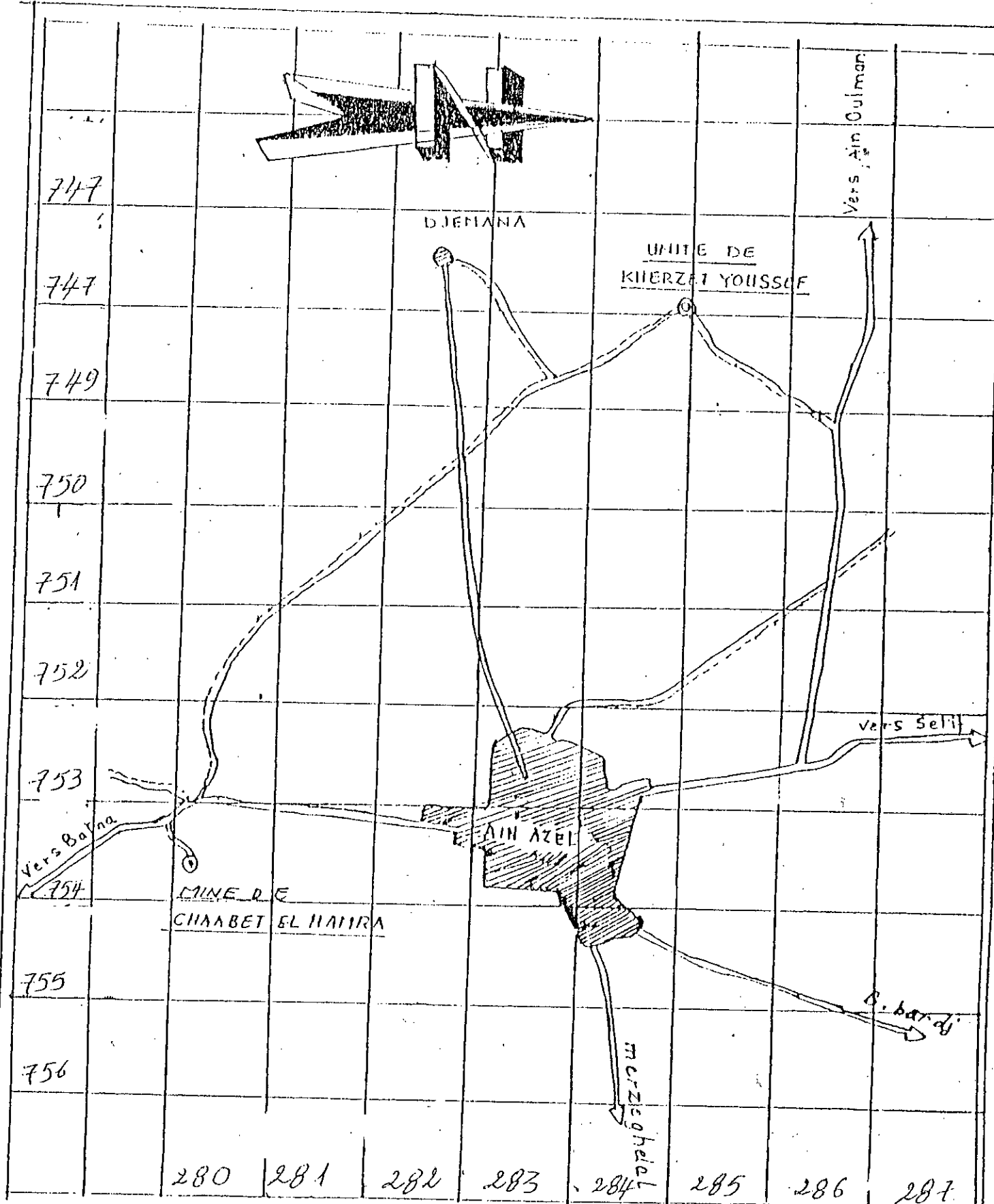
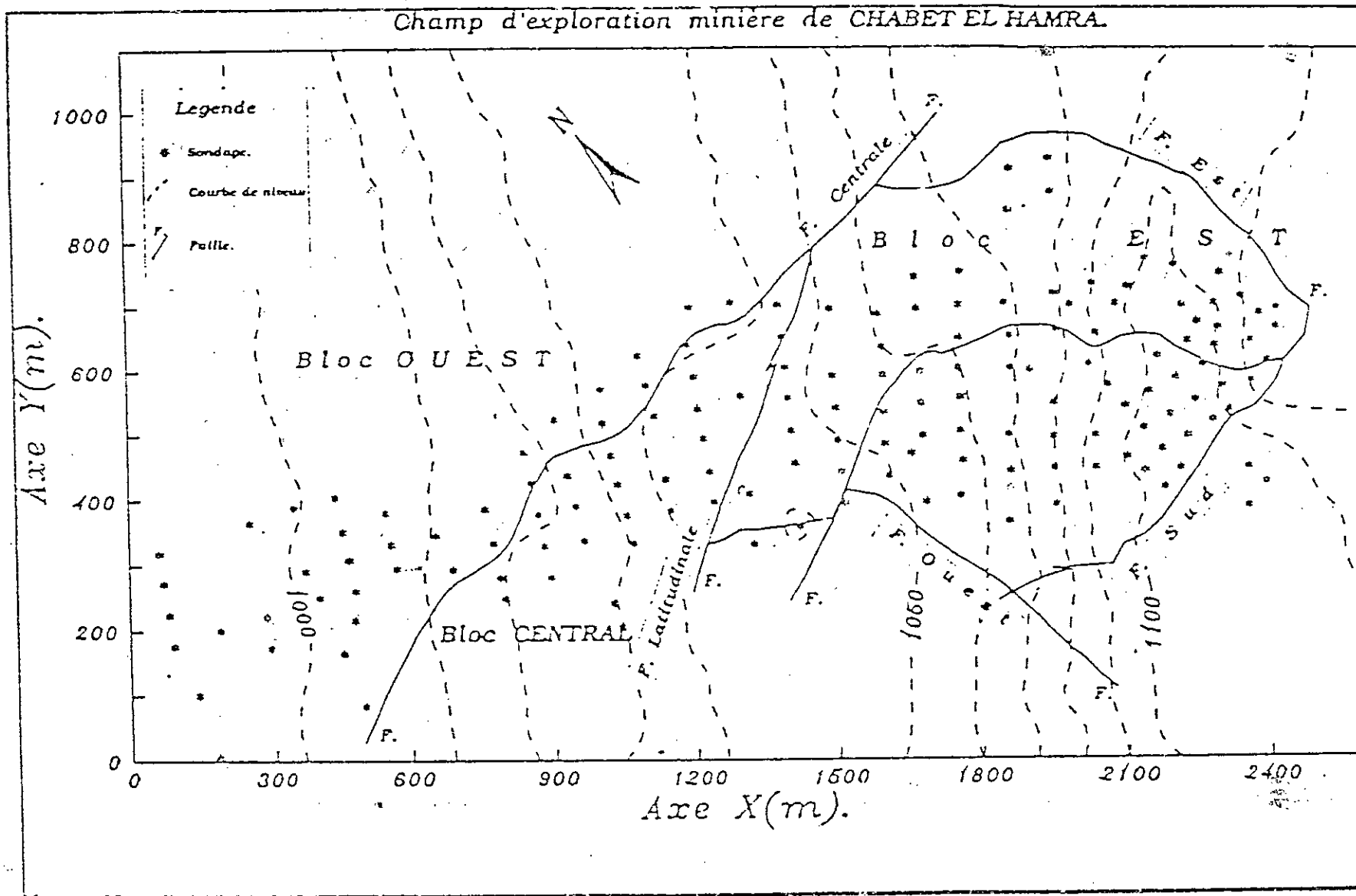


Fig 2 : PLAN DE SITUATION [9]

LEGENDE
 == ROUTE GONDROUNNE
 --- PISTE

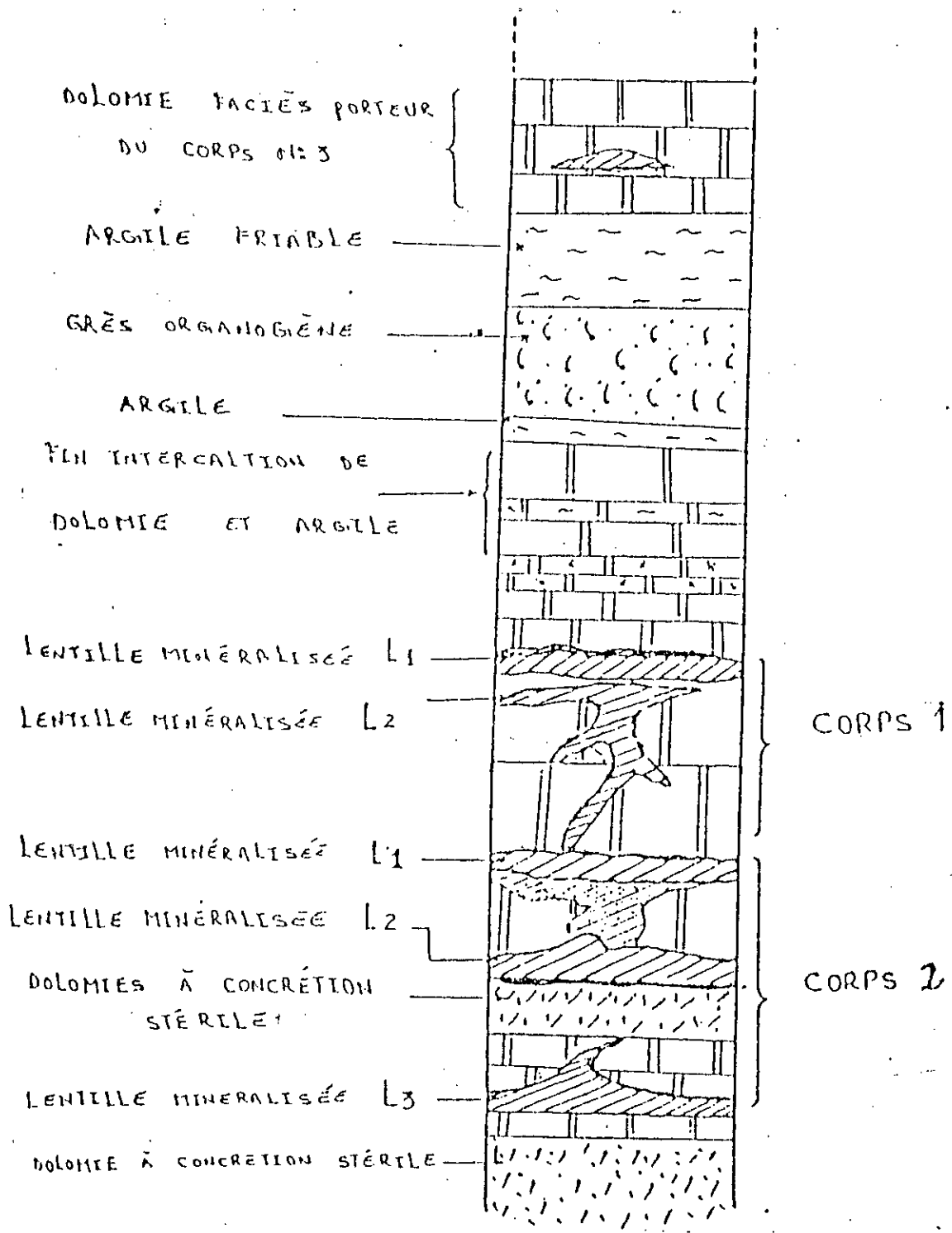
ECHELLE: 1/50000



le Gisement de Chabet El Hamra et la Laverie de Kherzet Youcef

CHAPITRE I

Fig. 3
Dislocation Cassantes du Gisement de Chaabet El Hamra



colonne stratigraphique ORGM

1.4 COMPOSITION MINÉRALOGIQUE

Les analyses minéralogiques, effectuées au laboratoire de l'entreprise «O.R.G.M» sur des prélèvements d'échantillons au niveau de plusieurs sondages carottants, et au laboratoire de «ENP» sur du tout-venant sous forme de bloc de dimension 200 mm, a permis de conclure que les principales minéralisations incluses dans le minerai de gisement de Chaabet El Hamra sont :

LA BLENDE : elle se présente en générale sous forme d'agrégat monocristallins, de dimension 10 mm ou en cristaux clastiques isolés de dimension 0.08 à 0.3 mm. Elle est liée à la présence de pyrite, de la marcassite et de la dolomie secondaire.

La présentation de la blende dans les dolomies encaissantes est irrégulière. Les corps supérieurs pyriteux sont riches en zinc. La blende est présentée dans les trois principaux corps porteurs de la minéralisation.

LA PYRITE : système de cristallisation cubique, dureté 6 à 6.5, se décompose dans HNO_3 , (Fe = 46.55%, S 53.45 %) , elle apparaît sous 03 formes

- 1- en grains fins xenomorphes, disséminées dans la dolomie 1
- 2- en agrégats (0.3 à 0.5 mm)
- 3- en filonnets de 10 à 15 cm de longueur

Les diverses formes de la pyrite retracent les étapes de la recristallisation.

La pyrite de la première génération se présente sous forme de cristaux disséminés dans la Gange de la dolomie 1 (0.05 mm).

La pyrite de deuxième aire se présente sous forme d'agrégats cristallins aplatis.

Les cristaux sont subautomorphes (de 0.3 à 1.2 mm).

LA MARCASITE : (FeS_2) Orthorhombique

Elle se présente sous forme d'agrégats cristallins aplatis.

LA GALENE : Elle est peu fréquente, se trouvant parfois en association avec la barytine, en cristaux subautomorphes aussi bien sous forme d'inclusions dans la dolomie blanche.

L'HEMATITE : Elle très abondante, parfois associée à la barytine.

LA BARYTINE : Elle se rencontre rarement, elle se présente sous la forme de filonnets de composition monominérale formant des nids dans les minerais pyriteux de couleur blanchâtre, elle forme des agrégats avec une structure tubulaire en masse lamellaires et en rasettes.

LA DOLOMIE : Elle constitue une teneur importante dans la constitution de la Gange des corps minéralisés et formant des roches encaissantes.

On distingue deux générations de dolomie :

La dolomie 1 précoce et la dolomie 2 tardive (cristaux plus grands), elle présente des formes en nids, en nodules et en filonnets, de couleur blanchâtre. Elle est postérieure à la formation de la Blende, elle fait partie des roches encaissantes. [9]

1.5 RESERVE EN ZINC ET PYRITE :

RESULTATS DU CALCUL SUIVANT LES GROUPES ET CATEGORIES DES RESERVES :

Les réserves comprenant les principaux corps de minerai 1,2,3 est fait séparément pour les types de minerais (Zincifères et pyriteux) et quant au minerais Zincifères. Pour les groupes de réserves (exploitables et non exploitables), les réserves sont classées en catégories C1 et C2. Les réserves des lentilles se localisant dans le mur et dans le toit des corps de minerai.

Les réserves générales des minerais exploitables et non exploitables totalisant les catégories C1 + C2 comportent 24496.3 mille tonnes , dont :

7676.2 milles tonnes (31.3%) en minerais de Zinc et ;

16820.1 milles tonnes (68.7 %) en minerais pyriteux.

La répartition des réserves générales du minerai des catégories C1 + C2 suivant les corps du minerai sont indiqués dans le tableau (2).

Tableau 2

Corps de minerais	2 Réserves minerais					
	Absolu mille T	Relative %	zincifères		Pyriteux	
			Absol mille T	Relative %	Absol mille T	Relative %
Corps de minerais 1	11847.4	48.4	4174.8	54.4	7672.6	45.6
Corps de minerais 2	11175.1	45.6	3229.4	42.1	7945.2	47.2
Corps de minerais 3	1474.8	6.0	272.0	3.5	1201.8	7.2
Total pour le gisement	24496.3	100	7676.2	100	16820.1	100

Le tableau (2) montre que le gros des réserves du gisement se concentrent dans les corps de minerais 1 et 2 en quantités à peu près égales (48.4%, 45.6%). La réserve du corps de minerais 3 ne font que 6% des réserves générales du gisement. Le gros des réserves de minerais de zinc se concentre dans le corps de minerais 1 → 54.4%.

Le corps de minerais 2 en renferme 42.2% et le corps de minerais 3 → 7.5%.

Les réserve de minerais pyriteux sont aussi réparties en quantités à peu près égales entre les corps de minerais 1 et 2 (45.6 %et 47.2 % respectivement).

Rien que 7.2 % de ces réserves restent pour la part du corps de minerais 3.

La répartition des réserves générales du gisement par catégories et les rapports entre ces divers figurent dans le tableau (3).

TABLEAU 3

Types de minerais	3 Réserves minerais					
	C1 + C2		C1		C2	
	Absol mille T	Relative %	Absol mille T	Relative %	Absol mille T	Relative %
Zincifères	7676.2	100	5908.4	77.0	1767.8	23.0
Pyriteux	16820.1	100	12052.9	71.7	4767.2	28.3
Total pour le gisement	24496.3	100	17961.3	73.3	6535.0	26.7

Les travaux géologiques de prospection et d'évaluation menées jusqu'en 1988 ont permis d'évaluer les réserves du gisement, selon les différentes minéralisations et catégories.

a/ minerais minéralisation Pb et Zn :

6139250 tonnes comme suite :

708167 tonnes en C1

5431083 tonnes en C2

avec des teneurs moyennes de 0.09% en Pb et 4.26% en Zinc

b/ minerais pyritiques : C1 + C2 3001 405 tonnes avec une teneur moyenne de 8.43% en soufre pyritique.[9]

SECTION DE BROYAGE ET CLASSIFICATION :

Le broyage et la classification visent à relever les particules minérales et ce qui garantit les conditions optimales à obtenir. Une récupération au maximum des parties intégrantes utiles avec la qualité le plus haut possible, et une consommation de réactifs et d'énergie minimale.

Le procédé de broyage s'effectue en 2 Etapes (phases).

1/ par un broyeur à boulets fonctionnant en cycle fermé avec un classificateur monnospirale.

2/ par un broyeur à boulets fonctionnant en cycle fermé avec des hydro-cyclones et destinés aux produits intermédiaires après la flottation principale de plomb. Le broyeur est alimenté avec le minerai brut provenant directement du concassage.

La capacité du premier broyeur est 15,43 t/h, les boulets utilisés de diamètre 80 – 90 mm et la charge broyante est 30 – 40%.

Le deuxième broyeur à boulets fonctionne en cycle fermé avec un hydro-cyclone de diamètre 350 mm et une cuve destinée à la séparation de la pulpe par densité.

A noter qu'actuellement le deuxième broyeur et hydro-cyclone sont suspendus.

SECTION DE FLOTTATION ET FILTRATION :

Le schéma de flottation est sélectif direct, composé du cycle plomb et celui du Zinc. Le cycle du plomb est actuellement suspendu parce que le tout-venant est un minerai de Zinc et Soufre pyritique.

Le cycle de Zinc est précédé par une agitation, en vue de permettre au sulfate de cuivre de libérer les grains minéraux de Zinc. Le cycle comprend une opération principale, une de contrôle et trois epurages. La capacité de production du flux de la pulpe est 0.60 m³/mn et la durée de flottation pour l'opération principale est 42 mn .

Le drainage des concentrés vers les épaisseurs se fait par l'intermédiaire des pompes. Après épaisissage, les concentrés sont aspirés par des pompes à membranes et dans des filtres à tambours s'effectue la filtration des produits (voir le schéma qualitatif). [7]

1.5 TRAITEMENT DU MINERAI DE CHAABET EL HAMRA DANS LE COMPLEXE DE KHERZET YUCEF DE

L'usine d'enrichissement du complexe Minier de Kharzet Youcef est conçue pour le traitement du minerai Zinc/Plomb provenant de Kharzet Youcef. Le schéma technologique inclus le concassage en 2 étapes, et la flottation après broyage en 2 étapes. La capacité maximale de travail de l'usine est le traitement de 100 000 tonnes de minerai humide.

SECTION DE CONCASSAGE ET DE CRIBLAGE :

L'installation de préparation du minerai est conçue pour fonctionner à une cadence de l'ordre de 400 t/jour. La réduction du tout-venant de (0 – 400 mm) jusqu'à (0 – 20 mm) s'effectue en 2 étapes.

A/Première étape : (obtention de la classe 0 – 80 mm)

Une foi déversée dans la trémie de réception d'un volume de 30 m³, le minerai est introduit dans un concasseur à mâchoires, par l'intermédiaire d'un alimentateur électro-vibrant. Cet alimentateur comporte un crible à barreaux de mailles (80 x 300), permettant d'éliminer le produit inférieur à 80 mm

B/ deuxième Etape : (obtention de la classe 0 – 20)

Les produit issus du concasseur à mâchoires et du crible sont acheminés à l'aide d'un transporteur à bande d'une longueur de 82 m vers le crible vibrant de type Symois à mailles (20 x 160 mm). La classe supérieure à 20 mm est dirigée vers le concasseur à cône, cet appareil fonctionne en cycle fermé avec le crible vibrant, le produit concassé est déversé sur le transporteur à bande. Le produit éliminé par le crible représente ainsi le minerai préparé pour le traitement, est stocké dans 2 trémies métalliques d'une capacité de 25 tonnes chacune. De ces trémies, le minerai est acheminé vers le corps principal de la laverie par l'intermédiaire du convoyeur à bande de longueur 45 m.

A noter que sur le premier convoyeur à bande sont installés :

Un détecteur de fer et un électro-aimant. Ceci en vue d'éliminer toutes traces de métal mélangé avec le minerai, et qui pourrait occasionner les pannes au niveau des installations.

CHAPITRE 2

TRAITEMENT TRAITEMENT

2.1 LA PREPARATION MECANIQUE

2.1.1 ECHANTILLONNAGE

Du prélèvement en tranchée ou en mine on passe à l'échantillon par une série de réductions et de concassage ou broyages étagés. Le prélèvement, placé sur une tôle épaisse coupante toujours de gros morceaux. On les concasse à la masse et on remue bien le tas. On divise ce tas en quatre parts égales (quartage). On conserve les secteurs opposés 1 et 3 et on écarte 2 et 4, qui rentrent éventuellement dans le circuit usine. On reconcasse 1 et 2 à un calibre plus petit, si par exemple, à l'usine du premier concassage tous les morceaux passent dans un anneau de 10 centimètres de diamètre au deuxième les morceaux seront réduits à ≤ 5 centimètres ou à la taille d'une noix. On mélange à nouveau et l'on redivise en 4. Ces opérations sont répétées jusqu'à l'obtention d'un échantillon de quelques kilogrammes.

Au laboratoire d'analyse cet échantillon sera broyé fin sur le broyé soigneusement homogénéisé, on prendra un échantillon final de quelques grammes seulement.

Tout autant que le prélèvement, le quartage nécessite beaucoup de soin. Mais quelque soit le soin, on ne peut triompher une difficulté majeure : homogénéiser un tas comportant des fines denses et riches qui tombent au fond et des morceaux plus cohérents et pauvres.

2.1.2 CONCASSAGE

Définition :

Le concassage est un processus de réduction de dimensionnement de bloc de minéraux, à l'aide de force extérieure, le tout venant doit être de dimension supérieure à 5 mm, le processus de concassage est caractérisé par le degré de concassage R.

Le degré de concassage et le rapport des dimensions du minerai avant et après concassage

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

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

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

2.1.4 TAMISAGE

Le tamisage à sec pour être efficace doit s'effectuer sur une machine qui admet une colonne comprenant plusieurs tamis (ainsi, la machine RO-TAP admet-elle 6 tamis). On a intérêt à utiliser une série de tamis encadrant au mieux la tranche granulométrique choisie le travail ultérieur. De la sorte, en cas d'erreur sur le choix de cette tranche, on a toujours recours aux tranches immédiatement voisine. Par ailleurs le début d'opération surtout, on évitera la surcharge des tamis supérieurs Si l'on a retenu la tranche 150-200 mèches (0.104 – 0.074 mm), Il est important de disposer de tamis de 270 mèches (0.053 mm) dans la colonne de tamisage, en effet, bien que le travail soit difficile sur la tranche 200-270 mèches (0.074 – 0.053), il est possible qu'on ait besoin d'y recourir.

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

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

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

Les différents types de concasseurs sont illustrés dans les figures 11, 12, 13, 14, 15.

2.1.3 BROYAGE :

Définition : Le broyage est l'opération qui permet la réduction de la matière de l'état granuleux à l'état de poudre de finesse déterminée, au moyen de divers appareils travaillent par effet de choc, d'écrasement ou d'usure. De nombreuses industries utilisent les techniques du broyage poudres buts divers. En cimenterie, il s'agit seulement de développer la surface de la matière, pour faciliter les réactions physico-chimiques.

CLASSIFICATION DES BROYEURS

Suivant les forces qu'ils mettent en jeu, les broyeurs peuvent être classés de plusieurs catégories :

Les broyeurs agissant par écrasement lent tels que : les broyeurs à meule, les broyeurs pendulaires (broyeur Raymond, griffin), les broyeurs à galets (broyeurs LOESCHE) les broyeurs à billes

Les broyeurs agissant par écrasement de chocs, tels que Bocard (pilons) ou broyeurs à cascade.

Les broyeurs agissant par percussion tels que les broyeurs à marteaux

Les broyeurs agissant par écrasement rapide avec effet de cisaillement tels que les broyeurs à chute (broyeurs à barres et broyeurs à boulets).

Les différents types de broyeurs sont illustrés dans les figures 7, 8.

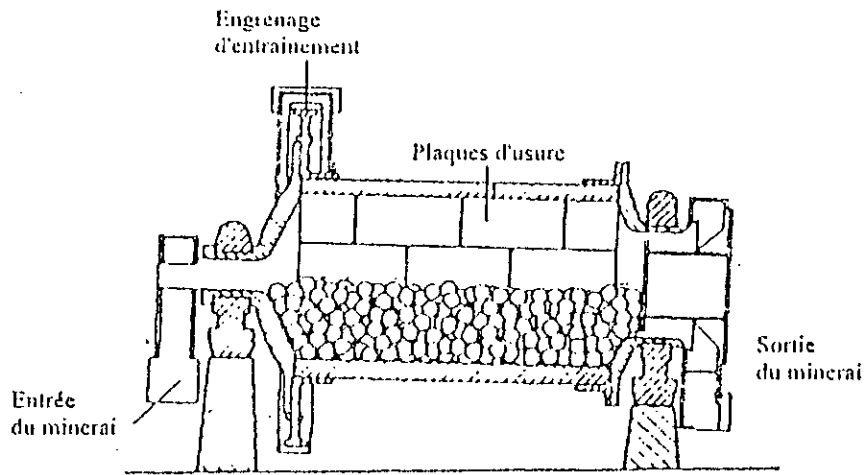


Fig. 7 Broyeur à boulets

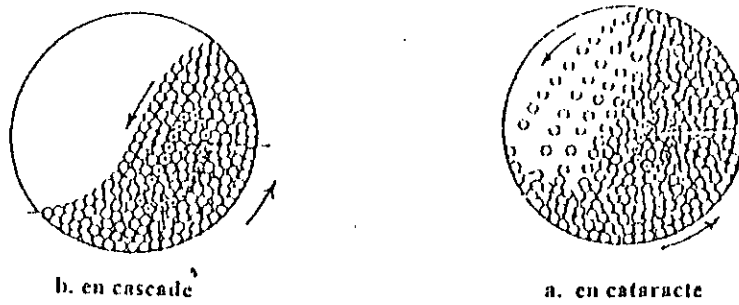


Fig. 8 broyeur à chute

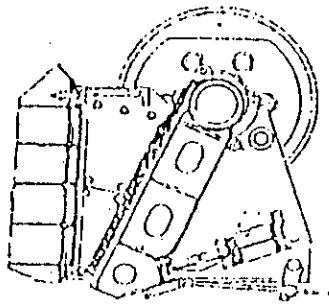


Fig. 11 C.A. machoires à simple bielle

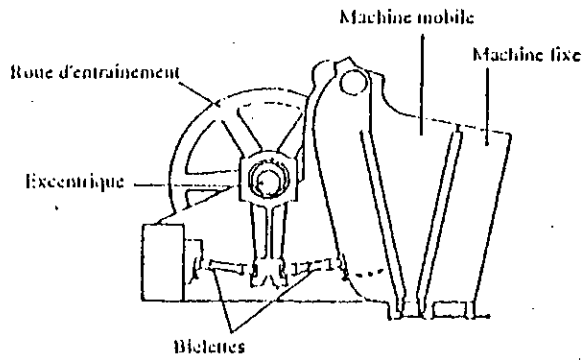


Fig. 12 C.A. machoires à double bielle

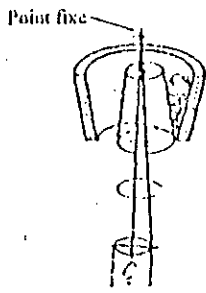


Fig. 13 Concasseur giratoire - Principe -

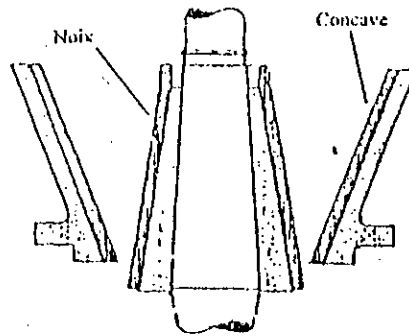


Fig. 14 Concasseur giratoire primaire

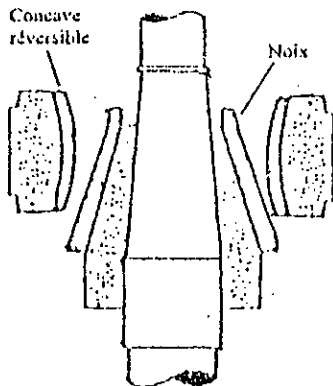


Fig. 15 Concasseur giratoire secondaire

2.2 LES METHODES D'ENRICHISSEMENTS

2.3 .2.2.1 INTRODUCTION

Une fois que les espèces minérales sont suffisamment libérées, il convient de séparer pour obtenir un ou plusieurs concentrés. Pour les différencier entre elle, il est possible de faire appel à la densité, la couleur, à la forme, aux propriétés magnétiques, aux propriétés superficielles la radioactivité, aux propriétés chimique des diverses particules. (3)

TAB. LEAU 4 : les différentes méthodes d'enrichissements

Propriétés physiques de masse	Forme Couleur Radioactivité Densité Magnétisme	Vitesse de sédimentation, force de frottement Triage à la main ,par fluorescence par lumière réfléchie Triage par comptage sur bandes transporteuses Vitesse de sédimentation dans un fluide Déviation ou collage par un champ magnétique
Propriétés physiques de surface	Résistance électrique superficielle	Déviation ou collage par un champ électrostatique et effet corona. rapidité d'échange des charges électriques superficielle Fixation de minéraux hydrophobes à une phase gazeuse finement dispersée (flottation).
Propriétés chimiques	Grillage Solubilité	Transformation des espèces minérales par grillage oxydant, réducteur, sulfatant ou chlorurant Mise en solution des minéraux par des solutions acides ou basiques et récupération des ions en solution par précipitation électrolyse ou échange ionique

2.2.2 FLOTTATION

2.2.2.1 INTRODUCTION

La flottation est une méthode de séparation de solides qui utilise des différences de propriétés des interfaces entre les solides, une solution aqueuse et un gaz (habituellement l'air). Dans certains cas, et en particulier dans le traitement des eaux usées, la flottation est un procédé de séparation solide/liquide.

2.2.2.2 PRINCIPE DE LA FLOTTATION

Il peut être décrit de la manière suivante :

Les particules solides que l'on désire séparer, et qui doivent être idéalement constituées d'une seule phase, sont mises en suspension dans l'eau. On traite tout d'abord cette pulpe avec certains réactifs chimiques (ce qui constitue la phase de conditionnement) dont le rôle est de rendre hydrophobe la surface de certains solides, de manière à ce qu'elle ait une plus grande affinité pour l'air que pour l'eau.

Parmi, les réactifs qui sont connus sous le nom de modificateur, et sont utilisés afin de rendre sélective l'action du ou des collecteurs par activation ou par dépression. On dit qu'un solide est activé lorsque ne flottant pas avec une combinaison donnée de réactif comprenant un collecteur, l'addition d'un nouveau réactif (activant) le fait flotter.

On dit qu'un solide est déprimé lorsque, flottant avec une combinaison donnée de réactifs, l'addition d'un nouveau réactif (le déprimant) l'empêche de flotter.

A la fin de la phase de conditionnement, la surface des particules constitués de la phase solide que l'on désire séparer est seule devenue hydrophobe, ce qui permet de réaliser une flottation différentielle (séparation des sulfures entre eux ou les oxydes entre eux, par exemple).

La pulpe ainsi conditionnée est alors introduite dans des cellules de flottation, c'est à dire des réacteurs munis d'agitateurs, de diaphragmes ou d'électrodes qui dispersent ou engendrent des bulles d'air dans la suspension. Les bulles d'air dont la dimension est contrôlée par le mode d'introduction, l'agitation et la présence d'un agent surfactant à l'interface liquide/gaz (le moussant), vont se fixer sur les particules dont la surface est hydrophobe. Sous l'action de la poussée d'archimède résultante, l'ensemble (particule+bulle) flotte à la surface de réacteur.

Suivant la quantité et le type de moussant, on peut former une écume dynamiquement stable à la partie supérieure de la cellule de flottation, dans laquelle vont se rassembler les particules flottent. L'écume enrichie en phase solide à séparer peut être enlevée de la cellule afin de former le concentré de flottation.

La flottation peut être décomposée en certain nombre d'opérations élémentaires :

A/ Adsorption de surfactants à l'interface solide/solution aqueuse, afin de conférer une hydrophobicité suffisante à cette interface.

B/ Modulation de l'adsorption de ces surfactants.

C/ Contact entre les particules solides et les bulles d'air.

D/ Transfert de l'agglomérat élémentaire (particule/bulle) dans écume.

Les phénomènes de base de la flottation peuvent ainsi s'interpréter en termes de chimie-physique des surfaces. Mettant en jeu trois interfaces, l'interface (solide/liquide, liquide/gaz, solide/gaz). Le liquide, en tous états de cause, est une solution aqueuse, et le gaz, l'air à la pression ambiante.

2.2.2.3 HYDROPHOBICITE DE SURFACE //

La notion d'hydrophobicité de surface à une importance majeure dans la compréhension du phénomène élémentaire de la flottation, qui est le contact entre une bulle d'air et la surface d'un solide dans un liquide, elle peut être conçue relativement simplement lorsque l'on s'attache au modèle de figure (6).

L'équilibre énergétique est obtenu pour l'équation de YOUNG-DUPRE :

$$\gamma_{sg} - \gamma_{sl} = \gamma_{lg} \cos\theta$$

Le critère d'hydrophobicité est :

$$\gamma_{sg} - \gamma_{sl} > \gamma_{lg} \text{ ou } \theta > 0$$

En pratique, des angles de contacts θ de l'ordre de 30° sont nécessaires pour assurer l'hydrophobicité nécessaire à la flottation.

Bien que la relation de YOUNG-DURPE donne en principe une méthode de caractérisation du système des trois phases présentes en flottation, son utilisation en recherche, aussi bien

qu'en application industrielle, tend à disparaître en raison des grandes difficultés expérimentales qui se présentent dès que l'on cherche à contrôler toutes les conditions pratiques des mesures.

Les phénomènes qui ont lieu lorsqu'une bulle d'air approche d'une surface hydrophobe ou hydrophile (c'est à dire lorsque le film d'eau qui est en contact avec le solide voit son épaisseur diminuer) ont été étudié par de nombreux chercheurs. il est nécessaire d'en présenter très rapidement les résultats afin de ne pas revenir sur ces questions :

Au voisinage et au contact d'un solide hydrophile, l'épaisseur du film peut descendre jusqu'à des épaisseurs aussi faibles que 0.1 micron mètre (dans l'eau pure) sans qu'il y ait rupture ; pour des surfaces solides ayant un angle de contact strictement nul, le film de contact est susceptible de résister à la compression d'une bulle d'air ;

Par contre, lorsque la surface est hydrophobe, après amincissement du film par des phénomènes hydrodynamiques, on observe une rupture de la couche d'eau, qui devient instable, ce phénomène est plus ou moins rapide suivant la valeur de l'angle de contact entre les bulles d'air et les solides sont relativement brefs pour les régimes turbulents prévalant dans les cellules de flottation (de l'ordre de 10^{-3} s).

Ce qui impose un minimum à la valeur de l'angle de contact nécessaire pour observer une cinétique favorable de flottation.

On considère habituellement qu'un angle de contact de 30 à 40° est suffisant. (10)

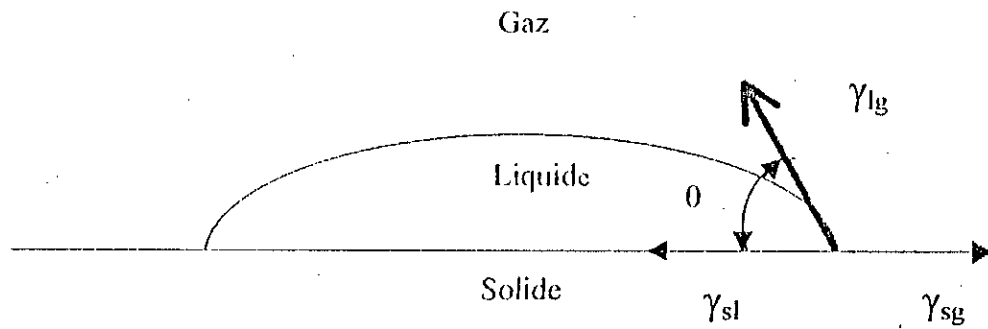


Fig. 16. Angle de contact pour un système solide-liquide-gaz selon Young-Dupré [10]

γ_{sg} énergie interfacielle solide/gaz

γ_{sl} énergie interfacielle solide /liquide

γ_{lg} énergie intefacelle liquide/ gaz

θ angle de contact



Fig. 17

Une bulle d'air entourée par des particules de minerai

2.2.2.4 REACTIFS DE FLOTTATION

2.2.2.4.1 ROLES ET CARACTERISTIQUES GENERALES DES REACTIFS :

La destination des réactifs consiste à modifier d'une manière dirigée, l'énergie superficielle sur l'interphase des trois phases (liquide, solide, gazeuse), dans le but de changer l'indice de flottabilité des minéraux à séparer, le nombre et la taille des bulles d'air, la solidité et la stabilité de la mousse. La flottation se caractérise par la possibilité de pouvoir utiliser une gamme de réactifs, par l'élaboration de nouveaux réactifs et par différentes combinaisons. Ce qui par conséquent de pouvoir perfectionner cette méthode.

Les réactifs peuvent être naturels ou artificiels, les uns créent avec la phase liquide une solution, tandis que les autres dissolvent très faiblement, formant des émulsions.

On regroupe les réactifs utilisés dans la flottation en deux classes :

Les réactifs de flottation, en contact direct avec la surface des minéraux.

Les réactifs de flottation, agissant sur la surface de séparation «gaz-liquide»

Les réactifs de flottation de la première classe se subdivisent en :

Collecteurs

Déprimants

Activants

Régulateurs

Les réactifs de flottation de seconde classe concernent les moussants

2.2.2.4.2 LES COLLECTEURS

Se sont des molécules non-polaires, qui forment à la surface des minéraux un film monomoléculaire. La partie non polaire est orientée vers l'eau, ce qui diminue l'angle de contact des minéraux ainsi immergés, tandis que la flottabilité augmente. En tant que collecteurs, on utilise le plus souvent pour les minéraux sulfurés :

2.2.2.4 REACTIFS DE FLOTTATION

2.2.2.4.1 ROLES ET CARACTERISTIQUES GENERALES DES REACTIFS :

La destination des réactifs consiste à modifier d'une manière dirigée, l'énergie superficielle sur l'interphase des trois phases (liquide, solide, gazeuse), dans le but de changer l'indice de flottabilité des minéraux à séparer, le nombre et la taille des bulles d'air, la solidité et la stabilité de la mousse. La flottation se caractérise par la possibilité de pouvoir utiliser une gamme de réactifs, par l'élaboration de nouveaux réactifs et par différentes combinaisons. Ce qui par conséquent de pouvoir perfectionner cette méthode.

Les réactifs peuvent être naturels ou artificiels, les uns créent avec la phase liquide une solution, tandis que les autres dissolvent très faiblement, formant des émulsions.

On regroupe les réactifs utilisés dans la flottation en deux classes :

Les réactifs de flottation, en contact direct avec la surface des minéraux.

Les réactifs de flottation, agissant sur la surface de séparation «gaz-liquide»

Les réactifs de flottation de la première classe se subdivisent en :

Collecteurs

Déprimants

Activants

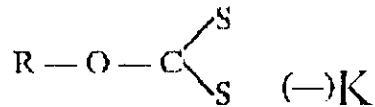
Régulateurs

Les réactifs de flottation de seconde classe concernent les moussants

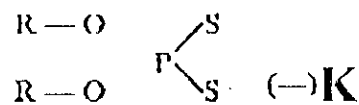
2.2.2.4.2 LES COLLECTEURS

Se sont des molécules non-polaires, qui forment à la surface des minéraux un film monomoléculaire. La partie non polaire est orientée vers l'eau, ce qui diminue l'angle de contact des minéraux ainsi immergés, tandis que la flottabilité augmente. En tant que collecteurs, on utilise le plus souvent pour les minéraux sulfurés :

LES XANTHOGENATES :



LES DITHIOPHOSPHATES :



LES DITHIOCARBONATES



R : radical alcool

2.2.2.4.3 LES AEROFLOTE (acide cresylthiophosphoriques) :

Possédant également des qualités moussantes. Certaines recherches sur le mode d'action de ces corps ont montré que :

Le soufre se fixe sur la galène

le radical alcool est hydrophobe

l'angle de contact augmente avec le nombre d'atomes de carbone du radical alcool

L'épaisseur du film formé sur le minéral est bien de l'ordre de grandeur de la molécule.

L'hypothèse de LAMGMUIR précise que les molécules du collecteur sont orientées perpendiculairement à la surface avec radical hydrocarboné (non-polaire) vers l'extérieur, ses résultats confirment bien cette hypothèse

Pour les minéraux oxygénés, on utilise en tant que collecteurs, des acides gros et leurs sels alcalines, c'est l'élément COOH qui vient se fixer à la surface du minéral.

2.2.2.4.4 LES MOUSSANTS

Pour la flottation il est nécessaire de disposer d'un grand nombre de bulles fines et d'avoir une écume assez stable que l'on puisse évacuer avant que les particules du minéral rechutent.

bulles intérieurs et l'écume de surface sont ainsi plus stables. On évite de prendre des moussants fournissant une tension superficielle trop basse, l'angle de contact augmente donc la flottabilité des minéraux serait de la sorte diminuée, (ce sont les agents moussants «sélectifs»). D'autre part un moussant ne doit pas posséder de pouvoir collecteur propre, les deux facteurs doivent être indépendants, pour faciliter la régulation des unités.

Les moussants chimiques sont :

L'huile de pin, avec une consommation de 20-80 g/tonne de minerai traité.

Le crésol, provient de la distillation du goudron de houille, il est plus sélectif que l'huile de pin, avec une consommation de 50-200 g/t.

2.2.2.4.5 LES DEPRIMANTS

Les corps empêchent ou retardent la flottation de certains minéraux et permettent ainsi le déroulement de flottation sélective.

Les déprimants usuels sont :

Le cyanure de sodium déprime la blende et la pyrite et sans effet sur la galène.

La chaux déprime la pyrite et tout en agissant faiblement vis à vis des autres sulfures.

Les chromates et bichromates alcalins : dépriment, tout en étant sans action sur la blende et les sulfures de cuivre.

Le silicate de soude : déprime les oxydés nécessitant des collecteurs très énergiques permettant ainsi de faire remonter les gangues.

2.2.2.4.6 LES ACTIVANTS :

Ces corps ont la faculté de pouvoir augmenter l'action des collecteurs sur certains minéraux, ce sont surtout des sels, qui par double décomposition donnent à la surface des minéraux une pellicule réagissant avec les collecteurs.

Une addition de sulfate de cuivre permet à l'éthylxanthate d'agir sur la blende. (Par exemple)

2.2.2.4.7 LES REGULATEURS :

Ils sont destinés à :

Précipiter des sels solubles qui nuisent à l'action des collecteurs (poisons de la flottation), sels ferreux.

Adapter le pH de la pulpe, ce qui confère une grande influence sur le traitement, on utilise la *chaux*, le *carbonate de soude* et l'*acide sulfurique*. (2)

2.3 LES DIFFERENTES OPERATIONS DE FLOTTATION

En pratique, on utilise différents circuits de flottation en fonction des produits que l'on veut obtenir. On peut dénombrer en flottation la :

- FLOTTATION PRINCIPALE

Elle présente la première étape de la flottation, son but consiste à séparer les différents groupes de minéraux, on distingue :

- LA FLOTTATION SIMPLE

C'est une flottation 'au cours de laquelle on ne récupère qu'un seul minéral à séparer.

- LA FLOTTATION COLLECTIVE(GLOBALE)

C'est une flottation, au cours de laquelle, on récupère un concentré réunissant plusieurs minéraux utiles à séparer.

- LA FLOTTATION SEMI-GLOBALE

C'est une flottation, au cours de laquelle, on récupère un produit contenant quelques minéraux utiles et d'autres flottables ultérieurement.

- LA FLOTTATION SELECTIVE(différentielle)

C'est une flottation au cours de laquelle, on récupère en premier lieu, pour les minerais polymétalliques, le minéral le plus facile à flotter, suivi d'un autre jusqu'à la séparation de l'ensemble des minéraux utiles.

- FLOTTATION DE LAVAGE

C'est une flottation qui concerne les concentrés grossiers de la flottation principale, afin d'améliorer la qualité ainsi, plus le nombre de lavage est élevé, plus grande sera la teneur en minéral utile, tandis que l'on enregistrera une diminution de la récupération.

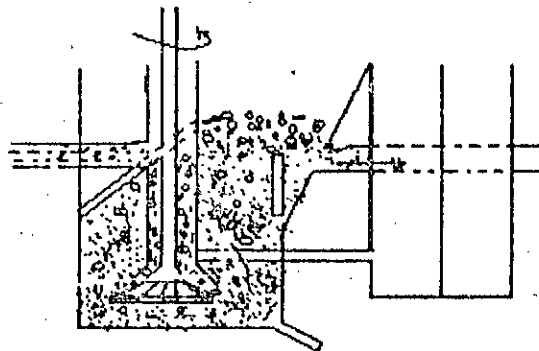
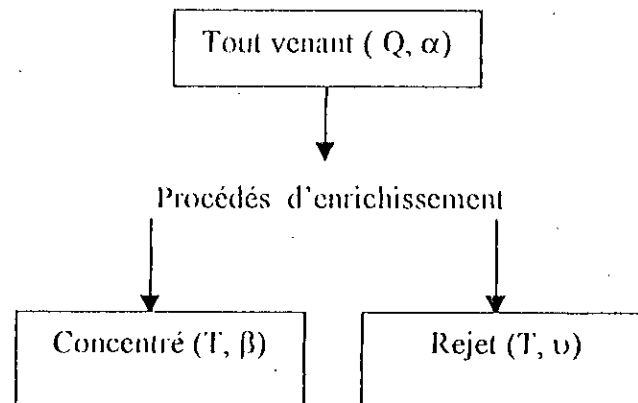


Fig 17
Cellule de flottation

2.4 INDICES TECHNOLOGIQUES DES PROCÉDES D'ENRICHISSEMENT

La qualité d'un minerai brut dans le concentré, dans le produit intermédiaire, ou dans le résidu est caractérisée par le pourcentage de métaux désignés par les lettres grecs α , β , ν .



Q : Poids d'alimentation en t/h

C : Poids concentré en t/h

T : Poids du résidu en t/h

α : Teneur en métal dans le tout venant en t/h

β : Teneur en métal dans le concentré en t/h

ν : Teneur en métal dans le résidu t/h

1^{er} indice : Rendements des produits

σ_c : rendement de concentré

σ_r : rendement de résidu.

Le rendement c'est le rapport du poids de n'importe quel produit (C, T) par rapport au poids de tout venant.

$$\sigma_c = \frac{C}{Q} 100 \quad (1)$$

$$\sigma_r = \frac{T}{Q} 100 \quad (2)$$

bilan des matériaux

$$Q = C + T \quad (3)$$

$$\frac{Q \cdot \alpha}{100} = \frac{C \cdot \beta}{100} + \frac{T \cdot \nu}{100}$$

bilan métal

$$Q\alpha = C\beta + T\nu \quad (4)$$

On peut écrire donc :

$$C = Q - T \text{ ou } T = Q - C$$

$$Q\alpha = C\beta + (Q - C)\nu \quad (5)$$

$$Q\alpha = (Q - T)\beta + T\nu \quad (6)$$

D'après 5 et 6, on trouve finalement :

$$\sigma_c = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} 100 \quad (7)$$

$$\sigma_r = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \nu} 100 \quad (8)$$

2^{ème} indice ε : le degré d'extraction (Récupération).

C'est l'extraction du métal ou de l'élément chimique dans le produit d'enrichissement à son poids dans le minerai brut exprime en %.

$$\varepsilon_c = \frac{\frac{C\beta}{100}}{\frac{Qc}{100}} 100 = \frac{C\beta}{Q\alpha} 100$$

$$\varepsilon_r = \frac{TV}{Q\alpha} 100 = \frac{T\nu}{Q\alpha} 100$$

d'où

$$\varepsilon_c = \sigma_c \frac{\beta}{\alpha} \quad (9)$$

$$\varepsilon_r = \sigma_r \frac{\nu}{\alpha} \quad (10)$$

3^{ème} indice k: le degré de concentration

$$k = \frac{\beta}{\alpha} \quad (11)$$

C'est le rapport de la teneur en composant utile du concentré à la teneur dans le tout venant.

4^{ème} indice E: l'efficacité d'enrichissement

$$E = \frac{\varepsilon_c - \sigma_c}{1 - \frac{\alpha}{b_{moy}}} \quad (12)$$

Exemple : moyen de cuivre dans la chalcopirite

$$B_{moy}(Cu) = \frac{Cu}{CuFeS_2} = \frac{64}{64+56+2.32} 100$$

$$B_{moy}(Cu) = 34\%$$

5^{ème} indice R: le degré de réduction.

$$R = \frac{Q}{C} \quad (13)$$

C'est le rapport du poids du minerai initial Q au poids du concentré obtenu.

Partie expérimentale

Chapitre 3

ENRICHISSEMENT DU MINERAL POLYMETALLIQUE DE

HAABET EL HAMRA

3.1. LA PREPARATION MECANIQUE :

3.1.1 L'ECHANTILLONNAGE :

On a 20 kg de tout venant de du gisement de Chaabet El Hamra. Une partie de l'échantillon a été prélevé du tapis qui emporte le minerai sortant de la trémie, on prend une quantité chaque cinq minutes, et l'autre partie a été prélevée de tout venant au niveau de concassage primaire. L'échantillon est homogénéisé. La figure (19) présente la préparation mécanique des échantillons.

La préparation mécanique est constituée du concassage et broyage et criblage.

3.1.2 LE CONCASSAGE : Le concassage se fait par le concasseur à mâchoire jusqu'à 5 mm.

3.1.3 LE BROYAGE : Le broyage se fait à l'aide d'un broyeur à boulets jusqu'à 0.075 mm

3.1.4 LE CRIBLAGE : IL se fait à l'aide d'une série de tamis (norme AFNOR).

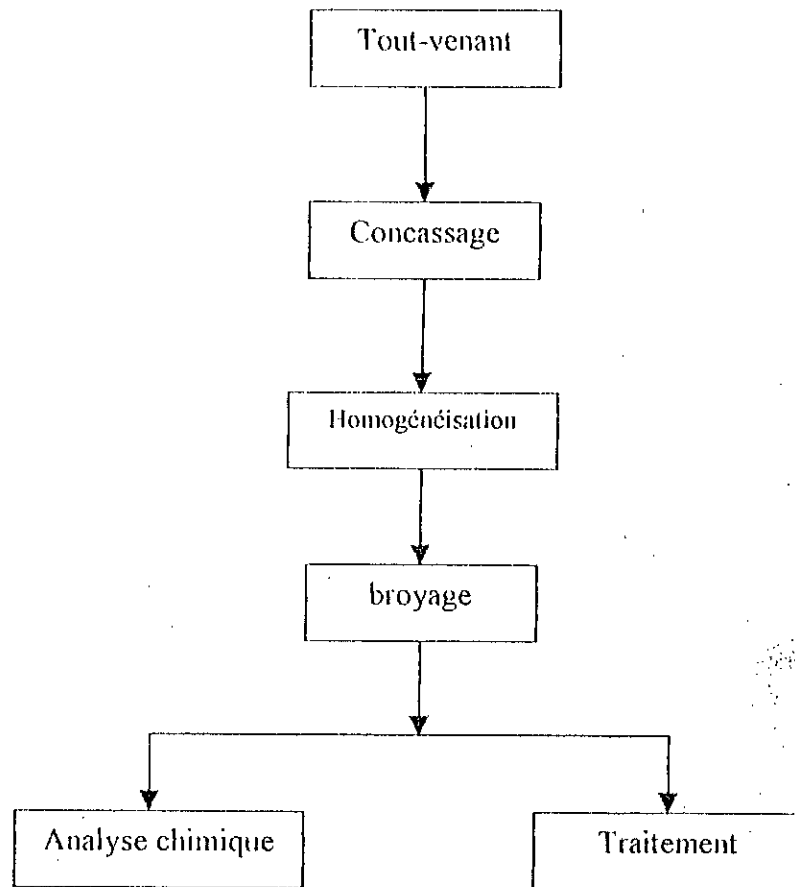


Fig. 19

Schéma de la préparation mécanique

3.2 ANALYSES CHIMIQUES :

Les analyses chimiques de tout venant au laboratoire de (ORGM) et (ENP).

D'après les résultats on peut dire qu'on a affaire à un minerai de zinc et de pyrite

Tableau 5 :

échantillon	Pb %	Zn %	Spy %	Cu %	Cd %	Ag %
Tout-venant	0.25	4.5	17.60	<0.005	<0.005	---

3.2 ETUDE PETROGRAPHIQUE

L'étude pétrographique sur section polie réalisée au sein du laboratoire de l'E.N.P nous a permis de distinguer l'association des minéraux suivants : la pyrite, la blende, la galène et très peu de marcassite.

La pyrite sous trois formes :

- En grains fins xenomorphes 0.050 mm, disséminés dans la dolomie I
- En agrégats (0.3 à 0.5 mm) polycristallins .
- En cristaux formant des filonnets de 10 à 15 cm de longueur.

La marcassite : Elle se présente sous forme d'agrégats cristallins aplatis.

La galène : Elle est peu fréquente, se trouvant parfois en association avec la barytine, en cristaux subaléomorphes aussi bien sous forme d'inclusions dans la dolomie blanche.

(Annexe photos)

INTERPRETATION DES RESULTATS

D'après les sections polies, le minerai est constitué de la blende, galène, dolomie et la pyrite.

Les grains de la pyrite sont très fins, déssiminé dans la Gange (la dolomie) de dimension inférieure à 0.075 mm.

Donc on peut conclure que Pour libérer les grains de la pyrite, il faut broyer très fin jusqu'à 0.075 mm.

3.4 L'ANALYSE GRANULOMETRIQUE

L'histogramme donne une représentation claire du classement des grains. Le grain le plus fréquent en poids correspond soit au maximum de l'histogramme, lorsque les histogrammes présentes plusieurs maximum, ils correspondent à des terrains mixtes formés généralement en plusieurs phase, c'est le cas, par exemple pour un gravier de base cimenté par du-sable fin.

Dans le premier cas, on a affaire à des grains répartie à peu près de la même façon dans toutes les dimensions.

Dans le deuxième cas, il s'agit de plusieurs types de grains quasi identiques et dont les formes ou aussi beaucoup de chance d'être analogues.

Dans le troisième cas, il s'agit de plusieurs types de grains distincts et qui peuvent être composés de deux matières chimiquement différentes avec peuvent être plusieurs types de formes. Ce cas correspond à celui d'un histogramme à plusieurs maximum.

Dans notre travail, après deux passages de concassage de tout-venant dans un concasseur à mâchoires d'ouverture 5 mm, on fait un tamisage par une série de tamis (norme AFNOR) dans un vibreur et on pèse les refus de chaque classes. Les résultats sont présentés dans le tableau (6).

L'ANALYSE GRANULOCHIMIQUE

L'analyse granulochimique a pour objectif d préciser après une opération de classification l'aspect qualitatif et quantitatif en élément métallifère ou autre au niveau de chaque tranche granulométrique. Cette analyse permet en quelle sorte de préciser l'enrichissement ou bien l'appauvrissent des différentes classes granulométrique en élément valorisables avant et après fragmentation. L'analyse chimique des différentes classes granulométrique a porté sur la détermination des teneurs en Spy.

Cette analyse chimique s'est fait par l'absorption atomique et l'analyse volumétrique.

Le tableau (6) traduit les résultats d'analyses métallifères au niveau de chaque classe par rapport à l'échantillon global.

Tableau 6

Classes granulométriques mm	Poids g	RP %	Teneur %	Répartition %
			SPy	SPy
+5.000	477.1	44.56	7.61	49.75
-5.000+4.000	101.2	9.45	6.46	8.96
-4.000+ 3.150	94	8.78	7.24	9.33
-3.150+2.000	129.5	12.10	7.74	13.73
-2.000+1.000	48.7	4.55	6.72	4.48
-1.000+0.630	25.5	2.38	6.78	2.37
-0.630 +0.400	30.1	2.81	6.34	2.61
-0.400 +0.200	34.4	3.21	5.31	2.50
0.200 -0.100	30.9	2.89	3.74	1.58
-0.100+0.080	19.2	1.79	2.95	0.78
-0.080+0.074	10.2	0.95	2.22	0.31
<0.074	69.8	6.52	3.76	3.60
total	1070.6	100		100

interprétation des résultats et conclusions

Pour l'analyse granulométrique on remarque que la classe de 5 mm est la classe dominante (44.56%) et les teneurs des classes de 4 mm à 2 mm sont proches (moyen 10%). On remarque que le rendement poids diminue avec la finesse des grains .

D'après les résultats obtenus, la répartition de la pyrite diminue dans les classes fines. c'est à dire qu'il faut faire l'étude de broyabilité pour optimiser le temps de broyage.

D'après l'histogramme, on constate que pour la classe > 5 mm le rendement poids est grand 40 %, et pour les autres classes il y a une décroissance de la teneur avec la diminution des ouvertures des mailles des tamis. Pour le classe < 0.075 mm, on, remarque que le rendement poids augmente jusqu'au 6.52 %,on peut interpréter ca par le fait que notre minerai contient des minéraux friables (les oxydes).

Les valeurs des teneurs de soufre pyrite dans les classes granulométriques (>5, 5-4, 4-3.15, 3.15-2, 2-1, 1-0.8, 0.8-0.630, 0.630-0.400, 0.400-0.200) sont proche l'une de l'autre de teneur moyenne 7% et pour les autres classes on remarque une diminution de la teneur de valeur moyenne 3%, ceci est due à la dureté de la pyrite 6.5 voir annexe.

La répartition

La répartition dans la classe >5 mm est grande 48%, et dans les classes (5-4, 4-3.15, 3.15-2) sont proche de 10 % et on remarque qu'il y a une brusque diminution de la répartition dans les autres classes.

CONCLUSION

On peut conclure que notre minerai est dur et nécessite un broyage poussé pour libérer les particules de la pyrite.

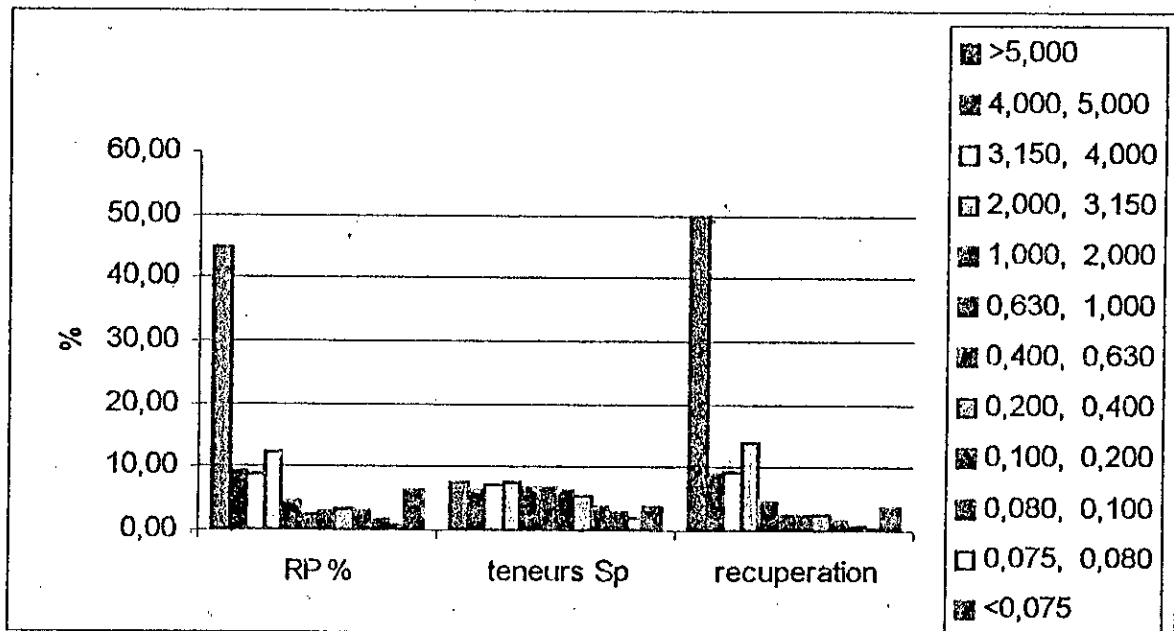


Fig. 19
Histogramme de l'analyse granulométrique et granulochimique

3.5 ETUDE DE LA BROYABILITE

Les essais ont été effectués, afin de déterminer une durée optimale de broyage correspondant à une libération maximale d'espèces minérales flottables (blende et pyrite). En terme de granulométrie, il est nécessaire d'avoir près de 80% des particules de diamètre inférieur à 74 micromètres, afin de diminuer le coût de broyage et éviter le surbroyage.

Conditions de travail

Broyeur à boulets de différentes dimensions.

charge broyante 4,5 Kg

Rapport S/L = 1/1.

Cette étude est effectuée pour des temps allant de 10 à 35 minutes.

les résultats obtenus sont portés dans le tableau (7) et représenté dans la figure (21)

TABLEAU 7 : variation de la classe < 0.074 mm(%) en fonction du temps de broyage.

Temps de broyage mn	Poids de refus	R.P %	Poids de passant	R.P %
10	738.5	81.20	170.9	18.79
15	645.3	70.95	264.1	29.04
25	540.0	50.37	369.4	40.62
30	237.2	26.08	672.2	73.91
35	138.4	15.21	771	84.78

Le graphe de la figure (20), suit une trajectoire linéaire croissante. D'après l'histogramme on remarque que le rendement poids de la classe < 0.075 mm augmente avec le temps de broyage.

Pour libérer au maximum des minéraux, le temps de broyage doit être 35 mn. Ce qui nous donne plus de 80 % de la classe < 0.075 mm (d_{80}).

Donc on peut conclure que le minerai n'est pas friable, et il nécessite un temps de broyage lent.

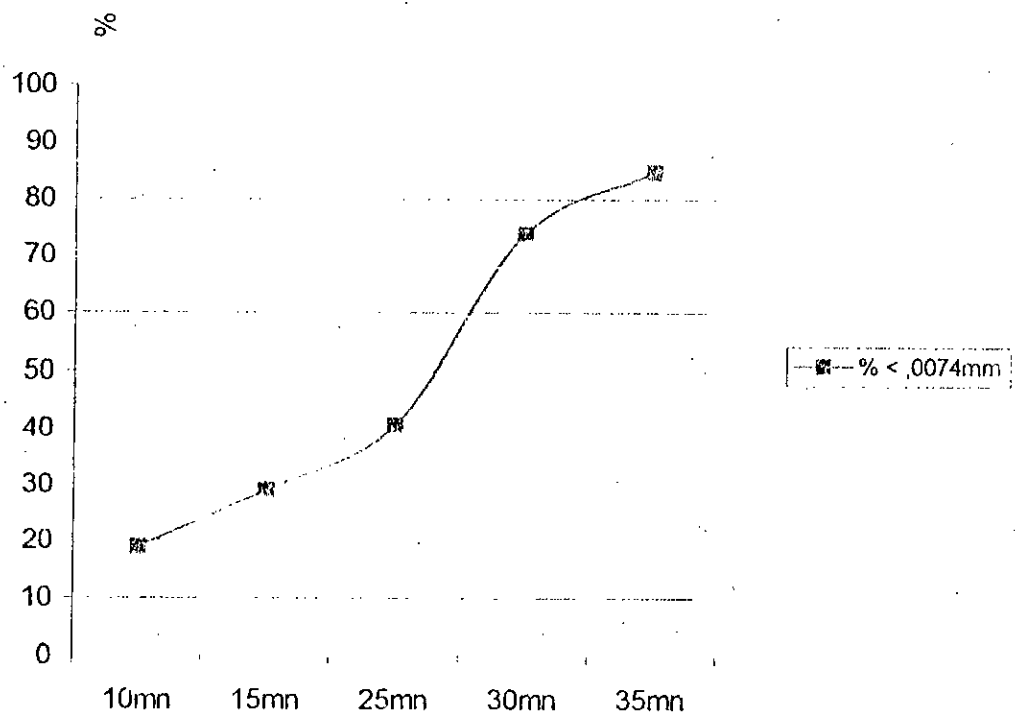


Fig. 20
Etude de la broyabilité

3.6 LA FLOTTATION

Le principal objectif de ces essais réside en l'obtention de concentré marchand de pyrite et de zinc. Afin de réaliser cet objectif, il est donc nécessaire de faire varier les différents paramètres de la flottation, dans le but de les optimiser, ces paramètres sont :

Le collecteur Amylxanthate de sodium (55→50) g/t.

Le pH (4→8) pour la flottation de la pyrite et de (9→13.5) pour la flottation du Zinc.

Le temps de flottation (2→7) minutes.

3.6.1 PREPARATION DE L'ECHANTILLON

Un échantillon de 1,20 Kg concassé à 5 mm est mélangé à 1:1 d'eau, puis broyé dans un broyeur à boulets pour obtenir la maille de libération. Le produit obtenu est versé dans une cellule de flottation.

3.6.2 CELLULE DE FLOTTATION

Les essais de flottation ont été réalisés dans une cellule du type «DUNVER». elle possède une structure géométrique parallélepédique (fig. 13) dans laquelle se trouvent placer les dispositifs suivants :

Un agitateur

Un dispositif permettant l'introduire de l'air

Une raclette (raclette manuelle)

Un bac pour la récupération de l'écume (la mousse).

3.6.3 PREPARATION DE LA PULPE

La concentration en solide de la pulpe utilisé est 30%.

Le broyage de tout venant durant 35 minutes avec un rapport (solide/liquide) 1/1.

3.6.4 LES REACTIFS UTILISES : ✓

LA CHAUX : CaO

La chaux est un régulateur du pH le plus utilisé dans l'industrie, la quantité requise est très variable dépendant du pH que l'on désire et de présence plus ou moins grande de substances acides dans le minerai

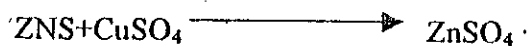
L'ACIDE SULFURIQUE : (H₂SO₄)

Il joue le rôle inverse de la chaux, c'est à dire pour rendre la pulpe acide on utilise l'acide sulfurique.

LES SULFATES DE CUIVRE :

Les sulfates de cuivre est partout utilisé pour activer la blende, ce dernier ne flotte pas spontanément avec les collecteurs usuels en absence de ce produit

Le mode d'activation de CuSO₄, se traduit par la fixation d'une couche de CuSO₄ à la surface de la blende.



Les propriétés flottantes de CuS sont plus grandes que celles de ZnS. la quantité de CuSO₄ utilisés et de 200 g/t

HUILE DE PIN :

On emploie l'huile de pin comme moussant dans la flottation des sulfures. L'huile de pin possède certains propriétés collectrices surtout pour des minéraux facilement flottés. Son défaut principal est sa tendance à flotter la Gange. Les principaux constituants tensioactifs de l'huile de pin sont alcools aromatiques complexes tel que le terpineal.

AMYLXANTHATE DE SODIUM :

3.6.5 PARAMETRES A ETUDIER

L'influence de la quantité de collecteur (Amylxanthate), la consommation de A.X est :
(55-100-145-175-200-250) grammes par tonne.

L'influence de pH :

On va varier le pH pour la flottation de la pyrite et de blende.

pH : 4-5-6-6.5-7-8

Et pour le zinc

pH : 9 - 10 - 11 - 11,5 - 12 - 13,5.

3.6.6 DESCRIPTION DE L'ESSAI DE FLOTTATION

Introduction du minerai tout-venant dans la cellule avec un rapport solide liquide 30%.

Agitation pneumatique de la suspension à une vitesse de 600 tours par minute, pendant
2 minutes.

La flottation se déroule en 4 étapes :

1^{ère} étape : FLOTTATION PRINCIPALE DE LA PYRITE (FeS_2)

les conditions opératoires sont les suivantes :

- Régler le pH par ajout de l'acide sulfurique (H_2SO_4) pH =6.5
- Ajouter le collecteur Amylxanthate et conditionner pendant 4 minutes.
- Ajouter l'agent moussant (huile de pin) et agiter pendant une minute.
- Introduire de l'air
- Ecumer et récupérer la mousse formée à la surface de la cellule, manuellement à l'aide d'une raclette, cette mousse constitue le premier concentré de la pyrite (con1 py)
- Le temps de flottation est 4 minutes.

- Ecumer et récupérer la mousse formée à la surface de la cellule, manuellement à l'aide d'une raclette, cette mousse constitue le premier concentré de la pyrite (con1 py)
- Le temps de flottation est 4 minutes.

2^{ème} étape : FLOTTATION DE CONTROLE DE LA PYRITE

- maintenir le pH à 6.5 à l'aide de l'acide sulfurique
- ajouter de Amylxanthate et conditionner pendant 4 minutes
- ajouter le moussant l'huile de pin et conditionner pendant 1 minute
- introduire l'air
- par raclage récupérer le deuxième concentré de la pyrite (con2 py)
- le temps de flottation est de 4 minutes

3^{ème} étape : FLOTTATION PRINCIPALE DE ZINC

- Réglage le pH à l'aide de la chaux (CaO) pH =11
- Ajouter le CuSO₄ et conditionner pendant 4 minutes
- Ajouter le moussant (H.P) et agiter pendant 1 minute introduire l'air
- Ecumer et récupérer par raclage manuel la mousse obtenue à la surface de la cellule, qui constitue le premier concentré de zinc (con1 zn).
- Le temps de flottation est de 4 minutes.

4^{ème} étape : FLOTTATION DE CONTROLE DU ZINC

- Maintenir le pH à 11 à l'aide de la chaux
- Ajouter de l'huile de pin et agiter pendant 1 minute
- Introduire de l'air
- Récupération de l'écume par raclage manuel du deuxième concentré du Zinc (con2 zn)

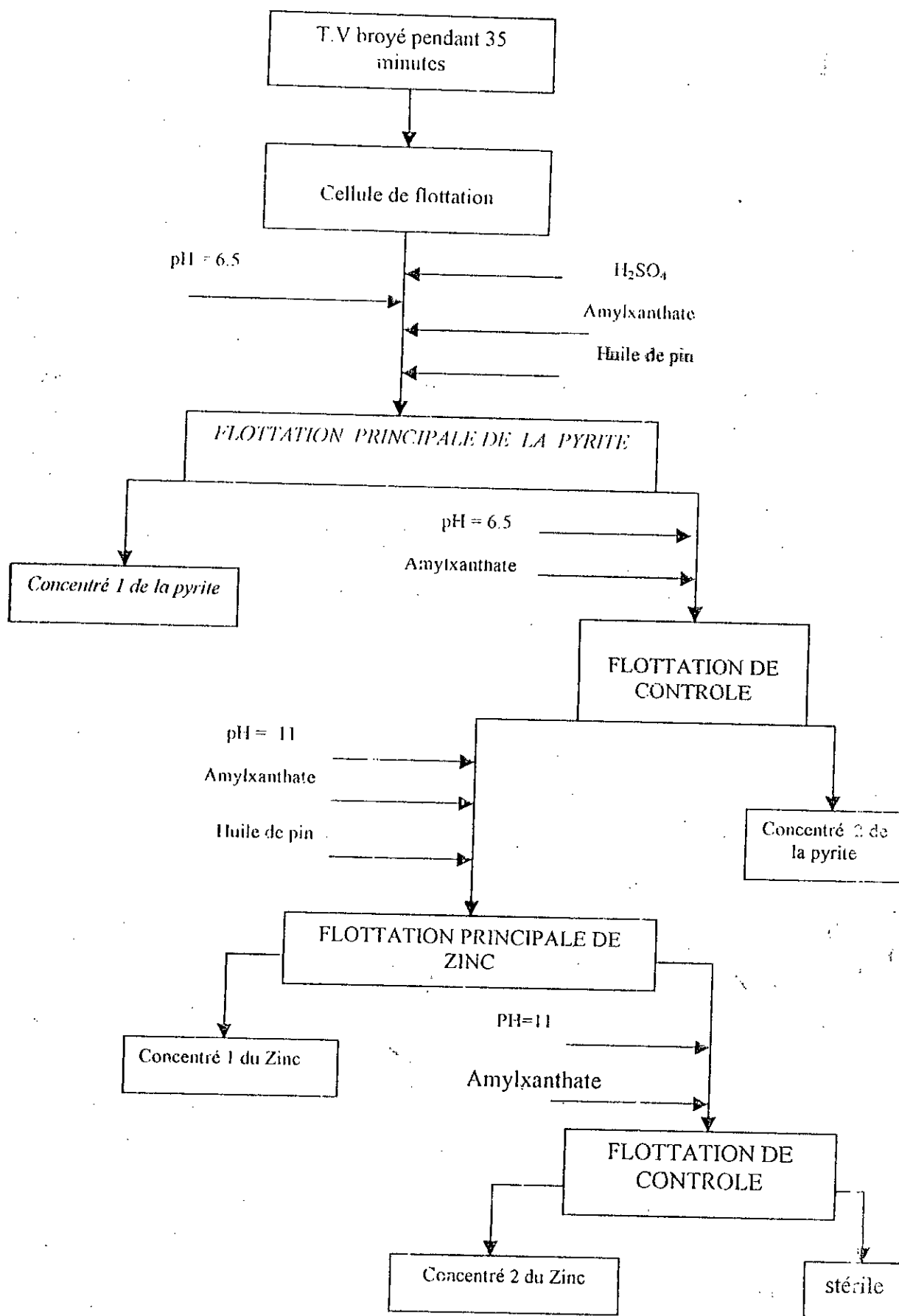


FIG. 21 SCHEMA DE FLOTTATION

3.6.7 VARIATION DU TEMPS DE RACLAGE

Le temps de raclage de contrôle est constant (4 minutes) et le temps de raclage principale est variable. On va varier le temps de raclage de 2-3-4-5-6-7 minutes.

Pour : $\text{pH}_{\text{pyrite}} = 7$, $\text{pH}_{\text{Zin}} = 11$, Amylxanthate = 200 g/l

Tableau 1 : variation de la récupération en fonction du temps de raclage

Temps mn	R.P %	Teneur %		Récupération %
	Spy	Spy	pyrite	Spy
2	8.3	38.4	71.91	19.06
3	3.52	37.28	69.81	26.79
4	5.53	41.6	77.9	40.49
5	5.67	29.6	55.43	50.47
6	3.41	36.8	68.91	57.93
7	2.52	28.3	53.0	62.17

CONCLUSION :

D'ans le graphe de la figure (23) la récupération augmente avec le temps de flottation

Pour l'optimiser la récupération et minimisé le temps on prend le temps de flottation optimal 5 mn, telque la récupération est 50.47%, et teneur moyenne de soufre pyrite 30%.

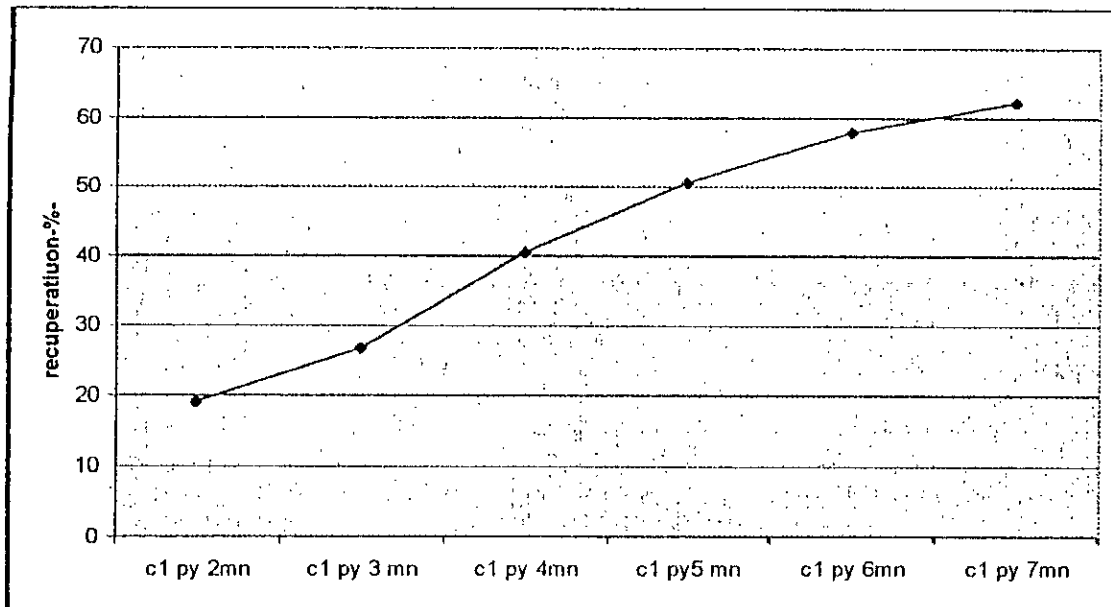


FIG. 23 *malge*
variation de la récupération en fonction de temps de flottation

3.6.8 VARIATION DE LA CONSOMMATION DE COLLECTEUR (A.X)

Les consommations Amylxsanthate de potassium choisi réaliser les tests, sont présenté dans le tableau suivant.

Tableau 11

Produits	consommation d'Amylxsanthate de potassium g/t						
	55	100	145	175	200	250	300
Pyrite principale	55	100	145	175	200	250	300
Blende principale	55	100	145	175	200	250	300
Pyrite contrôle	25	40	50	50	50	50	50
Blende contrôle	25	40	50	50	50	50	50

Tableau 13 : variation de la consommation du collecteur (A.X)

Essais N=° 1	Produit	Rendement poids	Teneur %		Récupération %
			Spy	Pyrite	Spy
55 g/t	C1	11.04	32.80	61.42	31.90
	C2	11.32	28.00	52.43	28.01
	C1 +C2	22.36	30.37	56.87	59.11
	stérile	70.0	1.08	2.02	6.67
Essais N=° 2					
100 g/t	C1	21.76	25.92	61.42	49.83
	C2	14.18	15.68	52.43	19.65
	C1 +C2	35.94	21.88	40.97	59.11
	stérile	51.76	0.84	1.59	3.84
Essais N=° 3					
145 g/t	C1	21.81	30.40	56.93	58.58
	C2	8.87	18.40	34.46	14.42
	C1 +C2	30.68	26.93	50.43	69.48
	Stérile	55.44	0.58	1.09	2.84
Essais N=° 4					
175 g/t	C1	29.42	4.0	7.49	10.4
	C2	9.17	14.72	27.57	11.92
	C1 +C2	38.59	6.55	12.26	22.32
	Stérile	52.12	0.48	0.90	2.21

Essais N=° 5	Produit	Rendement poids	Teneur %		Récupération %
			Spy	Pyrite	Spy
200 g/t	C1	23.73	27.20	50.94	57.01
	C2	9.49	24.00	44.94	20.19
	C1 +C2	33.22	26.82	50.22	77.20
	Stérile	51.41	0.55	1.03	2.50
Essais N=° 6					
250 g/t	C1	24.414	26.40	44.44	70.71
	C2	11.33	15.68	29.36	16.92
	C1 +C2	37.54	26.82	49.21	87.62
	Stérile	47.15	0.65	1.28	1.52
Essais N=°7					
300 g/t	C1	18.88	24.40	45.703	43.88
	C2	17.57	15.72	29.45	26.32
	C1 +C2	36.45	16.10	30.14	70.2
	Stérile	57.15	2.65	1.28	2.52

Dans le graphe de la figure (23) on remarque que La variation de la consommation d'Amylaxanthate influe sur la récupération de la pyrite, On augmente la concentration de collecteur de 55→250 g/t, la récupération varie de 59.11% jusqu'à 87.62%. En dépassant 250 g/t, on remarque une diminution de la teneur et la récupération de la pyrite.

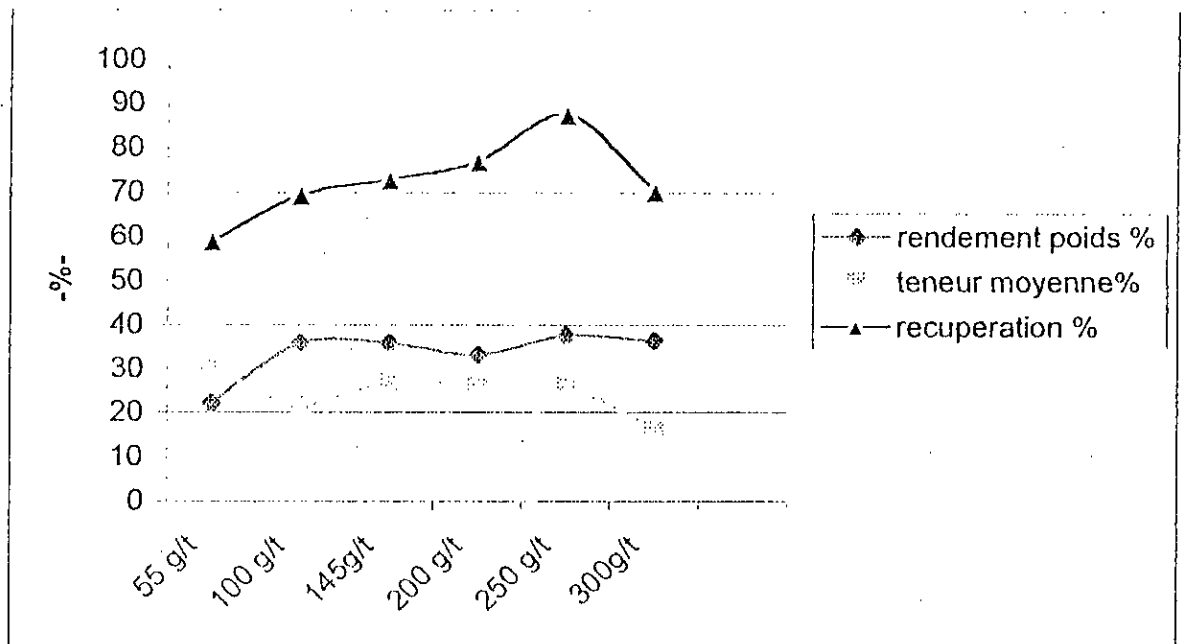


Fig. 24
La variation de la récupération et la teneur en fonction de la quantité de collecteur(A.X)

3.6.9 VARIATION pH DE MILIEU

Tableau 18

Essais N=° 7	Produit	Rendement poids	Teneur %		Récupération %
			Spy	Pyrite	Spy
pH =4	C1	25.48	42.40	79.40	66.21
	C2	36.38	24.80	46.44	9.7
	C1 +C2	61.86	38.87	72.79	75.91
	stérile	56.37	0.48	0.90	1.65
Essais N=° 8					
pH =5	C1	20.20	45.60	85.139	56.41
	C2	8.55	23.20	43.45	12.13
	C1 +C2	28.75	29.85	55.90	68.54
	stérile	59.58	0.86	1.61	3.12
Essais N=°9					
pH =6	C1	26.59	31.20	58.43	50.8
	C2	8.70	28.00	52.43	14.93
	C1 +C2	35.29	30.41	56.95	65.73
	stérile	58.78	1.05	1.97	3.77
Essais N=°10					
pH = 6.5	C1	23.73	27.20	50.94	39.55
	C2	9.49	24.00	44.94	13.96
	C1 +C2	33.22	29.69	55.60	53.51
	Stérile	51.41	0.55	1.03	1.72

Essais N=° 11	Produit	Rendement poids	Teneur %		Récupération %
			Spy	Pyrite	Spy
pH =8	C1	15.39	29.20	54.94	41.00
	C2	10.65	19.70	36.42	13.10
	C1 +C2	26.04	24.00	44.94	54.10
	stérile	65.54	2.30	4.31	9.2

Conclusion :

Dans la figure (24), on remarque que la variation de la récupération et la teneur en soufre pyrite est inversement proportionnelle avec le pH du milieu. On a eu une récupération et une teneur maximale (respectivement, 75.91 %, 38.87 %) pour un pH acide (pH=4), dans cette zone de pH l'Amylxsanthate donne de meilleure

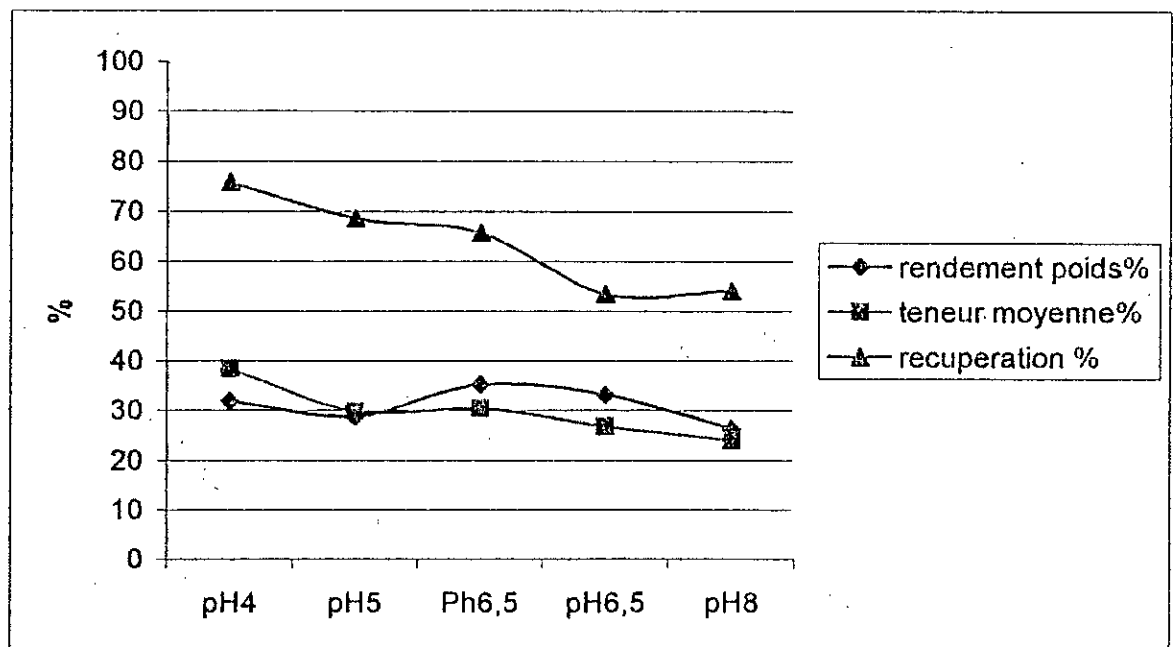


Fig. 24

la variation de la récupération et la teneur en fonction de pH du milieu

Conclusion générale

CONCLUSION GENERALE ET RECOMMANDATIONS

Au cours de cette étude nous avons procédé à une flottation sélective d'un minerai complexe (blende, pyrite) avec optimisation de 03 paramètres (temps de flottation, quantité de collecteur, pH du milieu).

Les résultats obtenus peuvent être se résumer dans ces points :

Zinc

La récupération de la pyrite est influée par le temps de flottation et pour avoir une récupération optimale (78%) et teneur acceptable (30%) en soufre pyrite, nous optons pour une durée de flottation de 5 minutes.

La récupération de la pyrite est influée par la concentration de collecteur dans la pulpe, en augmentant la consommation de l'Amylxsanthate jusqu'à 250 g/t, la récupération augmente jusqu'à 87.62% et on remarque une décroissance de la récupération une fois on dépasse cette valeur. Pour optimiser la concentration de collecteur, il faut prendre 250 g/t d'Amylxsanthate afin d'avoir une récupération de 87.62% et teneur moyenne 49.20 en pyrite.

La variation du pH du milieu a montré que la récupération de la pyrite diminue avec augmentation du pH du milieu. Et pour avoir une récupération maximal(75.91%), le pH du milieu doit être égal à 4, avec une teneur moyenne égale à 38.85%.

il est bien de noter que la pyrite de Chaabet El Hamra présente des aptitudes de traitabilité favorables.

On propose un relavage du concentré de pyrite pour augmenter la teneur.

Au faute de temps et de moyens les analyses de Zinc, on a pas pu faire les analyses du Zinc et du plomb.

D'après l'analyse granulométrique et granulochimique, on peut proposer ces deux schémas de traitement

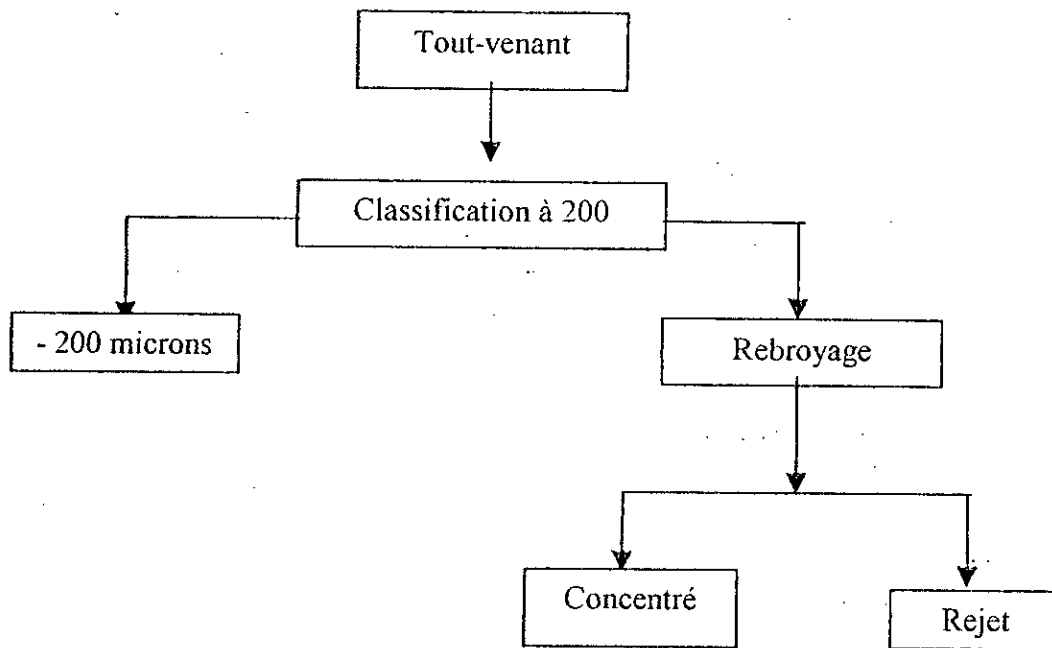


Schéma 1

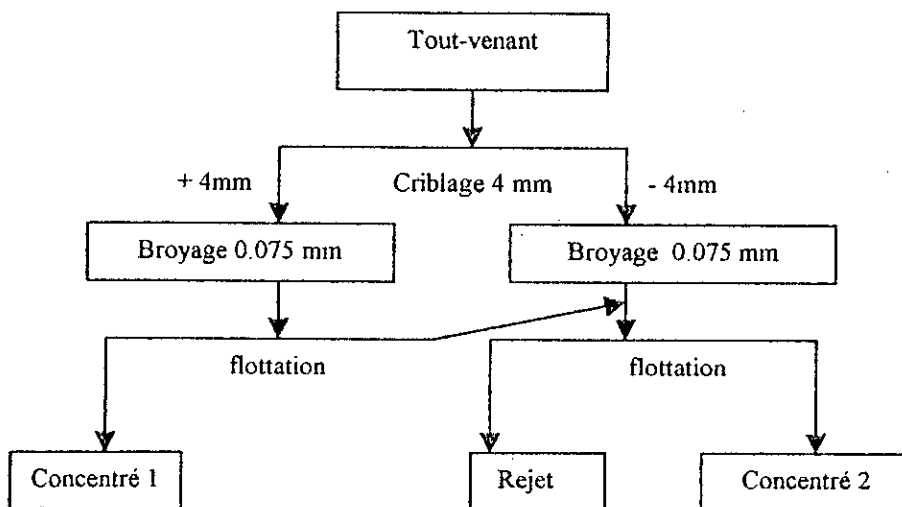


Schéma 2

annexe

Annexe 1

METHODE DE DETERMINATION DE LA POROSITE ✓

PRINCIPE

Chasser tout le liquide, et peser le matériau sec Remplir ces vides avec de l'eau

Une nouvelle pesée donnera le résultat cherché ✓

Les étapes de l'opération

1/ préparer l'échantillon

- quantité prélevée ni trop grande ni trop petite (environ 1 Kg)

pas de grains trop petits(ou moins 10 Kg)

2/ sécher l'échantillon

porter lentement à 103 °c

L'y maintenir (thermostat) jusqu'à masse constante.

3/ Peser l'échantillon sec, soit M0.

4/ remplir les pores d'eau

placer l'échantillon dans de l'eau froide, et porter à l'ébullition

Maintenir l'ébullition pendant 2 heures, pour chasser l'air des pores.

Laisser refroidir dans l'eau pour que l'eau rentre dans les pores.

Peser à nouveau

Auparavant, retirer l'eau, et essuyer chaque grain (chiffon)

Nouvelle masse M1

6/ en déduire la porosité

M1-M0 : représente la masse d'eau contenir dans les pores ,le même nombre mesure le volume de ce vides donc :

Volume du matériau $\frac{\text{masse d'eau}}{\text{masse volumique absolu}}$

$$P = \frac{M_1 - M_2}{M_0} \rho 100$$

Annexe 2

ANALYSE CHIMIQUE

— pour le dosage du plomb et du zinc, on a utilisé la méthode par absorption atomique

— principe de la méthode

elle consiste à déterminer l'absorption se produisant lors du passage d'une radiation, de longueur d'onde donnée, à travers un ensemble d'atomes libres pris dans leur état fondamental, c'est à dire de plus faible énergie

Aussi une source lumineuse (lampe à cathode creuse) émet un spectre qui doit contenir la raie de l'élément à analyser.

— Dans l'atomiseur (flamme ou four), l'échantillon se transforme en vapeur atomique, adsorbe la radiation de la longueur d'onde correspondante à l'élément analyser.

— Le monochromateur isole une bande ou une raie, dans laquelle se trouve la raie de l'élément à analyser.

— Le détecteur transforme l'énergie lumineuse en un signal électrique qui est transmis à un amplificateur, seul le signal, du à la radiation provenant de la flamme (fond, continu) sont éliminées et ne donne aucun signal à la sortie de l'amplificateur

- Propriété de la méthode =répétition 0.1% au voisinage de 10%
- Limite de détection =0.002% de plomb
- Domaine optimal d'utilisation =de 1 à 12.5% de plomb

Pour des teneurs supérieur à 12.5 % ,il faut procéder à des teneurs supérieurs à n12.5% ,il faut procéder à des dilutions ou tourner le brûleur de 90°c.

On peut également utiliser la méthode complexométrique pour le dosage du plomb et du zinc.

Le principe de cette méthode est le suivant :

- les complexes du plomb et du zinc en présence d'orangé de xylinol ont une couleur violette
- ces complexes sont plus faibles que les complexes du plomb et du zinc avec EDTA
- en ajoutant l'orangé de xylinol dans la solution ,contenant du plomb ou du zinc ,on provoque la formation d'un complexe violet.

Au cours de la titration avec la solution d'EDTA 'orangé de xylinol est libéré de son complexe et reprend la couleur jaune.

DOSAGE DU PLOMB ET DE ZINC

A/ dosage du zinc

Le zinc est directement déterminé dans la solution d'attaque lorsque les teneurs ne dépassent pas 5% si non il faut diluer convenablement la solution avec l'acide chlorhydrique à 5%.

Conditions de mesure générateur de radiation

- Cathode creuse haute brillance>
- Radiation :213. NM ou 307.5 NM (raie peu sensible)
- Bande passante =2 NM (nanomètre)
- Flamme =air acétylène oxydant, brûleur, laminaire perpendiculaire à l'axe optique
- Propriétés de la méthode :repetabilité =0.05% au voisinage de 5% de zinc
- Limite de détection ;0.005% de zinc
- Domaine optimal d'utilisation =05 à 5% de zinc
- Pour les teneurs inférieures à 0.5% on utilise le brûleur en position normale

B/DOSAGE DU PLOMB

Le plomb est déterminé directement dans la solution

Pour des teneurs supérieurs à 1% l'effet des alcalins et des alcalino-terreux est négligeable.

Conditions de mesures ,générateur de radiation :

- Cathode creuse <haute brillance>
- Radiation =283.3 NM et 217 NM
- Bande passante :0.7 NM
- Flamme =air acétylène oxydante

$$\%S \text{ py} = \%FeS_2 * 0.534$$

Annexe 3

LES SECTIONS POLIS

Pyrite ; système cubique FeS_2

La marcassite ; système de cristallisation orthorhombique FeS_2

Ils se cristallisent ensemble, on peut les différencier par la lumière polarisé, la pyrite est sombre par contre la marcassite est verdâtre

La blende :

Grise sombre dans la lumière naturel du microscope, dans la lumière polarisé la couleur grise à grise blanchâtre. et on remarque des réflexions interne rougeâtre

Le ciment Argile-carbonaté avec des fissures de dolomite avec de fer

Galène :

On remarque des triangles d'arrachement caractéristique sont due au arrachement pendant le polissage, ces triangles sont orientés vers la direction du clivage.

Pyrite :

FeS_2 : cubique

COULEUR :jaune très clair. Poli difficile en raison de la grande dureté. seule la cassiterite, la laurite, l'eskolaite et l'hématite présentent une plus grande dureté au polissage. $H=6-6.5$.

POUVOIR REFLECTEUR :élevé .Supérieur à la galène et à la chalcopyrite.

ANISOTROPIE :en principe isotrope mais la plupart des pyrites polarisent faiblement. en décroissant les nicols, on fait apparaître des teintes jaunâtres à verdâtres.

STRUCTURES : forte tendance à un développement idiomorphe. De nombreuses pyrites présentent un zonage net. La pyrite se présente aussi de façon xénomorphe en remplacement de matière organique avec épigénie des tissus cellulaires.

Egalement sous forme de «pyritosphères» ou «pyrite framboïdale» ou «pyrite bactérienne», petits globules pyriteux formés eux-même d'une association de petits cristaux automorphes. On s'interroge encore sur la signification et l'origine de ces pyritosphères que l'on rencontre la plupart du temps dans des minéralisations à caractère sédimentaire.

La pyrite remplace fréquemment la pyrrhotite dont on trouve d'ailleurs des inclusions résiduelles.

Parfois, sous l'influence du phénomène d'oxydation (cimentation souvent ascendante) affectant la pyrrhotite, celle-ci est remplacée par un mélange de pyrite et de magnétite (ou hématite) avec marcassite. Les structures ainsi obtenues sont très caractéristiques.

CRITERES DE DETERMINATION : la couleur blanc jaune, le fort pouvoir réflecteur et la grande dureté au polissage sont caractéristiques. Skutterudite, gersdorffite et ullmanite sont plus blanches et fortement attaquées par HNO₃.

BLENDE

Zns : cubique

COULEUR : grise, poii généralement bon, plus difficile que l'on ne s'y attendrait, compte tenu de la faible dureté du minéral $d=3.5$.

POUVOIR REFLECTEUR : faible. a peu près comme la magnétite.

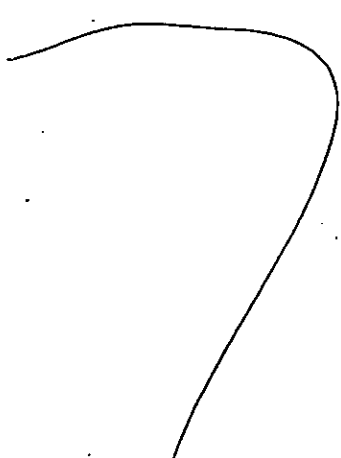
ANISOTROPIE : isotope, la plupart du temps, on voit apparaître des réflexions internes pouvant être brunes rougeâtres, blanches suivant la composition et suivant la richesse en fer. Certaines variétés (gallifères) ont des réflexions internes vertes très vives.

CRITERES DE DETERMINATION : le faible pouvoir réflecteur, les réflexions internes abondantes (surtout à l'immersion), la dureté assez faible, permettent la détermination. La magnétite est ressemblante mais un peu plus brune, en comparaison directe. Elle est aussi beaucoup plus dure et n'a pas de réflexion internes. La greenockite est un peu plus claire et présente des réflexions internes jaune vif.

REFERENCES

- [1] BENAMGHARE, A. 1995
contribution à l'étude géostatistique du Gisement de Zinc et de soufre de
Chaabet el Hamra (Setif). Thèse de Magister ENP, Alger.
- [2] BOULKHROUCHE
- [3] BLAZY P. 1970
Valorisation des minerais. France
- [4] CYANAMID. 1989
Mining Chemicals handbook. ✓
- [5] GLAUDE, G. 1966.
la séparation des minéraux dans les roches
- [6] HAMILOUD, F. 1996.
Méthode et technologie d'exploitation du gisement de Chaabet el Hamra ✓
(Setif).
- [7] PLAN d'exploitation. 1986
Complexe minier de Kharzet Youcef, Ain Azel. (Setif)
- [8] SAN.
Mise en Valeur des Gisements Métallifère
- [9] RAPPORT final de l'ORGM : 1992
- [10] TECHNIQUE DE L'INGENIEUR. (ENP) -
- [11] VERDEN, J. 1968.
Mécaniques des sols. --

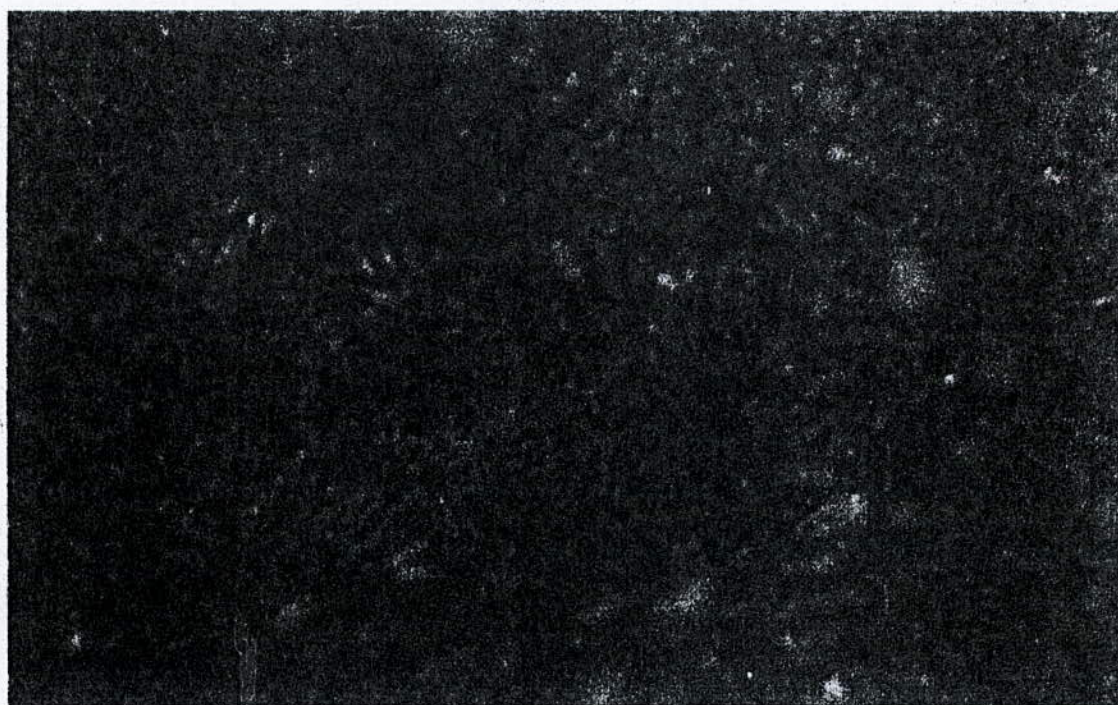
BIBLIOGRAPHIE

- [1] AMAROUCHE, S 1994.
Flottation des minerais sulfurés : cas d'un échantillon de Oued Amezour, /
mémoire de fin d'étude, ENP, Alger.
- [2] BARBERE .G 1997
Annales des mines, le traitement des minerais sulfurés complexes par flottation. /
- [3] BOUADLA .H 1990.
Etude d'Exhaure de la mine. Cas de Kharzet Youcef. /
- [4] Carte de Ain Azel 1977. Par sonatrach (ORGM)
- [5] DAHLEB, K 1990.
Etude de l'approfondissement du puits de la mine de Kharzet Youcef. /
- [6] Djegloud, m 1998.
Etude d'orientation sur la préparation mécanique du calcaire de Rais-Hamidou. /
- [7] FELLOUS, F 1988.
Flottation de minerais complexes : cas d'un échantillon de cavallo #
- [8] GAUDIN : flottation .
2^{ème} édition New York
- [9] MOKHTARI, T 1996
Etude d'enrichissement par flottation d'un minerai polymétallique de plomb et #
Zinc. Gisement de Boukhedma . W. Setif.
- [10] NOUVEAU traité de chimie minérale Tome X111. (ORGM)
- [11] PICOT, P.1977.
Atlas des minéraux métalliques
- [13] Saada)
- [14]] SEOUDI, K .1997.
simulation par colonne de la lixiviation en tas d'un Minerai d'Uranium)
.Gisement de Timgaouine (Hoggar, algerie).
- [15] SME Mineral processing Handbook.1985
volume 1. volume 2
- [16]] RAPPORT sur la valorisation du minerai
- [17] ZOUAOU, A.1990.
Rapport sur la valorisation du minerai
- 



50 μ m

Section polie en lumière polarisée :
[la blende (grise), hématite (rougeâtre), calcaire (blanc)]



50 μ m

Section polie en lumière polarisée :
Une particule de pyrite de forme ocellée dans un ciment dolomitique