

4/01

RÉPUBLIQUE ALGÉRIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
Ecole Nationale Polytechnique

Département de Génie Minier

PROJET DE FIN D'ETUDES

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

AMELIORATION DU TAUX DE RECUPERATION DU ZINC
DU MINERAI SULFURE DU GISEMENT
DE CHAABET EL HAMRA.

Proposé par :

E.N.O.F.

Étudié par :

Kh. GOUISSEM

Dirigé par :

M^r. M. OULD HAMOU

PROMOTION 2001

10 ,Avenue Pasteur ,BP 182 El-Harrach ALGER –ALGERIE

Je dédie ce mémoire à ceux qui me sont chers .

A mes parents pour leur sollicitude ,

à mes sœurs,

à Houria et ses enfants.

à Sihame et sa famille.

Zhaled

Remerciements,

J'exprime ma profonde gratitude à ceux qui m'ont prodigué leur aide pour mener ce travail à son terme. J'ai nommé :

Monsieur OULD HAMOU Malek pour sa direction avisée,

Monsieur SAADA ABDEL HAFID pour son assistance considérable

*Monsieur ABDELOUAHED Cherif
Chef du département de chimie ORGM*

*Monsieur FERRADJ Ameer ingénieur chimiste,
ainsi que le personnel de Khazet Foucef.*

Mes remerciements s'adressent aussi aux membres du jury qui ont accepté de juger ce travail. et aux enseignants de l'E.N.P notamment ceux du département Génie Minier.

*Pour le cercle de mes amis et collègues de l'E.N.P
je réserve mon souvenir fidèle et affectueux..*

Abstract :

Après l'ennoyage de la mine plomb-zinc de *Kharzet Youcef* en 1990, l'activité de l'usine minéralurgique a survécu grâce au gisement de *Chaabet El Hamra* mis en exploitation dans le voisinage.

Cet approvisionnement salubre satisfait le besoin en zinc de l'usine mais pas celui du "plomb" dont le compartiment se retrouve désaffecté.

Nous étudions dans la présente memoire apartir d'un echantillon de minerai du gisement *Chaabet El Hamra* l'optimisation du procédé de traitement par flottation, en vue d'améliorer le taux de recuperation de la blende et par consequent le zinc.

Mots clés: *flottation, zinc, plomb, traitement, mine*

Abstract :

After the destruction of *KHARZET YUCEF* Lead-Zinc mine in 1990, the activity of the mineralogical factory has outlived owing to the deposit of *CHAABET EL HAMRA* under exploitation in the proximity.

This beneficial Supplying satisfies the need in zinc but not that of the lead whose compartment is affected.

Based on this, the present study, deals with the optimization of the treatment by flotation on a *CHAABET EL HAMRA* ore sample in order to increase the Zinc production.

Mots clés : *flotation, zinc, plumb, treatment, mine*

ملخص:

بعد الحادث الذي مس منجم الزنك و الرصاص بجزرت يوسف سنة ١٩٩٠ .
أنقذت نشاطات معمل معالجة المعادن بفضل منجم الزنك بشعبة الحمراء و الذي يقع في نفس المنطقة.

في دراستنا هذه ,قمنا بتجارب طفو المعادن على عينة من منجم شعبة الحمراء, و ذلك لرفع نسبة استرجاع الزنك.

بمفاتيح:

طفو المعادن , الزنك, الرصاص معالجة المعادن منجم

Sommaire



	Page
Introduction	1
Chapitre I : Généralités	
1. Connaissance du zinc	2
2. Connaissance du plomb	3
3. Propriétés comparées du plomb et du zinc	4
Chapitre II : Enrichissement par flottation	
1 La flottation	5
2 Phénomène physico-chimique de la flottation	6
3 Les réactifs de flottation	7
4. La cellule de flottation	9
5. Flottation des minerais sulfurés	
Chapitre III : Le minerai de <i>Chaabet El Hamra</i>	
1. Géologie du gisement	12
2. Evaluation des réserves	14
3. La laverie de <i>Kharzet Youcef</i>	14
Chapitre IV : Identification du minerai	
1. Identification du minerai	21
2. Analyse granulométrique	25
3. Analyse granulochimique	39
Chapitre V : Essais de flottation	
1. Etude de broyabilité	32
2. Essais de flottation	34
3. Paramètres étudiés	35 à 57
Conclusion	58
Annexe I (Détermination des paramètres physiques)	60
Annexe II (Méthodes d'analyse)	63
Bibliographie	71

INTRODUCTION



Lors de leur extraction du sous-sol, les minerais métalliques sont toujours accompagnés des minéraux de la gangue qui les entoure. La séparation des substances stériles s'impose comme une tâche essentielle pour les mineurs. Les anciennes méthodes employées étaient désignées sous le nom de préparation mécanique des minerais. Pour l'essentiel il s'agissait d'une opération de lavage dans des appareils simples, à effet de séparer les corps en fonction de leur densité.

Le vingtième siècle a vu l'écllosion de méthodes perfectionnées en génie minier. Leur importance est fondamentale pour l'approvisionnement mondial en matières minérales. En rapport avec la présente thèse de fin d'étude, nous distinguons parmi ces méthodes modernes la flottation, que nous aborderons suivant la référence de l'exploitation du minerai de *Chaâbet el Hamra*, près de Sétif.

A notre époque et à travers le monde, la nécessité se fait sentir de recourir à des minerais à basses teneurs. La technique a suivi et des méthodes de valorisation spéciales permettent d'extraire des matières à partir de roches considérées par le passé comme dépourvues de toute valeur. Ces dites méthodes permettent aussi et en premier lieu, d'optimiser les rendements sur les minerais de gamme plus riche.

Ceci nous ramène à la flottation, pour dire que ce procédé de traitement est le plus efficace, le plus souple et le plus employé des méthodes de séparation solide-solide. La flottation met en jeu – simultanément-- les propriétés physiques et les propriétés chimiques des corps en présence, par l'effet de la variation artificielle de la densité de certaines substances.

L'application que nous considérons dans cette étude se rapporte à la production de concentré sulfuré de zinc provenant du gisement polymétallique de *Chaâbet El Hamra* citée ci-dessus. L'enrichissement du minerai se fait, à proximité, à 10 km de distance, à l'usine de *Kharzet Youcef*, lieu de notre stage de fin de cursus. Une des plus grandes laverie minières du pays, mise en service en 1979, qui a pu être récupérée

Kharzet Youcef se rattache à la mine originelle (plomb et zinc) abandonnée des suites d'un coup d'eau fatal (inondation survenue en Juin 1990). Hors d'atteinte l'usine a repris du service grâce au gisement de substitution de *Chabet El Hamra*, mais dont la très faible teneur en plomb a contraint à la fermeture du compartiment réservé à ce minerai.

Le concentré blende obtenu à *Kharzet Youcef*, tout comme celui d'El Abed près de Tlemcen, est expédié vers l'usine métallurgique d'El Ghazaouet.

Précisons en conclusion que la présente thèse de fin d'études porte sur l'augmentation du taux de récupération du zinc par l'optimisation des paramètres de flottation réalisée sur un échantillon de 50 kg de minerai.

Chapitre I

Généralités

Généralités

Notre sujet porte sur le zinc. Il convient, en guise d'introduction de ce travail, d'en rappeler les généralités comme celles du plomb d'ailleurs auquel il est le plus souvent associé et précisément dans l'échantillon de minerai que nous avons étudié.

1.a. Zinc (cf.10-13)

Il est connu dès le 16^{ème} siècle. Son exploitation industrielle a commencé en 1740 en Angleterre.

Le zinc constitue 0.02% de la lithosphère. Le minerai principal reste la blende (ZnS) bien qu'il existe des traces de zinc natif en Australie.

Les pays producteurs de premier plan de ce minerai sont le Canada avec 25% de la production mondiale, les USA et le Mexique. Hors de l'Amérique du Nord, les deux autres grands producteurs sont l'ex-URSS et l'Australie, avec un dixième de la production mondiale chacun.

1.b Utilisation du zinc et ses alliages :

Le zinc est un métal assez mou. Ses propriétés mécaniques sont fortement influencées par les impuretés. Les applications du zinc métal se divisent en quatre groupes principaux :

- Protection des aciers.
- Fonderie.
- Obtention d'alliages cuivreux.
- Usage du zinc laminé.

La protection anticorrosion des aciers est la principale utilisation du zinc, avec 40% de la production mondiale. Le zinc laminé est utilisé pour la couverture des bâtiments et ses accessoires. Cet emploi est fondé sur deux propriétés: la facilité de travail du zinc laminé et sa très bonne résistance à la corrosion.

Les alliages de zinc sont surtout employés en fonderie, les plus connus sont du type « zamak » qui contiennent 4% d'aluminium, 1% de cuivre et 0.04% de magnésium. Ces alliages sont caractérisés par un point de fusion relativement bas 380° C et une agressivité faible vis à vis de l'acier, ce qui permet d'obtenir de 200 000 à 400 000 pièces avec le même moule.

Le zinc est également employé dans l'industrie du plastique, du caoutchouc, de la peinture. Même en agriculture il est inclus dans certaines compositions d'engrais.

1.c. Minéralogie :

Le minerai principal est la blende (ZnS). On connaît aussi à l'état naturel la calamine ($ZnCO_3$), des silicates, l'oxyde mais rarement.

Les principaux minéraux du zinc et leurs caractéristiques sont portés dans le *tableau (II)* :

MINERAL	FORMULE	TENEUR EN Zn	Densité en Kg /m³
Blende (sphalérite)	ZnS	67,1	3500-4500
Smithsonite	$ZnCO_3$	59,5	3580-3800
Calamine	$Zn_4Si_2O_7(OH)H_2O$	54,2	3400-3500
Hydrozyncate	$Zn_5CO_3OH_6$	59,5	3580-3800

Tableau (II) : les principaux minéraux de zinc et leurs caractéristiques.

2.a. Plomb : (cf.9-13)

L'emploi du plomb est nettement plus ancien que celui du zinc. Il remonte à plusieurs millénaires, comme en témoignent les objets qui sont parvenus jusqu'à nous, en raison de l'insensibilité à la corrosion.

Le plomb constitue 0.014% de la lithosphère, il existe surtout à l'état de sulfures, la galène (PbS).

Le plomb est assez répandu dans le monde et son extraction est géographiquement très dispersée. Elle compte un groupe de quatre grands producteurs, que sont le Canada, les Etats-Unis, la Russie et l'Australie et une quinzaine de producteurs moyens dont le Mexique, la Chine et le Maroc.

2.b Utilisation du plomb et de ses alliages :

C'est un métal dense et mou. Il se laisse facilement façonner en feuille, en tube et en fil. Le plomb pur ou faiblement allié est utilisé principalement pour ses propriétés que sont :

- La tenue à la corrosion
- La résistance à l'attaque de certains produits chimiques,
- La grande plasticité
- L'absorption des rayons X ou γ .

Son emploi le plus commun est la construction des plaques d'accumulateurs. On le trouve aussi sous forme de revêtements de tôles, de tubes ou de fils pour les protéger contre la corrosion. Il sert comme élément de couverture, pour les

appareils chaudronnés de l'industrie chimique. Il est aussi utilisé pour la radiographie.

Les propriétés du plomb sont modifiées par divers éléments dans les alliages, dans le but soit d'augmenter sa dureté, soit d'abaisser sa température de fusion.

- Un ajout d'arsénique, d'étain ou d'antimoine durcit le métal et permet son utilisation comme plomb de chasse ou dans l'imprimerie.

- Un ajout d'étain sert à abaisser sa température de fusion et son utilisation comme baguettes de soudure.

Son emploi très vaste touche la fabrication des peintures, des carburants et celle des cristaux.

2.c Minéralogie :

Dans la majorité des cas, les gisements plombifères sont complexes, et les minerais sont associés à des minéraux tels que la blende (sulfure de zinc ZnS), la pyrite (sulfure de fer FeS), etc. Les gisements plombifères contiennent souvent des métaux précieux, comme l'argent.

La galène, sulfure de plomb (PbS), et la cérusite, carbonate de Pb (PbCO₃), sont les deux minerais exploités.

Les caractéristiques des principaux minerais de plomb sont portés dans le *tableau(I)*:

Minerai	Formule	Teneur en Pb%	Densité en Kg /m ³
Galène	PbS	86,6	7400-7600
Cérusite	PbCO ₃	77,5	6400-6600
Anglesite	PbSO ₄	68,3	6100-6400
voulphérite	PbMgO ₄	55,8	6300-7000

Tableau (I) Principaux minerais de plomb et leurs caractéristiques.

3. Propriétés comparées du plomb et du zinc:

Propriétés	Plomb	Zinc
Aspect	gris bleuté.	blanc.
Structure cristalline	cubique à faces centrées	hexagonal compact.
Masse atomique	207,2.	65,38.
Nombre atomique	82.	30.
Température de fusion (°C.)	327.42	419,5
Température d'ébullition (°C.)	1740 +/-10	907
Masse volumique à 20°C (Kg /m ³).	<u>11350</u>	7133

Chapitre II

ENRICHISSEMENT
PAR FLOTTATION

Enrichissement par flottation

Les gisements de matières premières minérales contiennent rarement un seul minéral. Un minerai se compose le plus souvent de substances utiles et d'une gangue stérile. Parfois il y a présence de substances nuisibles. Aussi convient-il, avant toute commercialisation, d'éliminer au moins une partie de la gangue et, si possible, certaines substances nuisibles.

Dans une usine minéralurgique (laverie), les trois opérations essentielles du traitement minéralurgique sont la fragmentation, la classification granulométrique et l'enrichissement.

La fragmentation a pour but de réduire les dimensions des fragments sortant de la mine. Elle répond à une double préoccupation:

- d'une part, libérer les constituants minéralogiques de la roche exploitée, condition indispensable à toute tentative de séparation,
- d'autre part, se placer dans l'intervalle granulométrique d'efficacité du procédé minéralurgique adopté. En effet, tout procédé de séparation solide-solide n'est efficace qu'à condition de traiter des grains dont les dimensions sont situées à l'intérieur d'une zone granulométrique définie.

La **classification granulométrique** permet le contrôle de la fragmentation. Elle permet si nécessaire, l'approvisionnement en tranches granulométriques séparées de la section d'enrichissement, pour leur traitement séparé.

L'**enrichissement** consiste le plus souvent en une séparation solide-solide. Dans un appareil de concentration et sous l'action des forces spécifiques, les grains constituant le minerai pulvérulent suivent, selon leur nature, des trajectoires différentes. Cette opération fait appel à des appareils :

- gravimétriques : suivant le principe de la différence de poids spécifiques des constituants minéralogiques
- magnétiques : les minéraux sont séparés en fonction de leur susceptibilité magnétique ;
- électrostatiques : qui séparent selon la valeur de la conductivité électrique.

L'enrichissement par **flottation** pour sa part, consiste à diminuer la mouillabilité de certains constituants solides d'une pulpe, pour être ensuite entraînés par des bulles d'air vers la surface.

1 La flottation : (cf.1-2-13)

Nous avons dit dans l'introduction, que la *flottation* est la méthode de séparation d'un mélange de corps la plus efficace, la plus souple et la plus employée. des plus importantes application technique de la chimie –physique des surfaces.

Pour réaliser une flottation, il est nécessaire d'ajouter à la pulpe des réactifs.

- Ceux de la famille des **collecteurs** sont des substances organiques, qui se fixent sur la surface de certains minéraux et les rendent moins hydrophiles.

- Ceux de la famille des *moussants* sont des tensioactifs qui diminuent la tension superficielle de l'eau et favorisent la formation d'une mousse dans laquelle sont retenus les grains flottés.

Pour améliorer la sélectivité d'une flottation, d'autres réactifs sont souvent nécessaires comme, par exemple, les *déprimants et activants*, substances le plus souvent minérales, qui réduisent ou augmentent l'action des collecteurs sur certains minéraux.

On utilise aussi parfois des *réactifs modificateurs* de pH, dont le rôle est très important : un minéral ne flotte en effet que dans un intervalle plus au moins étendu de pH.

2. Phénomène physico-chimique de la flottation : (cf.1-2-6)

a) Tension superficielle :

Elle est illustrée par le curieux phénomène suivant :

le fer est plus dense que l'eau, or si on dépose délicatement sur la surface de l'eau d'un récipient une aiguille à coudre, cette aiguille va flotter. Ce phénomène s'explique par le comportement des molécules constituant la couche superficielle du liquide et qui s'exprime comme suit :

- Une molécule au centre du liquide et en profondeur est soumise à une multitude d'interactions de la part de toutes les molécules environnantes. La résultante des forces agissant sur cette molécule est nulle.

- En revanche, la résultante des forces s'exerçant sur une molécule de la surface subit une résultante non nulle. Cette résultante est dirigée vers l'extérieur du liquide.

La tension de la surface libre d'un liquide est appelée tension superficielle. Elle a tendance à rétrécir au maximum la surface libre d'un liquide.

Mathématiquement parlant pour accroître la surface libre d'un liquide d'une quantité dS , il faut produire une force dF . Le coefficient dF/dS exprime la valeur de la tension superficielle σ du liquide. Dans le cas de la surface libre de l'eau à 20°C

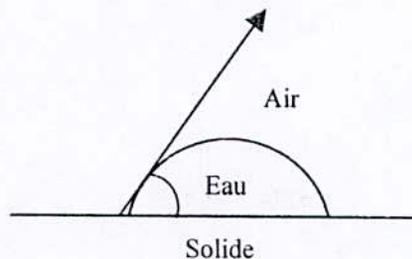
$$\sigma = 7.10^{-4} .$$

σ s'exprime en newton par mètre (N/m).

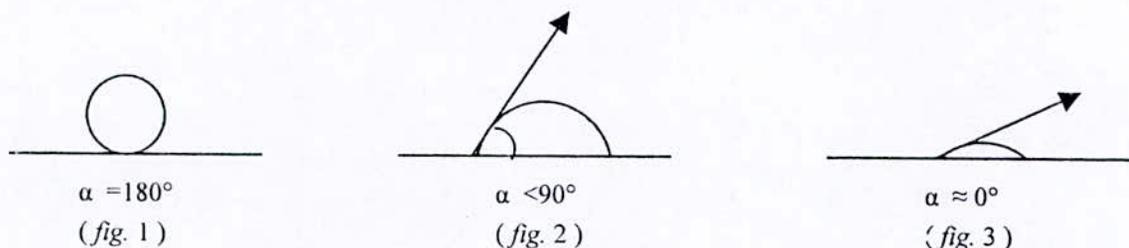
b) Angle de contact :

L'effet de séparation par flottation est fonction de la mouillabilité relative des constituants à séparer. Considérant une goutte d'eau placée sur une surface plane, le constat est qu'elle prend une position d'équilibre caractérisé par un angle (α),

entre la surface du solide et la tangente à la surface de l'eau. Cet angle est appelé (*angle de contact*).



On appelle corps hydrophobes, les corps ayant un grand angle de contact (*fig:1-2*). Inversement un corps hydrophile a un petit angle de contact (*fig :3*)



Ces angles naturels peuvent être modifiés par ajout dans la pulpe de certains réactifs de flottation que nous développerons ci-après.

3. Les réactifs de flottation : (*cf.1-5-8*)

L'utilisation des réactifs de flottation consiste à modifier d'une manière dirigée, l'énergie superficielle sur l'inter phase des trois phases (liquide/ solide /gaz), 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.

a) Les collecteurs :

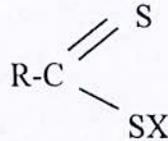
Les collecteurs sont des réactifs généralement organiques, constitués de molécules polaires – non polaires.

Ces molécules se fixent sur la surface solide des particules, pour constituer un revêtement hydrophobe. Ainsi, les bulles d'air s'adhèrent sur les surfaces hydrophobes et entraînent les particules à la surface de la pulpe.

Les principaux collecteurs sont les acides gras, les xanthogénates, les sulfates et les sulfonates, les amines primaires à longue chaîne et certaines substances non ioniques ; ils se divisent en deux principaux groupes :

1) *les collecteurs anionique :*

exemple : les XANTHATES pour la flottation des minerais sulfurés



R: radical alcool

X :K ou Na.

2) *les collecteurs cationiques :*

exemple : les amines gras $r\text{-NH}_2$, pour la flottation des carbonates de plomb et de zinc.

b) les moussants :

ce sont des molécules hétéroplanes de faible solubilité, utilisées pour avoir un grand nombre de bulles, et avoir une écume assez stable, que l'on puisse évacuer avant que les particules ne tombent. Généralement, on utilise l'*huile de pin*.

c) les modificateurs :

• *les déprimants :*

on les ajoute pour empêcher ou retarder la flottation de certains minéraux, afin de permettre une flottation sélective

• *les activants :*

ils activent les surfaces de certains minéraux ou augmentent la flottabilité des autres.

d) les régulateurs du milieu :

destinés à :

- précipiter les sels solubles qui nuisent à l'action des collecteurs.
- à établir le PH nécessaire pour l'action des collecteurs.

4. La cellule de flottation : (cf.3-5-14)

La cellule de flottation est une cuve munie d'un agitateur, d'un système d'injection de l'air et d'un dispositif de raclage des mousses chargés de particules. Les cellules sont groupées en bancs, à l'intérieur desquels elles sont souvent spécialisées .

- les cellules *dégrossisseuses* sont alimentées en minerais tout venant. Elles fournissent un préconcentré imparfaitement épuré et un rejet contenant encore des substances utiles .
- les cellules *finisseuses* retraitent le préconcentré jusqu'à l'obtention d'un produit définitif ; leur rejet retourne aux dégrossisseuses.
- Les cellules d'*épuisement* traitent le rejet des dégrossisseuses pour en tirer un produit relativement pauvre qui est renvoyé vers les dégrossisseuses.

Voir *schéma* (III-a) de la cellule de flottation

5. Flottation des minerais sulfurés :(cf.1-6-11)

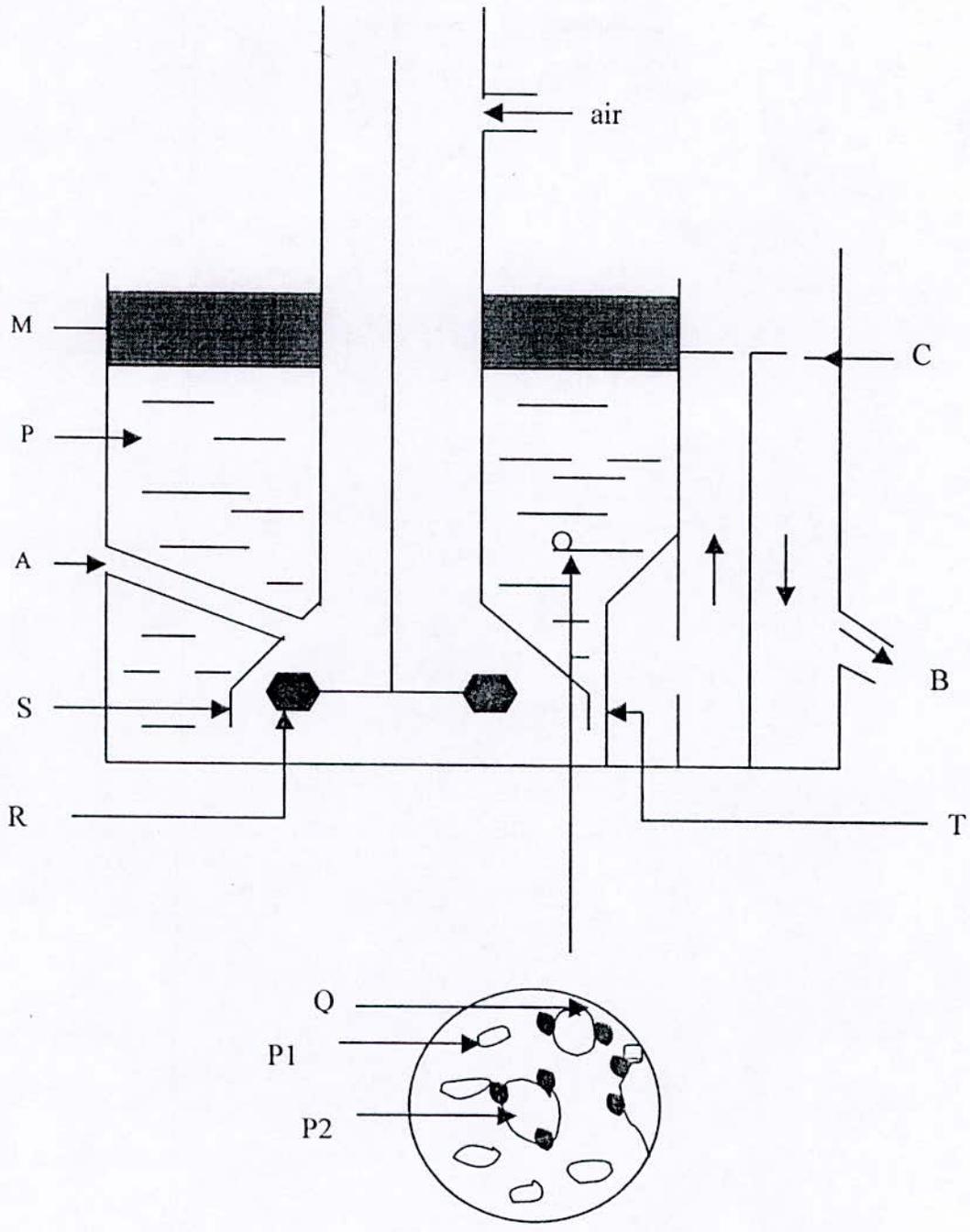
La flottation des minerais sulfurés du plomb et de zinc est une technique bien connue et a fait l'objet de plusieurs études.

En pratique, on flotte en premier le plomb puis le zinc.

Pour la flottation du plomb, on utilise les collecteurs sulfhydriques (éthylxanthate) et l'huile de pin comme moussant dans un milieu alcalin (pH= 8à10),le depresseur le plus efficace est le cyanure de sodium NaCN.

Pour flotter le zinc, on l'active par le sulfate de cuivre(CuSO_4) et on le collecte par l'amyloxanthate dans un milieu moyennement alcalin (pH= 10à12).

Voir *tableau* (.III-a) des différents réactifs utilisés pour les minerais sulfurés de plomb -zinc .



A : alimentation
 B : sortie de la pulpe
 C : contrôle de niveau
 M : mousse
 P : pulpe

P1 : minerais hydrophobe
 P2 : gangue hydrophile
 Q : bulle d'air
 R : rotor
 S : stator

T : baffle

Schéma (III-a) de la cellule de flottation

substances	association	Sous produit	régulateur	activant	Déprimant	collecteur	moussant	pH	pénalisation	Teneur du concentré marchand
a) Flottation du plomb et dépression du zinc et de la pyrite										
Galène PbS.	Blende, pyrite, chalcopryrite, minerais oxyde de plomb et de zinc.	Au, Ag, Cu.	Chaux carbonate de soude : 500-2000g/t	Sulfate de cuivre : 250-500g/t	Sulfate de zinc : 500-1500g/t. Cyanure de sodium : 50-125g/t (blende)	Ethylxanthate : 25-100g/t ou dithiophosphate	Méthylisobutylcarbinol : 25-75g/t	8 à 9	Zn > 8% Fe, Si, S > 0.3% Bi > 0.5% As, Sb > 0.5%	60% Pb
b) Flottation du zinc et dépression de la pyrite										
					Chaux : 500-2000g/t (pyrite)	Dithiophosphate ou amyloxanthate : 50-125g/t	Acide crésylique : 2-5-75g/t	9 à 12		
a) minerai à pyrite et blende										
Blende ZnS.	Blende, pyrite, chalcopryrite, minerais oxyde de plomb et de zinc.	Au, Ag, Cu, Pb	Chaux : 1000-2500g/t	Sulfate de cuivre : 250-500g/t		Dithiophosphate ou amyloxanthate : 50-125g/t	Acide crésylique : 2-5-75g/t	9 à 11	As, Sb, Fe > 15%	60% Zn possibilité à partir de 40%

Tableau I : Les différents réactifs utilisés pour les minerais sulfures de plomb-zinc

Chapitre III

Le minerai de Chaabet El Hamra

Le minerais polymétalliques du gisement de *CHAABET EL HAMRA*

La planche (1) représente l'emplacement du gîte de *Chaabet El Hamra* de coordonnées géographiques : longitude 5° 31'25'' et latitude nord 35° 5' 15''.

Il se situe près de la ville d'*Ain Azel* à 50 km au Sud de *Sétif*. A la base de l'activité minière de cette région, il y a la mine de *Kherzet Youcef* dont l'exploitation a commencé en 1906. Son développement entrepris entre 1975 et 79 aboutit à l'émergence d'un des plus grands complexes miniers du pays pour la production de concentré sulfurés de plomb et de zinc.

Malheureusement la mine fut anéantie par ennoyage en juin 90. L'usine de traitement minéralurgique implantée sur le site même de la mine dut son salut – au plan de l'approvisionnement -- à la présence, à une distance de 10 km, d'un gisement au stade de préparation du nom de *Chaâbet El Hamra*.

Le gisement de *Kharzet Youcef* est de nature plombo-zincifère, celui de *Chaabet El Hamra* est zinco-pyriteux. Il s'en suit la désaffectation actuelle du compartiment plomb de l'usine.

1. Géologie du gisement

Grâce à l'affleurement de ses couches minéralisées, le gîte de *Kharezet Youcef* est connu depuis le début du siècle. La mise en évidence du gîte de *Chaabet El Hamra* date des années 1960.

1.a Géologie générale :

Le gisement de *Chaabet El Hamra* fait partie de la zone métallogénique du *Hodna*. Il correspond au raccordement tectonique de trois structures distinctes qui sont :

- le secteur Est de l'Atlas Tellien,
- le secteur Nord de l'Atlas Saharien
- un massif médian ou môle de Ain Mlila .

La structure géologique du gisement montre la réunification des dépôts des séries du Valanginien, du Hautérivien, du Barrémien inférieur et moyen, de l'Aptien supérieur du Miocène et du Quaternaire .

Le gisement est caractérisé par ses cinq corps minéralisés, à allure stratoïde , dont deux seulement renferment les réserves de zinc à 95% ,et 99% de pyrite.

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

1.b Morphologie du gisement :

La recherche faite par SIDAM, signale la présence de deux corps minéralisés, avec une superficie de 160000 mètres carrés, sur une épaisseur moyenne de 5 mètres. Cependant, l'étude faite par l'O.R.G.M en 1992 et les travaux d'infrastructure, ont démontré que ces deux corps étaient deux séries superposées d'amas en biseaux .

Les lentilles sont séparées par des intercalaires de 1 à 3 m. Elles se rejoignent dans certaines zones, pour former une seule lentille avec une puissance allant jusqu'à 12 m.

Les deux faisceaux sont allongés en direction NW-SE (300-320°), avec un pendage vers le NW de 15° et une longueur d'environ 2700 mètres, ils sont séparés par un intercalaire de 6 à 11 m d'épaisseur

L'étude de l'O.R.G.M aboutit aux résultats suivants :

- Des réserves géologiques et minières plus faibles ;
- Un taux de salissage plus important (15 à 20%).

1.c Hydrogéologie :

Les données géologiques et les travaux d'exploitation ont confirmé la présence d'une nappe d'eau :

- ◆ Aquifère du Barémien situé dans la dolomie gréseuse. Les caractéristiques de cette nappe ne sont pas connues encore, ce qui impose de faire une étude hydrogéologique, une fois les travaux d'exploitation dépassant le profil 15 ;
- ◆ La nappe Hautérivienne a été étudiée au mois de Mars 1993 par un essai de pompage, qui a donné les résultats suivants :

- débit : 203 m³/h ;
- rabattement : 43 mètres ;
- transmissivité : 4,4. 10⁻⁴ m²/s ;
- perméabilité : 7. 10⁻⁶ m/s ;
- épaisseur moyenne : 63 mètres ;

1.d Minéralogie :

Les roches constituant le sol du gisement de *Chaabet El Hamra* sont :

- Les grès organogènes ;
- Les argiles ;
- Les dolomies à sphalérite (couche à minéralisation zincifère) ;
 - Les dolomies stériles.

La couche porteuse est constituée de Pyrite ; Marcassite ; Blende ; Galène rare.

Les dolomies sont sombres, d'âge Hautérivien à Barémien (la minéralisation se situe au Hautérivien).

1.e Caractéristiques du minerai de sphalérite (blende) :

Le minéral de Zn dans le gisement de *Chaabet El Hamra*, est la sphalérite. C'est un sulfure de zinc (ZnS), avec dans le réseau du fer jusqu'à 25 %, du Mn jusqu'à 5 %, et des traces de Cd, Ga... ; du système cubique, en cristaux souvent maclés en minces lames, à clivages parfaits, à cassure lamelleuse ou conchoïdale; à éclats résineux souvent translucide avec reflets rouges verts, jaunâtre à brun-noir. On la trouve associée à des pegmatites, mais surtout dans des filons hydrothermaux, ou encore en imprégnation de roches sédimentaires. Fréquemment associée à la pyrite, la galène et la chalcoppyrite.

- La teneur de Zn dans la sphalérite est de 67,1 % ;
- La densité est de 3500-3800 kg/m³ ;
- La dureté est de 5 à 6 (Mohs).

2. Calcul des réserves :

Deux méthodes ont été utilisées pour le calcul des réserves.

	O.R.G.M.	SIDAM
Méthodes	Blocs géologiques	polygones
Réserve (millions de tonne)	5.02	4.808
Teneur en zinc (%)	5.57	6.41
Suivant les deux méthodes :		
Les réserves en métal sont égales à 308 208 tonnes en moyenne.		

Cependant, les réserves sont présentées séparément : tableau éventuell

- la partie supérieure, au dessus du niveau hydrostatique entre les profils 0 et 10. Elle présente deux faisceaux représentant des réserves récupérables de 1 239 368 tonnes à 6,44 % de Zn dont 551 584 tonnes à 6,27% pour le faisceau supérieur et 687 784 tonnes de réserves à 6,58% pour le faisceau inférieur.

- la partie inférieure, au dessous du niveau hydrostatique, entre les profils 10 et 15.

Les paramètres considérés pour le calcul des réserves miniers sont :

- Le taux de salissage : 15-20 % ;
- Le taux de perte : 10 %.

3. Description de la laverie de *Kherzet Youcef* :

L'usine d'enrichissement du complexe de *Kherzet Youcef*, fait partie des plus importantes réalisations industrielles de l'Algérie dans le domaine minier.

Elle est conçue pour le traitement du minerai Plomb/Zinc de la mine de *Kherzet Youcef*, mais après le coup d'eau de 2 juin 1990, qui a causé l'inondation de la mine, l'usine exposée au risque de fermeture, a repris du service grâce à l'ouverture de la mine de *Chaabet El Hamra* distante d'une dizaine de kilomètres. L'usine présentait initialement presque toutes les méthodes d'enrichissement. De nos jours la laverie ne produit que le concentré blende. Ce qui a entraîné les suspensions suivantes :

- de la section de séparation gravimétrique ;
- du deuxième étage de broyage ;
- de précriblage de tout-venant au niveau du concasseur à mâchoires ;
- des hydrocyclones ;
- de la séparation magnétique ;
- de la section flottation pour le plomb.

Ces modifications tiennent compte de la faible teneur de Zn dans le tout-venant de *Chaabet El Hamra*, et répondent au souci d'économie de l'énergie et de dépenses. Le schéma technologique inclut le broyage humide, après le concassage en deux étapes, suivi de la flottation en trois étapes. La capacité de travail de la laverie maximale est de 100 000 tonnes, pour l'année 2000, pour un niveau de production de 75 000 tonnes de minerai humide.

Section de concassage et criblage :

L'installation de préparation du minerai est conçue pour fonctionner à une cadence de l'ordre de 400 t/j. La réduction de tout-venant de 0-300 mm jusqu'à 0-15 mm s'effectue en deux étapes.

Première étape :

Le produit abattu est transporté dans des camions et déversé dans la trémie de récupération d'un volume de 30 m³. Le minerai est introduit dans un concasseur à mâchoires, et sort avec une dimension de 0-40 mm.

Deuxième étape :

Les produits issus du concasseur à mâchoires sont acheminés à l'aide d'un convoyeur à bande N°1, vers le crible vibrant de type « SIMONS » à maille (20*160 mm). La classe granulométrique supérieure à 15 mm est introduite dans le concasseur à cône, qui fonctionne en cycle fermé avec le crible vibrant.

Le produit issu de concasseur est déversé dans la bande N°3, pour y être repris par la bande N°1, qui le déverse à son tour dans le crible une seconde fois.

La fraction qui passe par le crible (0-15mm) est déversée dans deux trémies métalliques d'une capacité de 25 tonnes chacune. Le minerai, est acheminé par la suite vers la section broyage à l'aide de la bande N°5 .

Section broyage :

Le broyage et la classification visent à révéler les particules minérales, et optimiser les conditions de traitement . Le broyage se fait par voie humide, et se réalise en une seule étape avec deux broyeurs à boulets de capacité de 11 et 17 tonne/h. Les deux broyeurs travaillent en circuit fermé avec un classificateur monospirale qui ne laisse passer que les fines vers les cellules de flottation.

A noter qu'avant la bande N°8, qui transfère le produit concassé vers les broyeurs, il existe deux trémies en béton de 100 tonnes de capacité chacune.

Section flottation :

Le cycle de flottation de ZnS, est précédé par une agitation à effet de permettre au sulfate de cuivre de libérer les grains minéraux de ZnS. Le cycle comprend une opération principale ; une de contrôle et trois opérations d'épuration.

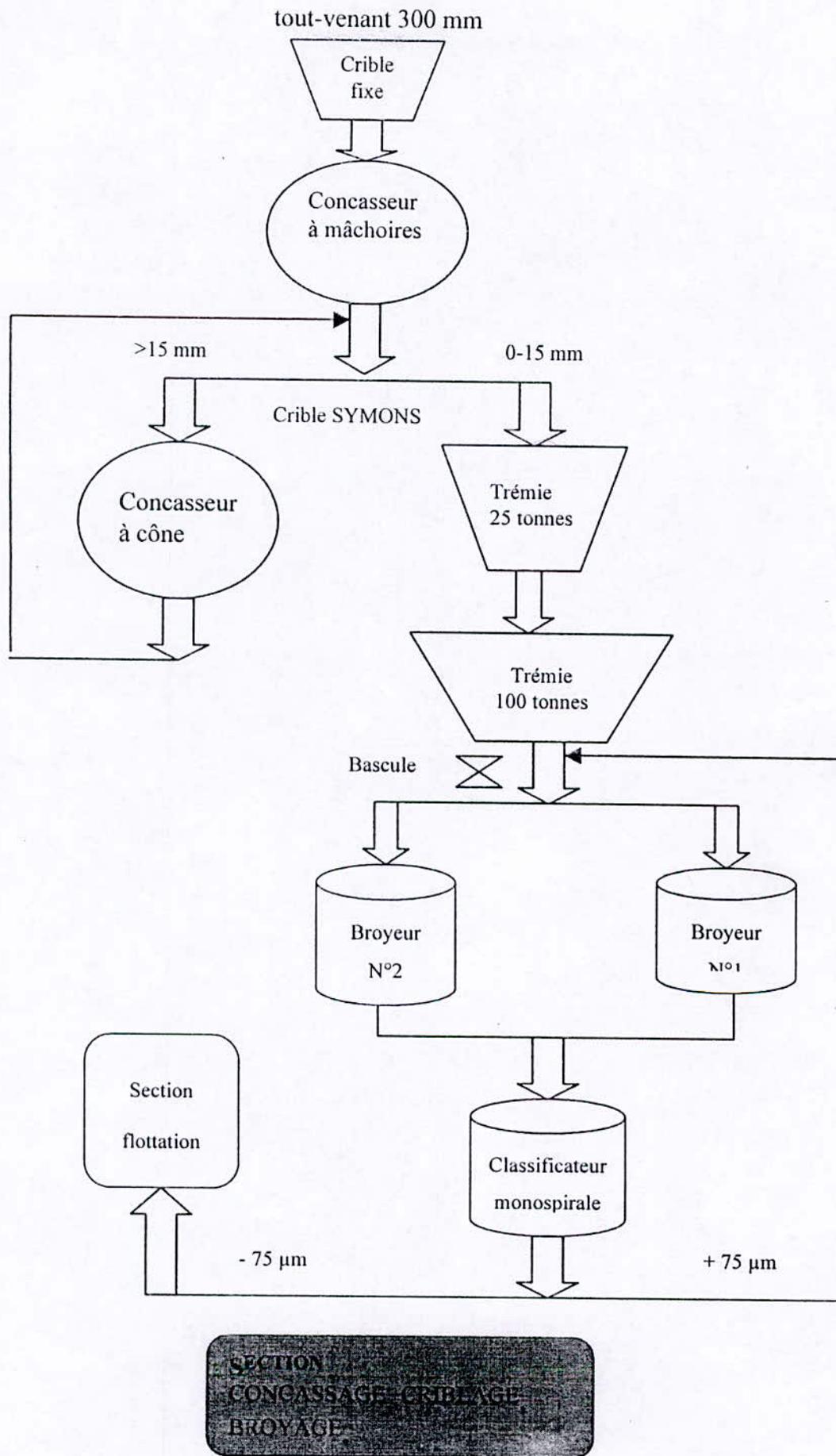
Le schéma principal de flottation, permet des modifications temporaires au moyen de connexions par tubes.

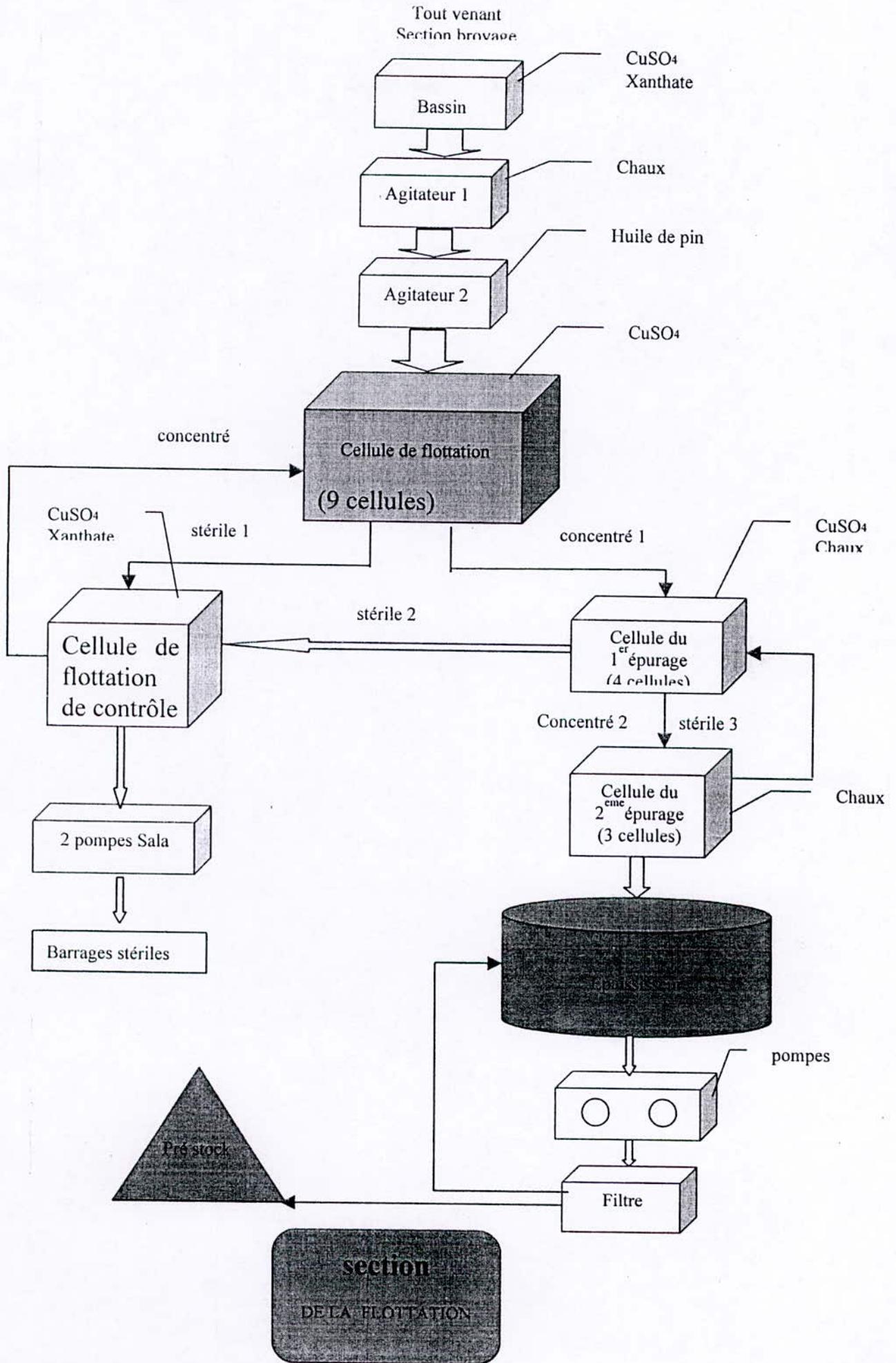
Le drainage des concentrés vers les épaisseurs se fait par l'intermédiaire de pompes. Après épauissage, les concentrés sont aspirés par des pompes à membranes et dans des filtres à tambour s'effectue la filtration.

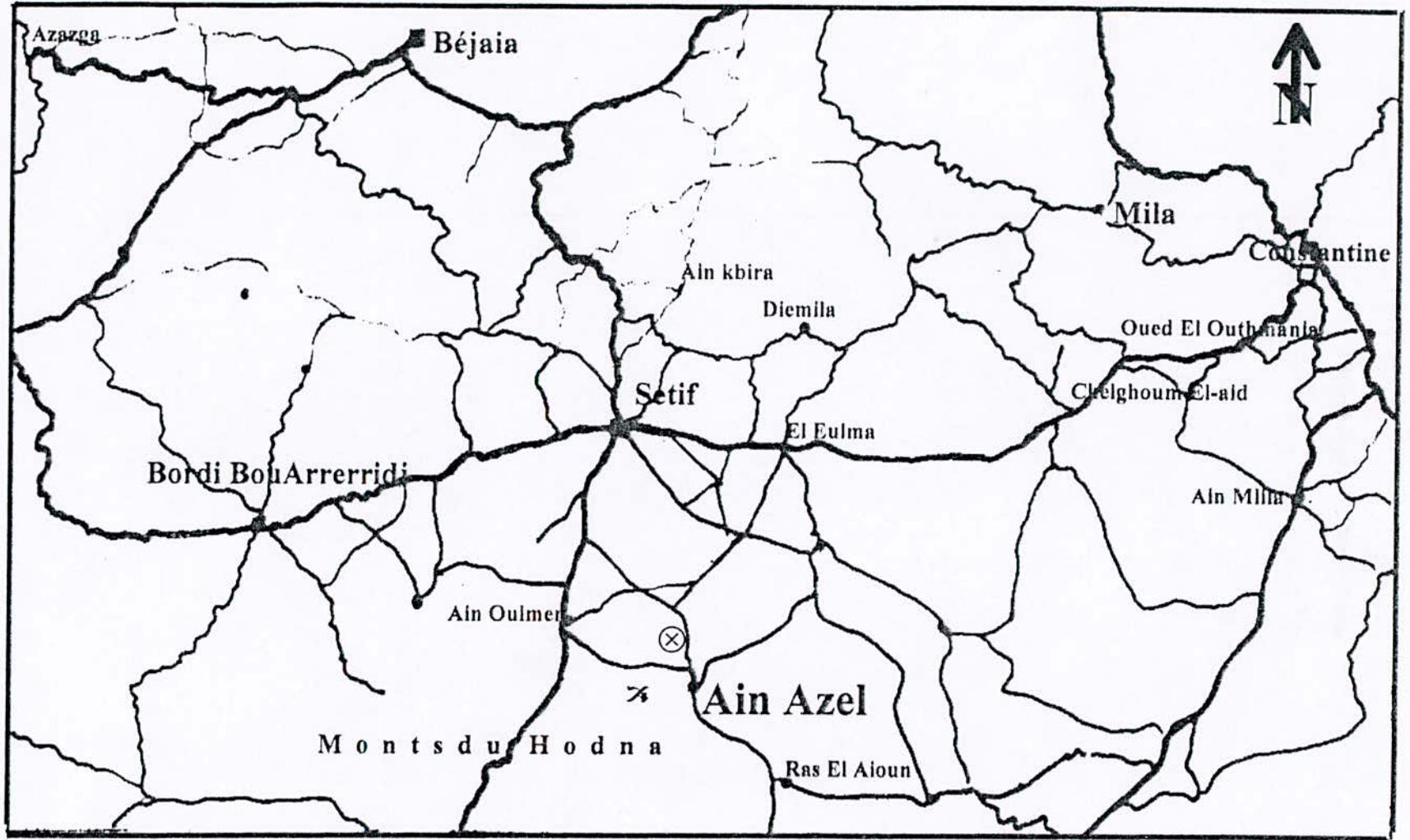
Le concentré de ZnS est expédié par voie ferrée à l'unité S.N.S d'électrolyse de *Ghazaouet* .

La figure1 représente le schéma de la laverie.

*





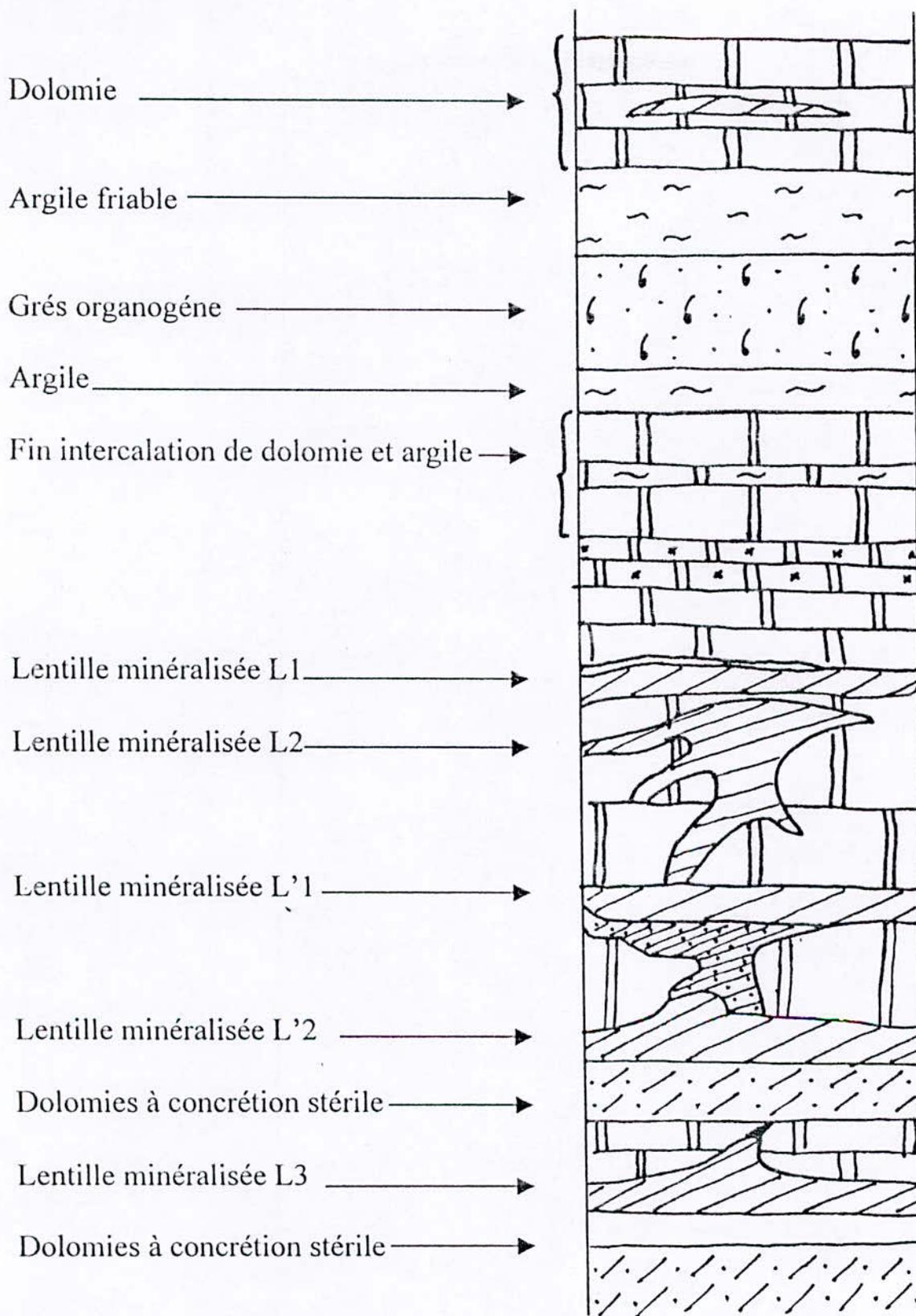


⊗ laverie de Kharzet youcef

⊗ la mine de Chabet El-Hamra

Echelle : 1/300000

Situation Géographique



Coupe stratigraphique de la région de *Chaabet El Hamra*

Chapitre IV

Identification

du minerai

Identification du Minerai

1 .a. L'échantillonnage :

L'échantillon mis à notre disposition par l'ENOF provient du gisement de *Chaabet El Hamra*.

Il a été prélevé du tapis qui emporte le minerai concassé sortant de la trémie vers le broyeur à boulets.

Son poids total est de 50 Kg environ.

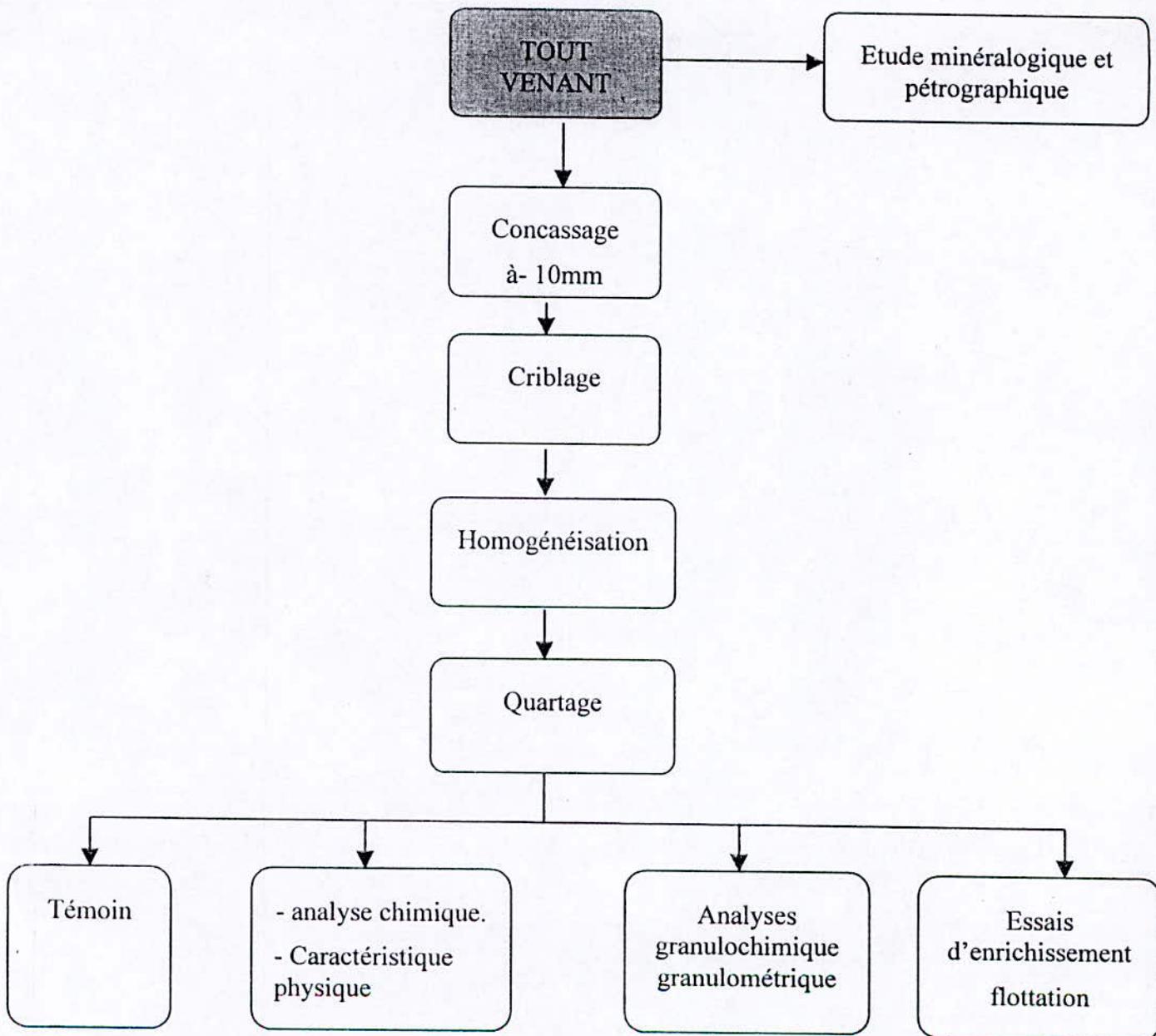


Schéma de la répartition du minerai pour essais et analyse

1. b. Etude minéralogique et pétrographique :

L'étude pétrographique et minéralogique sur une section pôle, réalisée au sein du laboratoire de l'ENP, nous a permis de distinguer les principales minéralisations :

-Les pyrites :

elles apparaissent sous trois formes :

- en grains fins xénomorphes 0.050 mm, disséminés dans la dolomie I.
- En agrégats (0.-0.5mm)
- en filonnets de 10 à 15 cm de longueur.

-La blende:

Elle se présente en général sous forme d'agrégats monocristallins, de dimension 10mm ou en cristaux classiques isolés de dimensions 0.08 à 0.3 mm.

La répartition de la sphalérite dans les dolomies encaissantes est irrégulière.

Elle est présente dans les trois principaux corps porteurs de minéralisation

-La marcassite :

Elle se présente sous forme d'agrégats cristallins aplatis.

Quant aux minéralisations secondaires :

-**La galène** : est peu fréquente, on la trouve parfois associés a la barytine.

-**Hématite** : est très abondante, parfois associée à la barytine.

-**La dolomie** : présente une teneur importante dans la constitution de la gangue, elle forme les roches encaissantes.

-**La barytine** : est rare, elle se présente sous forme de filonnets, de composition monominérale, formant des nids dans les minerais pyriteux de couleur blanche.

1.c. Analyse chimique :

Les analyses chimiques effectuées par absorption atomique (voir annexe 1) sur l'échantillon représentatif obtenu après quartage et broyage, nous ont donné les résultats suivants :

Zn%	Sp%	Pb%	Cu%
7.5	16.50	0.125	0.005

Résumé :

-Le gisement de *Chaabet El Hamra* est formé essentiellement de pyrite de blende dans une gangue formée de dolomie.

-*Chaabet El Hamra* est un gisement de blende et de pyrite

1.d. Détermination des paramètres physiques du minerai

dans l'annexe I figurent les détails de nos essais effectués au département Génie Minier pour la détermination des quatre paramètres suivants :

1.d.1 Masse volumique absolue :

Elle est déterminée suivant la formule suivante :

$$\rho = \frac{M}{V}$$

On y relève les valeurs :

tel que :

$$M=501.0\text{g} ; V=151.4\text{cm}^3.$$

$$\rho = 3.309\text{g/cm}^3$$

1.d.2 Taux d'humidité :

formule :

$$T\% = 100 \cdot (M_1 - M_0) / M_1$$

$$M_1 = 250.1\text{g}$$

$$M_0 = 249.5\text{g}$$

$$T\% = 0.24\%$$

1.d.3 Porosité :

la porosité d'une roche représente le volume des vides contenus dans l'unité de volume

formule :

$$P\% = \left[\frac{\text{volume des vides}}{\text{volume du matériau}} \right] \times 100$$

$$P\% = 3.76\%$$

1.d.4 Dureté :

suivant l'échelle de MOHS:

$$D = 5-6.$$

2. Analyse granulométrique : (cf.5-6)

Pour définir l'état granulométrique du minéral, on effectue un concassage sur un échantillon de poids connu puis un quartage jusqu'à l'obtention de la masse voulue.

L'analyse a été effectuée sur une série de tamis AFNOR allant de 5 mm à 0.074 mm, pour un échantillon d'1 Kg.

Après un tamisage par voie sèche, on pèse puis on analyse le refus de chaque tamis.

Les résultats obtenus sont portés sur le *tableau* (IV.2) ci dessous et présentés par les *figures* (IV.2) et (IV.3).

Mailles (mm)	Poids		Refus Cumules %	Passant Cumules %
	Grammes (g)	Répartition %		
+5	183.0	18.34	18.34	81.66
-5 +4	73.1	7.32	25.66	74.34
-4 +3.15	47.1	4.72	30.38	69.62
+3.15+2.50	59.3	5.94	36.32	63.68
-2.50+2.00	61.2	6.13	42.45	57.55
-2.00+1.60	39.0	3.90	46.35	53.65
-1.60+1.25	46.2	4.63	50.98	49.02
-1.25+0.80	88.7	8.89	59.87	40.13
-0.80+0.50	80.4	8.05	67.92	32.08
-0.50+0.25	77.9	7.80	75.72	24.28
-0.25+0.125	86.2	8.63	84.35	15.65
-0.125+0.074	76.5	7.66	92.01	7.99
-0.074	79.1	7.92	99.93	0.07
Total	997.7	99.93		

Tableau(IV.2) Résultat de l'analyse granulométrique

Interprétation des résultats :

La courbe du passant cumulé présente une concavité vers le haut, cela s'explique par le fait que :

Le coefficient d'uniformité (HAZEN) est trop élevé:

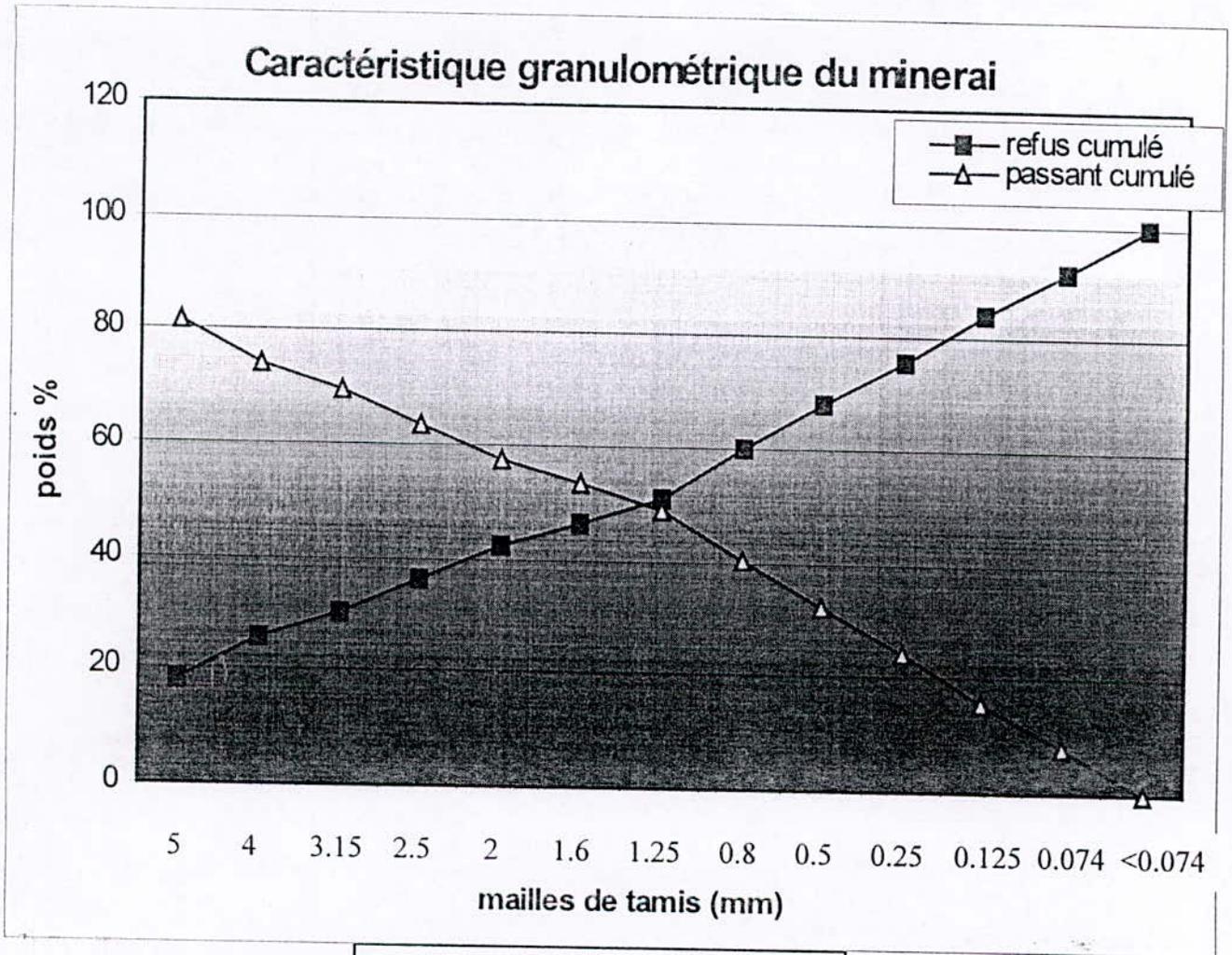
$$C_U = d_{60}/d_{10} = 20$$

Il ressort que la répartition granulométrique du minerai est hétérogène, ce qui explique que la résistance mécanique des différents composants minéralogiques est très variable.

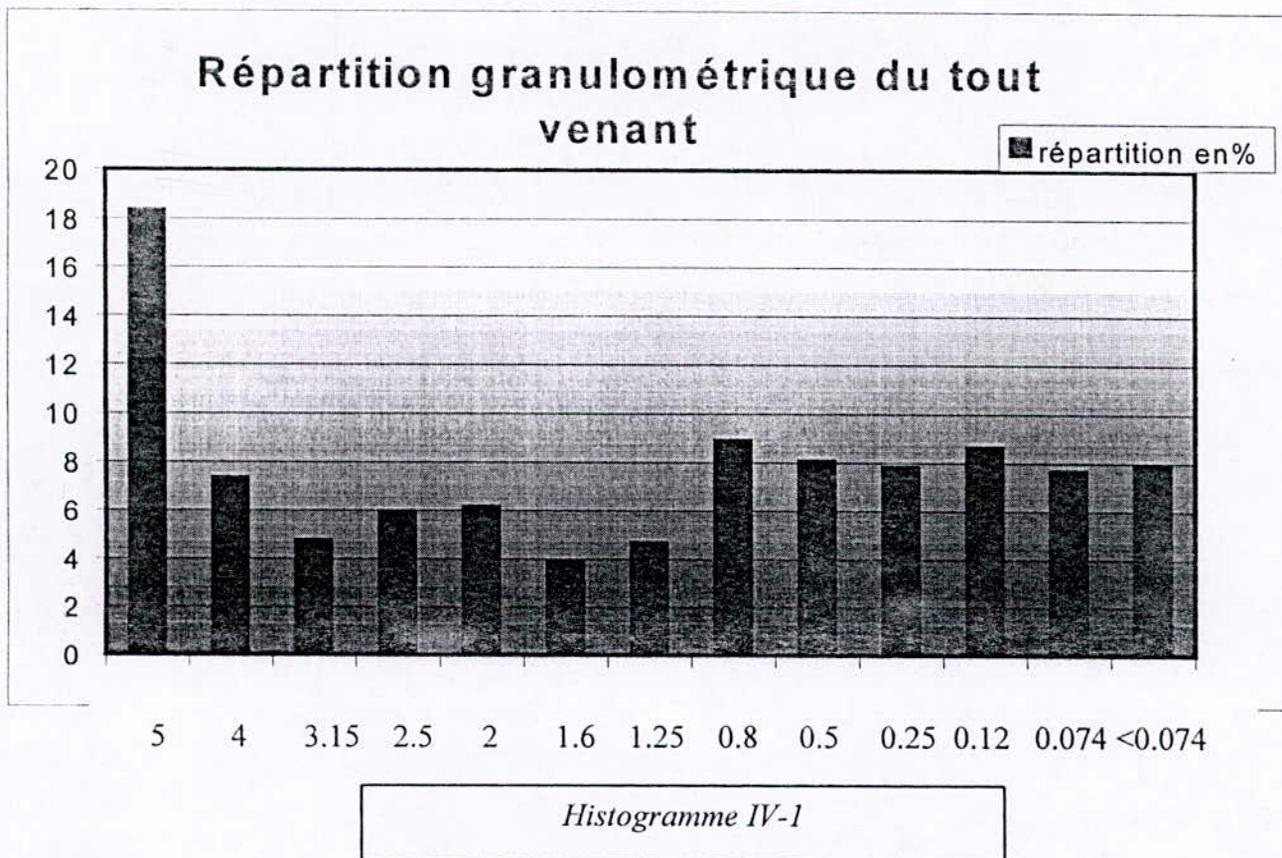
Le coefficient de courbure

$$C_c = 2 d_{30}/d_{60} * d_{10} = 3.2$$

Etant supérieur à 1 cela s'explique par le fait que la minéralisation est relativement tendre.



Graphe IV-1



3. Analyse granulochimique: (cf.4-12)

L'analyse granulochimique a pour objectif de préciser après classification l'aspect qualitatif et quantitatif en élément métallifère au niveau de chaque classe granulométrique.

Cette analyse s'est faite par analyse volumétrique et absorption atomique.

Les résultats sont portés sur le *tableau*(IV.4)ci dessous et les *histogrammes* (IV.4)et (IV.5).

Mailles (mm)	Poids %	Teneur %		Répartition %	
		Zn%	Pb%	Zn%	Pb%
+5	183.0	3.5	0.075	7.95	3.13
-5 +4	73.1	5.5	0.17	4.99	2.83
-4 +3.15	47.1	6.0	0.12	3.50	1.28
+3.15+2.50	59.3	4.5	0.50	3.31	6.76
-2.50+2.00	61.2	7.5	0.62	5.69	8.65
-2.00+1.60	39.0	8.5	0.25	4.11	2.22
-1.60+1.25	46.2	10.0	0.45	5.73	4.74
-1.25+0.80	88.7	11.0	0.82	12.11	16.59
-0.80+0.50	80.4	13.0	0.67	12.97	12.29
-0.50+0.25	77.9	14.5	0.97	14.02	17.24
-0.25+0.125	86.2	13.0	0.75	13.91	14.75
-0.125+0.074	76.5	8.5	0.62	8.07	10.82
-0.074	79.1	7.0	0.30	6.87	5.41
Total	997.7	-	-	100	100

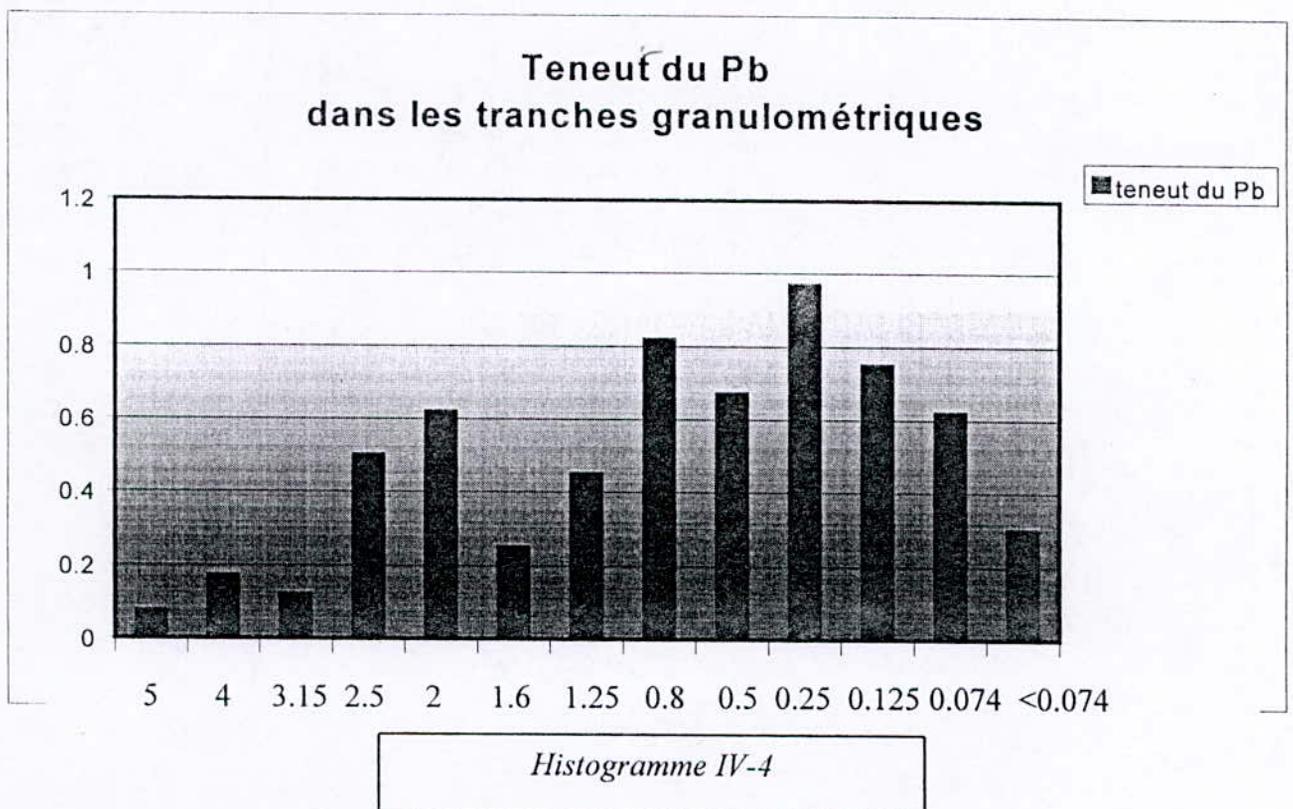
Tableau IV-4 analyse granulochimique

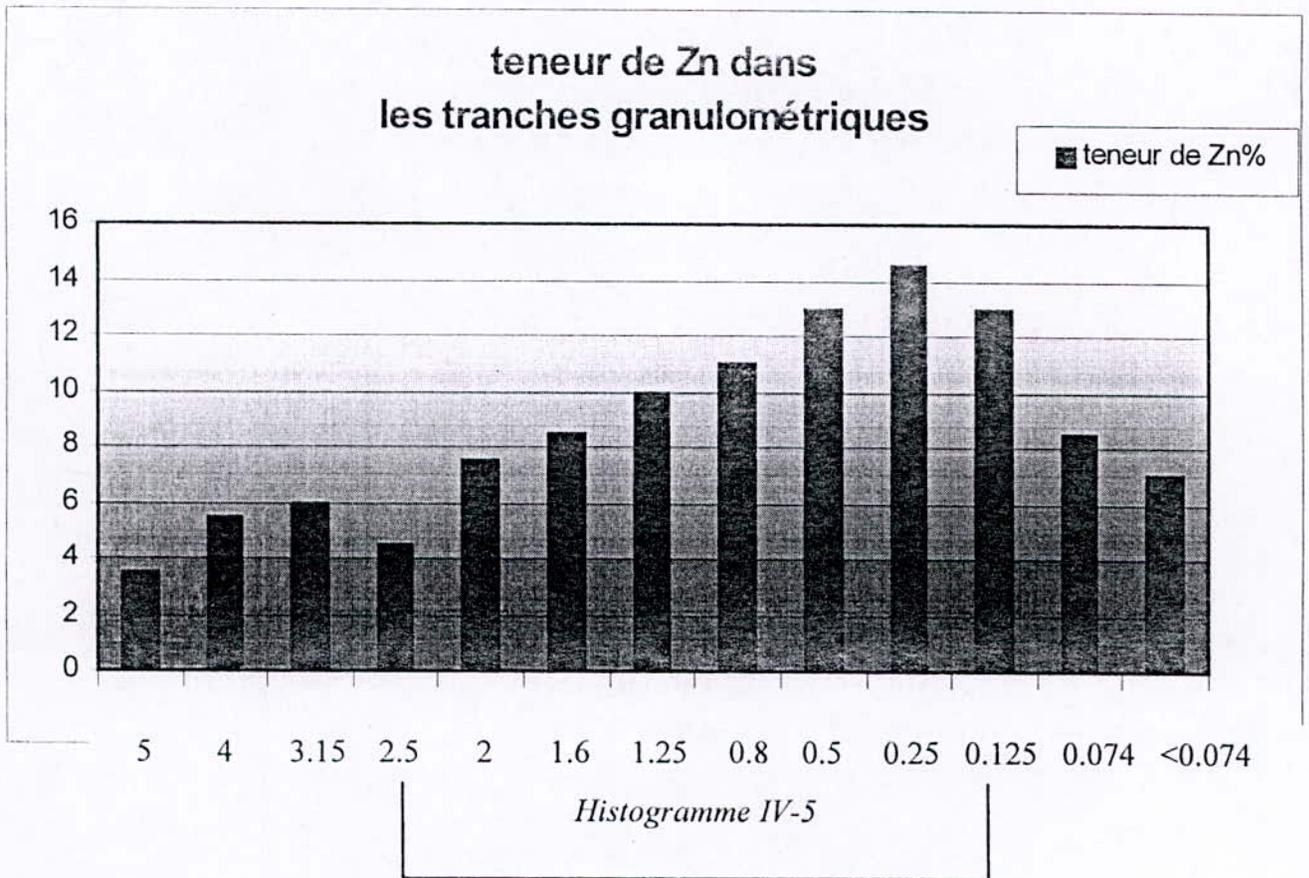
Interpretation des résultats :

Les résultats de l'analyse granulochimique indiquent que la teneur en zinc est plus importante dans les classes granulométriques inférieures et uniformément répartie dans les classes supérieures.

On interprète le zinc est finement disséminé dans la gangue exigeant un broyage fin pour sa libération.

La teneur en plomb est très faible dans toutes les classes granulométriques et varie entre 0.97 et 0.075.





Chapitre V

Essais de flottation

ESSAIS DE FLOTTATION

1. Etude de broyabilité:

Cette étude consiste à déterminer le temps nécessaire pour obtenir un degré de broyabilité de 80% des grains minéraux inférieurs à 74 μm , permettant ainsi la libération des minéraux utiles.

Conditions de travail :

- Broyeur à boulets de différentes dimensions
 - Charge broyante 4.2kg
 - Rapport solide : liquide (s : l = 1 : 1)
 - Le broyage est effectué par voie humide pour des durées variant de 10 à 45min
- Les résultats obtenus sont reportés dans le *tableau* (V.1), et sont représentés sur le *graphe* (V.1)

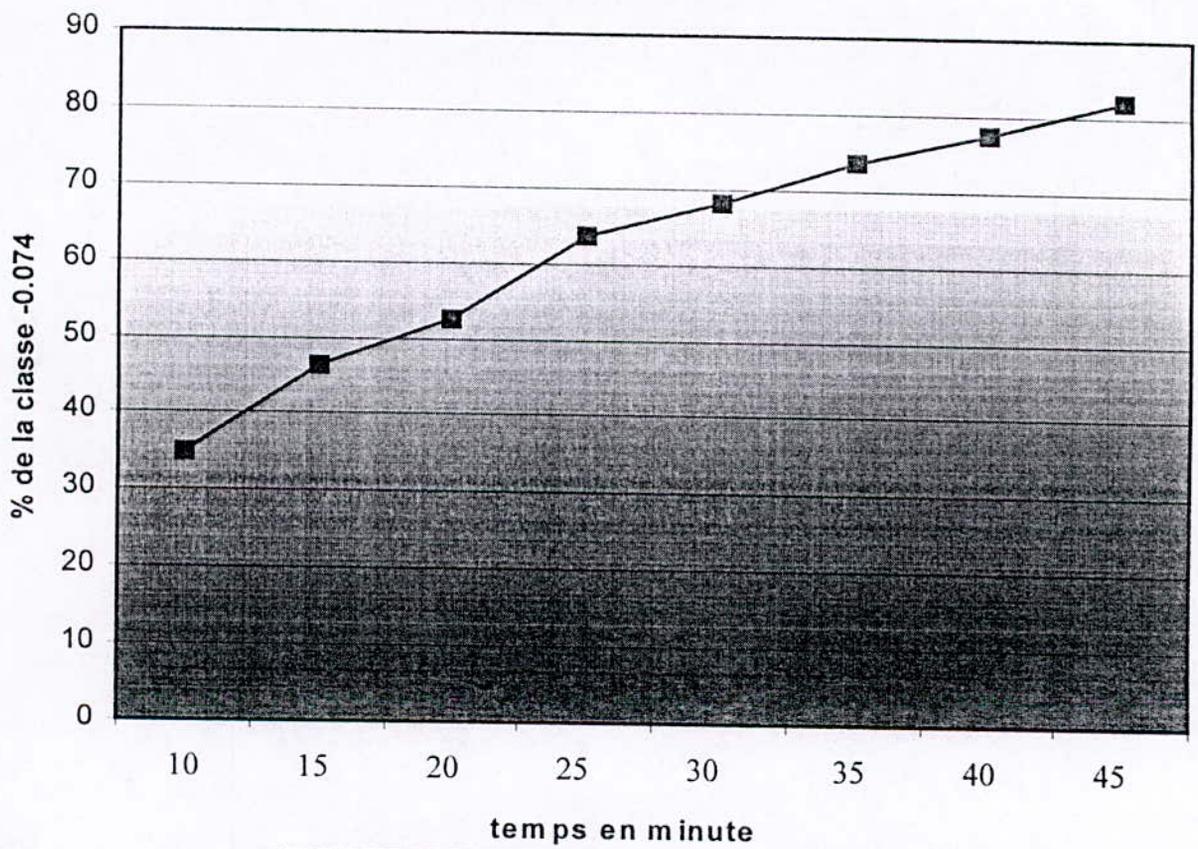
Temps de broyage (mn)	Poids de la classe-74 μm (g)	% de la classe-74
10	330.1	35.03
15	438.1	46.35
20	506.4	52.6%
25	618.9	63.6%
30	759.4	68.1
35	760.3	73.6
40	761.9	77.68
45	804.2	81.93

Tableau (V.1) : Variation de la classe -74, μm en % en fonction des temps de broyage .

Conclusion :

L'étude de la broyabilité nous a permis de prévoir le temps de libération optimale des minéraux avec une valeur de 45min .

variation de la classe -0.074mm(%) en fonction du temps de broyage



Graphe V-1

2. Essais de flottation :

La flottation est effectuée dans une cellule de type « Denver ».(fig. Ci-dessous).

Elle se compose de :

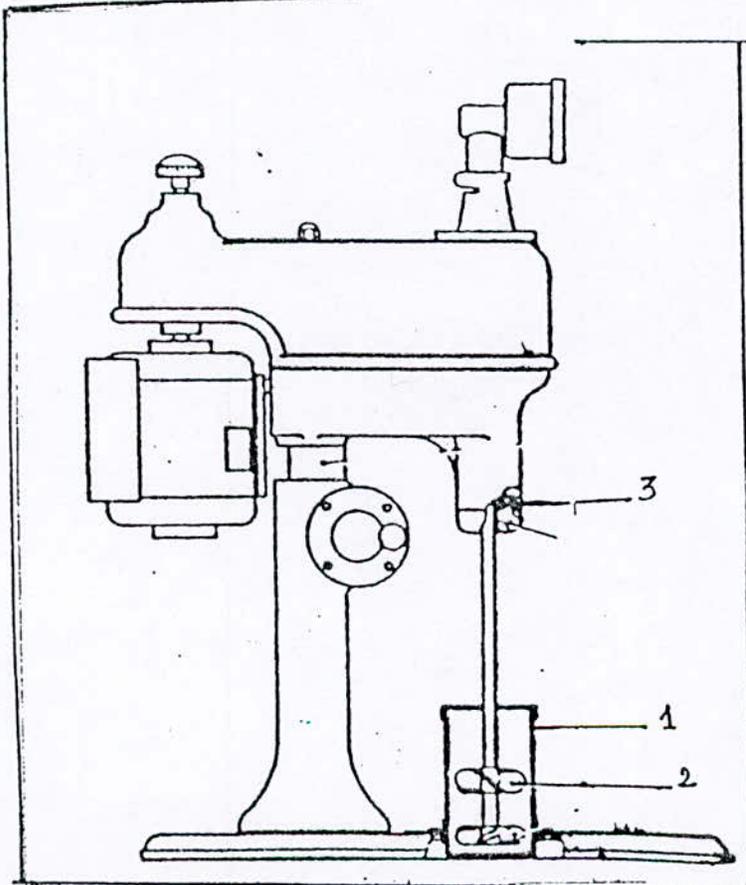
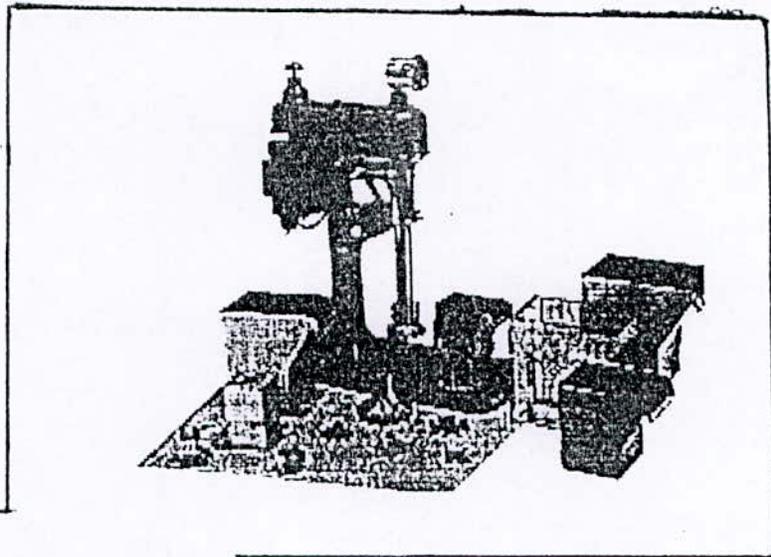
Une cuve de forme parallélépipédique.(1)

Un agitateur .(2)

Un dispositif pour l'injection de l'air.(3)

Une raclette.

Un bac pour la récupération des mousses chargées des particules.



• **Conditions opératoires :**

La vitesse de rotation est de 1200 tours/minute ;

Le rapport liquide :solide est 3:1(1:s=3:1) .

• **Préparation de l'échantillon :**

Un échantillon de 1Kg concassé à 1mm est mélangé à 1litre d'eau. il est broyé pendant 45 min dans un broyeur à boulets pour l'obtention de plus de 80% inférieur à 74 μ m.

Le produit obtenu est versé dans une cellule de flottation .

Dans cette partie , nous allons étudier l'influence de 3 principaux paramètres qui sont :

- L'influence de la quantité du collecteur l'Amylxsanthate.
- L'influence de la quantité de l'activant CuSO_4 .
- L'influence du temps de raclage.

3 PARAMÈTRES ETUDIÉS :

3.a) Influence de la quantité du collecteur A.X. :

L'amylxsanthate est le collecteur de la blende (ZnS).

Les consommations dans le circuit du zinc ont été variées de la manière suivante :

Réactifs	Quantités g /t			
Amylxsanthate	100	150	200	250

Flottation de la blende :

Flottation principale :

On ajoute dans la cellule :

- L a chaux (CaO)pour fixer ,le pH entre 10et 11.
- L'activant de la blende , le sulfate de cuivre CuSO_4 :300g /tonne, le temps de conditionnement est de 5min.
- Le collecteur ,l'amylxsanthate, conditionnement est de 5 min.
- Le moussant :12.5 g/tonne de l'huile de pins , le temps de conditionnement est de 1 min.
- On introduit de l'air ;
- Le temps de raclage est de 5 min.

On récupère la mousse formée à la surface pendant 5 min, qui représente le concentré 1.

Flottation de contrôle:

- On ajoute 50 g/tonne d'amylxanthate, le temps de conditionnement est de 3 min.
- 12.5 g/tonne de l'huile de pin, le conditionnement est de 1 min.
- On introduit de l'air ;
- Le temps de raclage est de 5 min.

On récupère la mousse pendant 3 min., qui représente le concentré 2.

Le schéma de Flottation est représenté dans la *figure* (A.1) suivante.

Les résultats obtenus sont portés dans les *tableaux* (A.1 ,A.2,A.3,A.4,A.5)et représentés par *les graphes*(A.1,A.2,A.3)

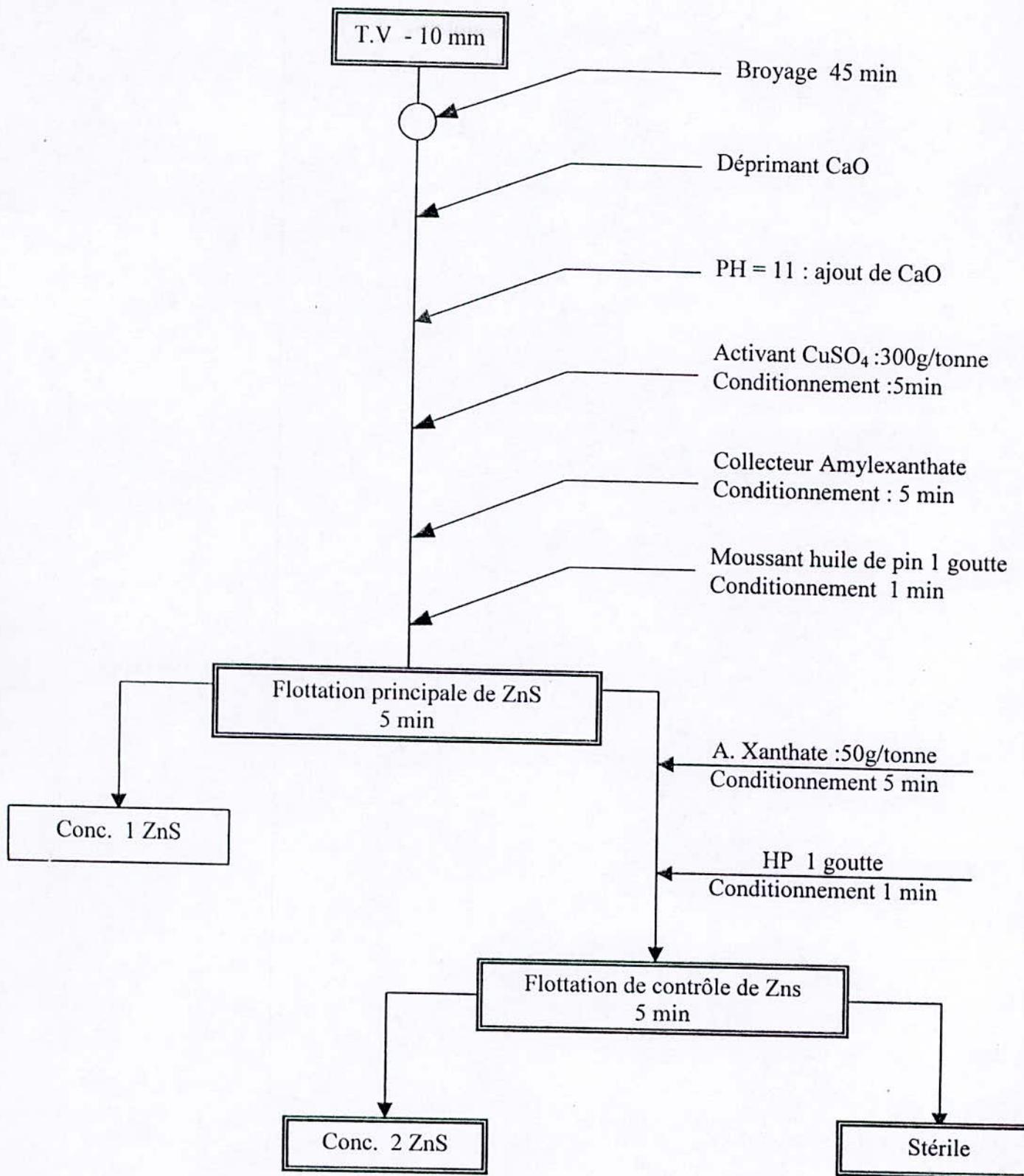


Figure (A.1) Schéma de flottation

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	17.42	32.39	564.23	75.23	76.91
C ₂	3.17	3.99	12.64	1.68	
<u>Stérile</u>	79.41	2.18	173.11	23.08	
<u>Total</u>	100			100	

Tableau A.1 : résultat de l'influence du collecteur

A.X :100g/tonne

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	10.97	53.05	581.95	77.59	80.07
C ₂	2.67	6.76	18.67	2.48	
<u>Stérile</u>	86.36	1.70	149.48	19.93	
<u>Total</u>	100			100	

Tableau A2 : résultat de l'influence du collecteur

A.X :150g/tonne

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	14.41	35.28	508.38	67.78	70.99
C ₂	7.90	3.05	24.09	3.21	
<u>Stérile</u>	77.67	2.80	217.47	28.99	
<u>Total</u>	100			100	

Tableau A.3 : résultat de l'influence du collecteur

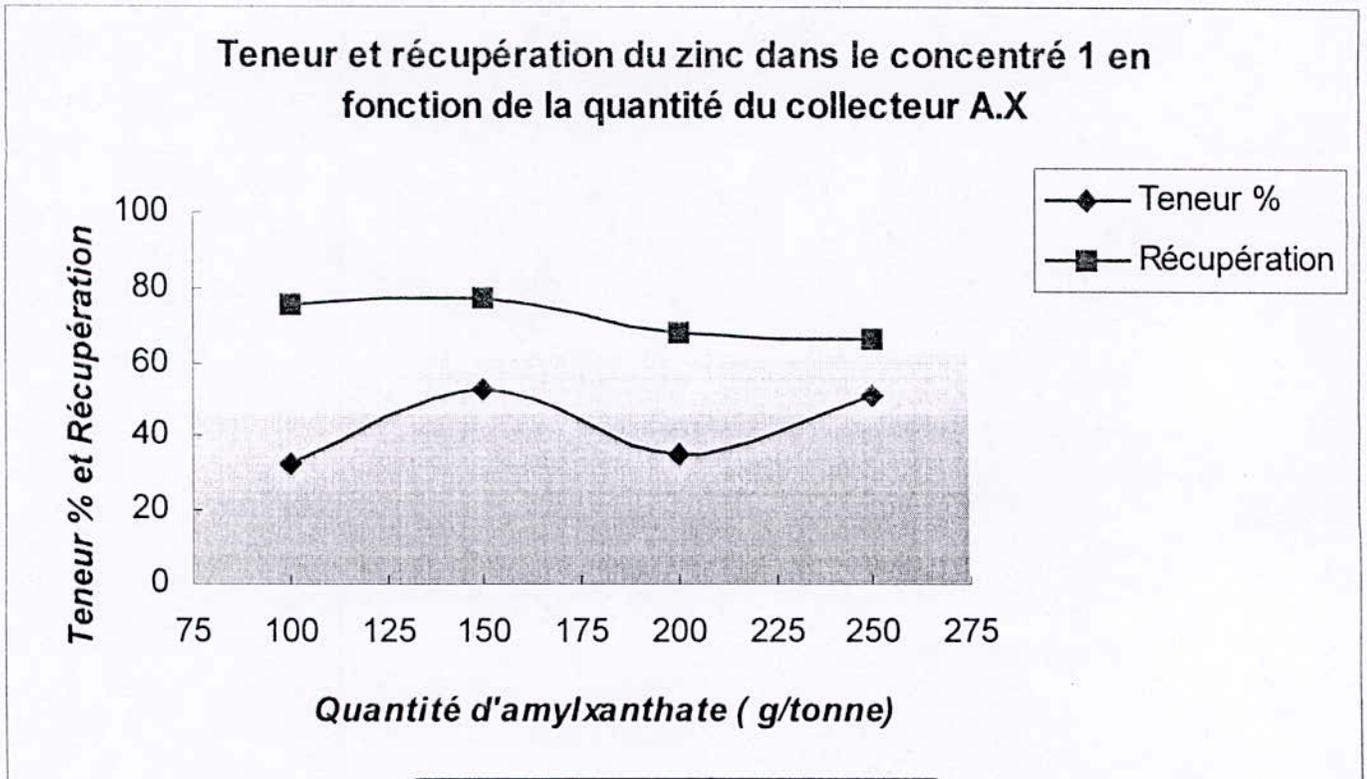
A.X :200g/tonne

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	9.70	51.47	499.26	66.56	69.77
C ₂	5.35	4.50	24.08	3.21	
<u>Stérile</u>	84.94	2.66	226.59	30.21	
<u>Total</u>	100			100	

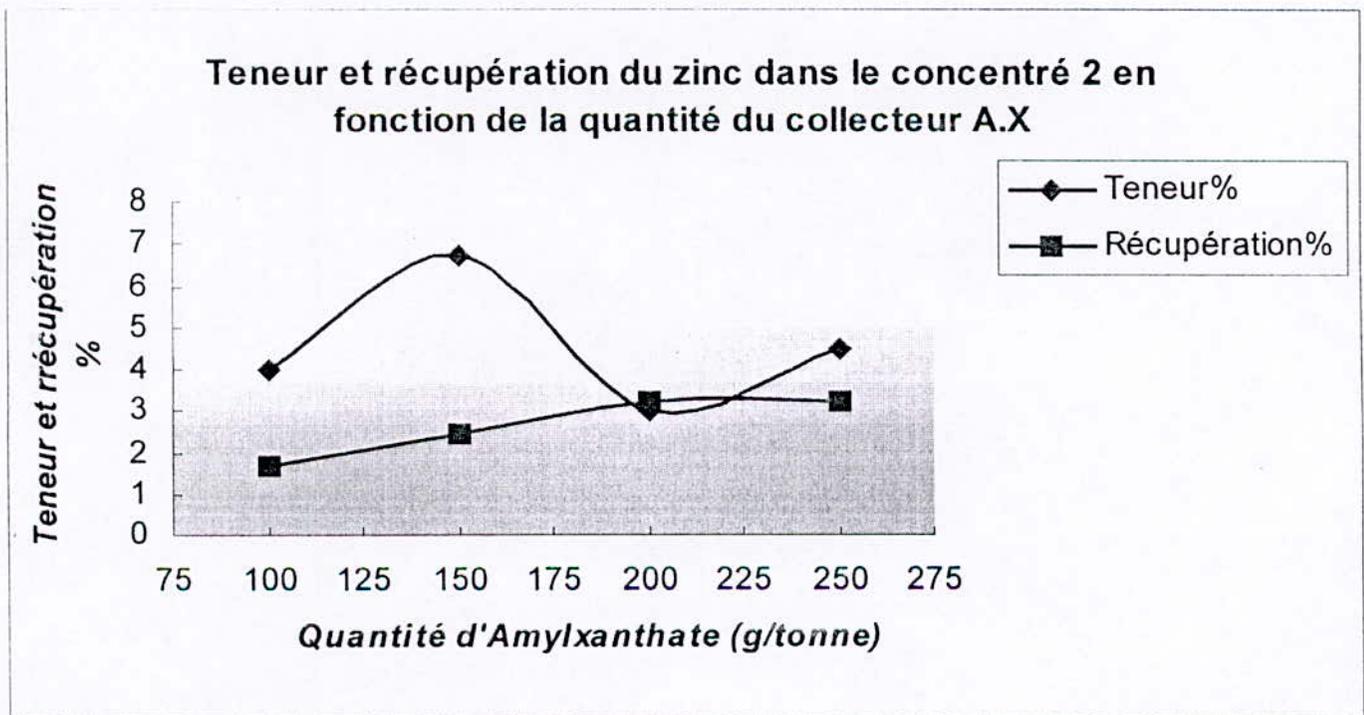
Tableau A.4 : résultat de l'influence du collecteur
A.X :250g/tonne

Produits	Quantité d'amylxanthate (g /tonne)	100	150	200	250
C ₁	Teneur %	32.39	53.05	35.28	51.47
	Récupération %	75.23	77.59	67.78	66.56
C ₂	Teneur %	3.99	6.76	3.05	4.50
	Récupération %	1.68	2.48	3.21	3.21
Total	Teneur %	28.01	47.55	23.86	34.77
	Récupération %	76.91	80.07	70.99	69.77

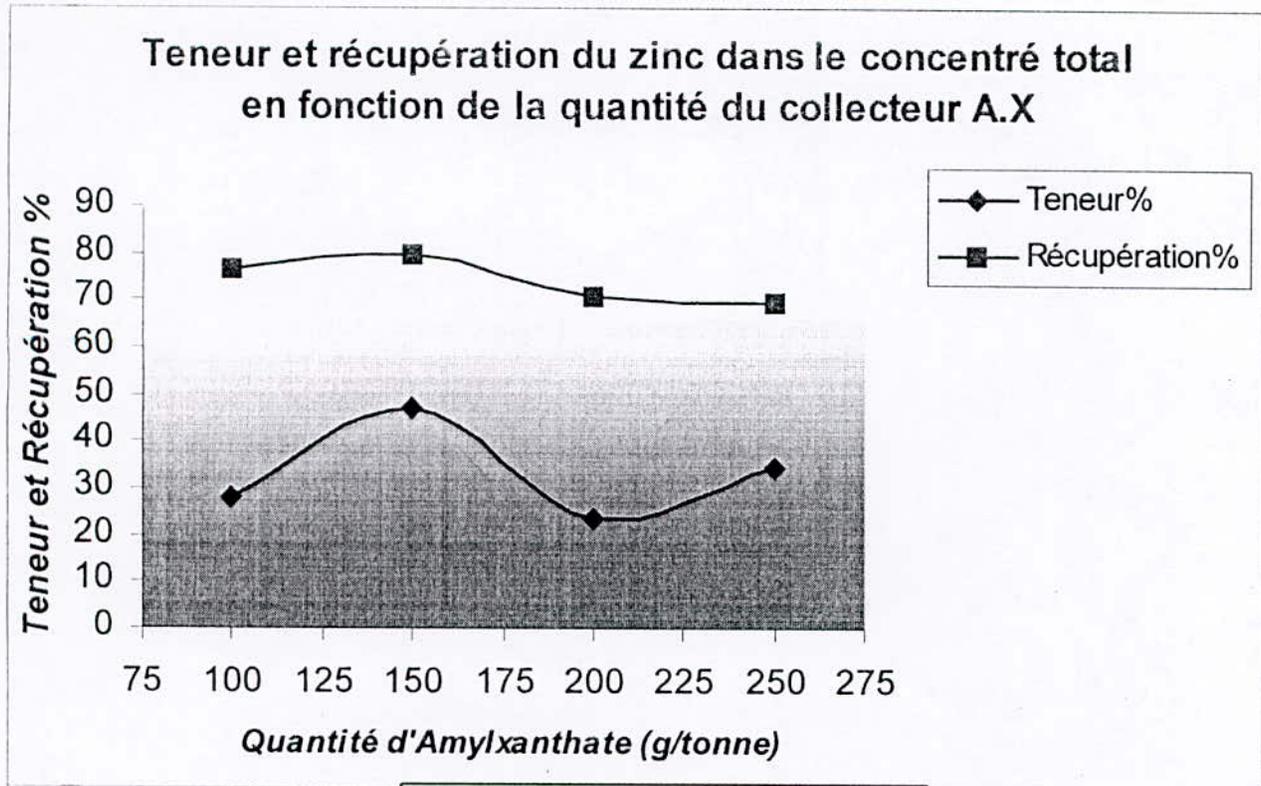
Tableau A.5 :variation de la teneur et récupération du zinc en fonction de la quantité



Graphe A-1



Graphe A-2



Graphe A-3

Interprétation des résultats ;

La teneur et la récupération varient comme suit :

Entre 100 et 150 g/tonne :

La teneur augmente .

La récupération augmente.

Entre 150 et 200 g/tonne:

La teneur diminue.

La récupération diminue.

Entre 200 et 250 g/tonne :

La teneur augmente .

La récupération diminue légèrement.

La courbe de la teneur suit la même allure que celle de la récupération, sauf dans le dernier intervalle où la teneur augmente et la récupération diminue légèrement . cela est due au rendement en poids qui est très faible pour le dernier essai.

Conclusion :

La quantité optimale du collecteur (A.X) est de 150g/tonne, correspondant à une teneur en zinc de 47.55% et une récupération de 80.07%.

3.b) Influence de la quantité de l'activant CuSO_4 :

Les quantités de l'activant CuSO_4 utilisés sont :

Activant	Quantité g/tonne			
CuSO_4	200	250	300	350

Flottation principale de la blende :

- pH entre 10 et 11 à l'aide de la chaux.
- Ajouter de l'activant CuSO_4 , conditionnement 5 min.
- Ajouter 150 g/tonne de collecteur (A.X), conditionnement 5 min.
- Ajouter 12.5 g/tonne de moussant (H.P), conditionnement 1 min.
- Introduire de l'air ;
- Le temps de raclage est de 5 min.

On récupère la mousse formée, à la surface pendant 5 min, et qui représente le concentré 1.

Flottation de contrôle:

- On ajoute 50 g/tonne d'amylxanthate, le temps de conditionnement est de 3 min.
- 12.5 g/tonne de l'huile de pin, le conditionnement est de 1 min.
- On introduit de l'air ;
- Le temps de raclage est de 5 min.

Voir figure B.2

les résultats obtenus sont portés sur les *tableaux* (B.1, B.2, B.3, B.4, B.5) et représentés par les *graphes* (B.1, B.2, B.3).

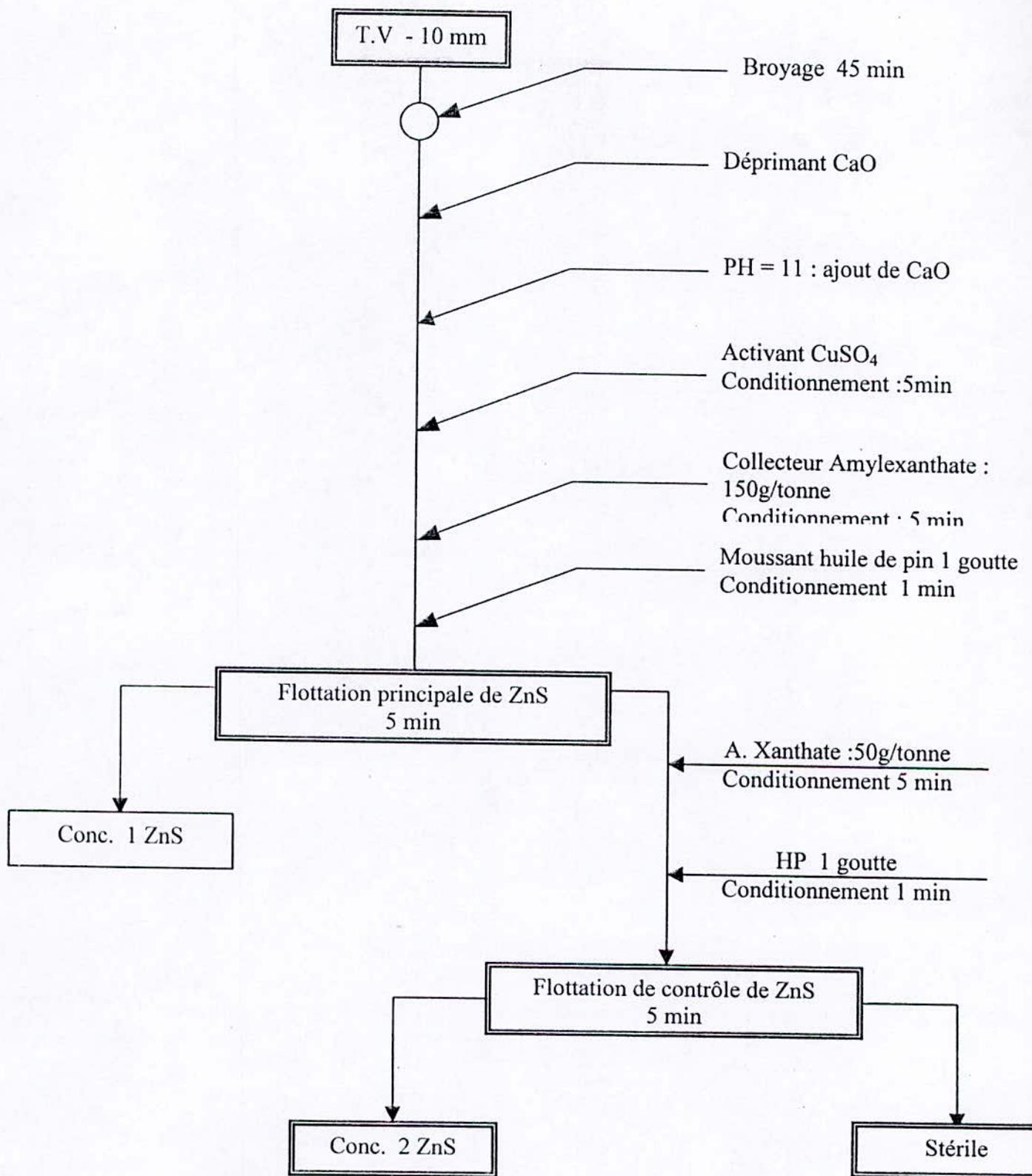


Figure (B.1) Schéma de flottation

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	20.52	30.10	617.65	82.35	85.59
C ₂	7.09	3.43	24.31	3.24	
<u>Stérile</u>	72.39	1.49	108.04	14.40	
<u>Total</u>	100			100	

Tableau B.1: résultat de l'influence du l'activant
CuSO₄ :200g/tonne

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	10.07	59.41	598.26	79.76	83.21
C ₂	7.20	2.56	18.43	2.45	
<u>Stérile</u>	82.73	1.61	133.31	17.77	
<u>Total</u>	100			100	

Tableau B.2: résultat de l'influence du l'activant
CuSO₄ :250g/tonne

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	10.97	53.05	581.95	77.59	80.07
C ₂	2.67	6.76	18.67	2.48	
<u>Stérile</u>	86.36	1.70	149.48	19.93	
<u>Total</u>	100			100	

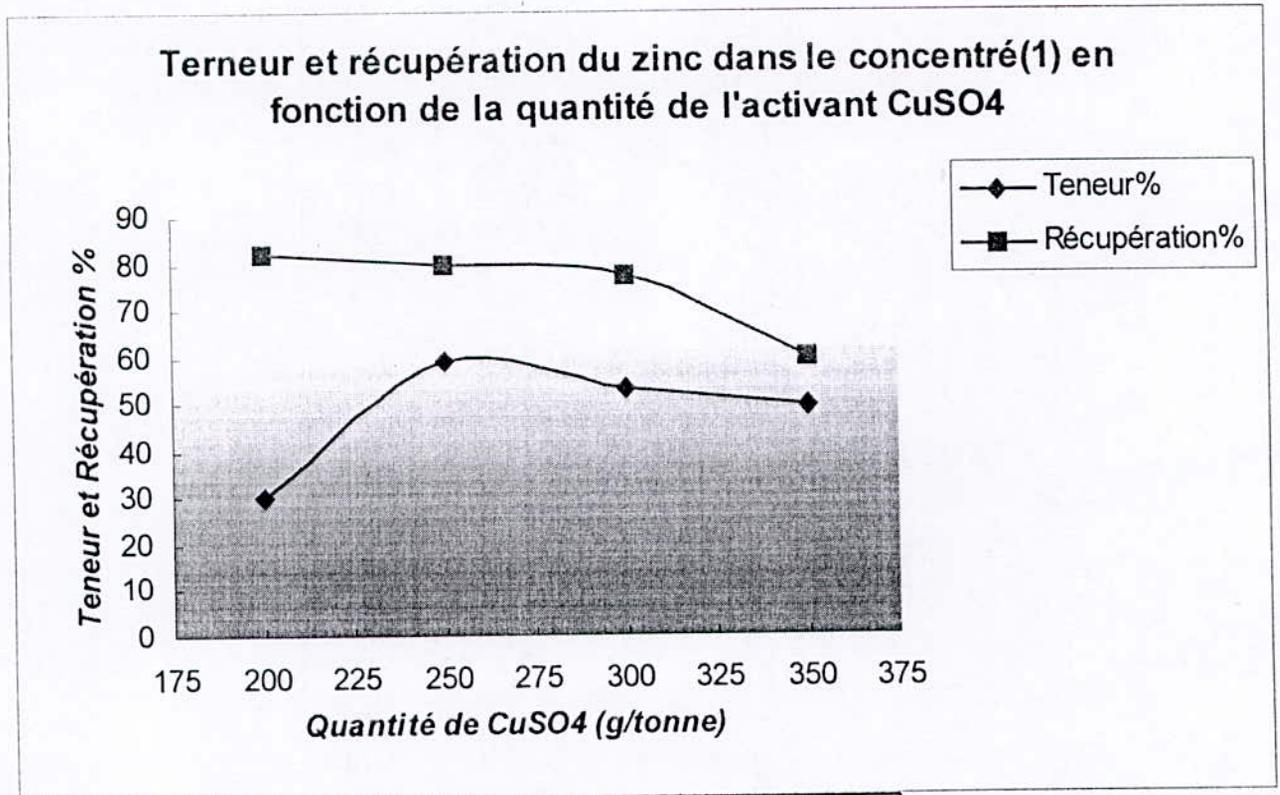
Tableau B.3: résultat de l'influence du l'activant
CuSO₄ :300g/tonne

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	9.03	49.65	448.24	59.76	63.20
C ₂	5.85	4.42	25.85	3.44	
<u>Stérile</u>	85.12	3.24	275.91	36.78	
<u>Total</u>	100			100	

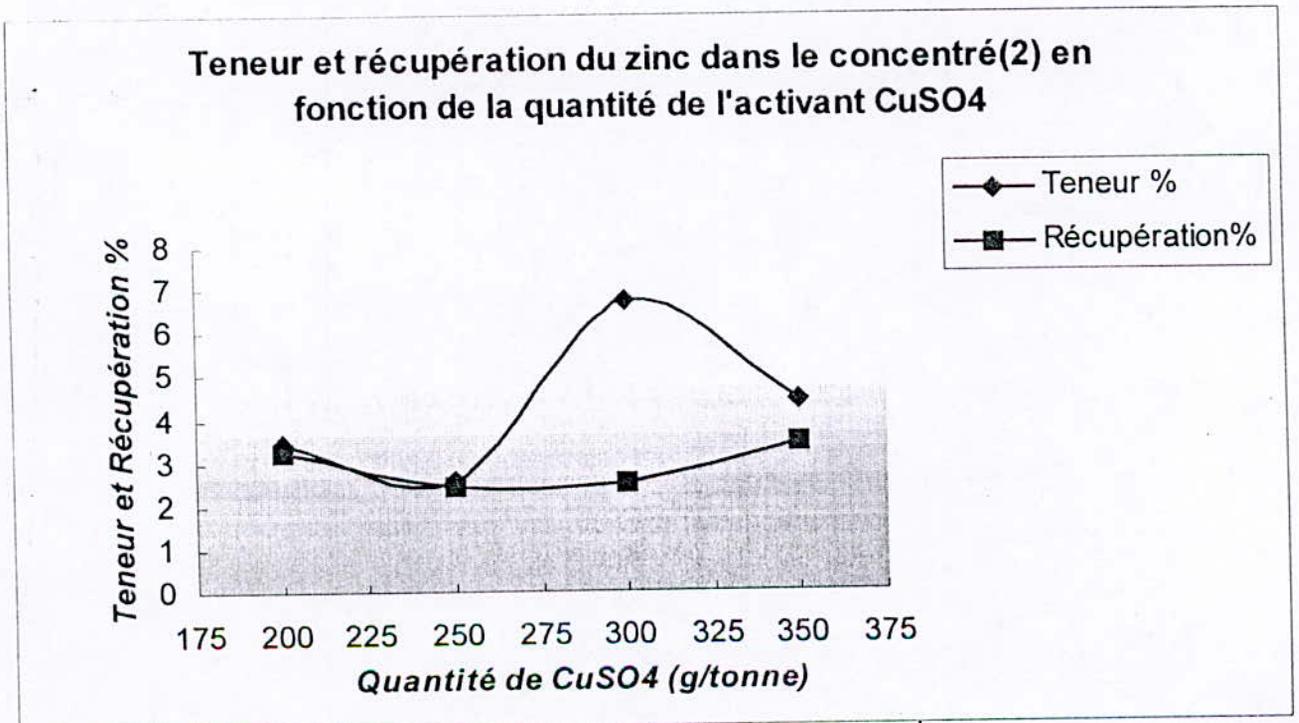
Tableau B.4: résultat de l'influence du l'activant CuSO₄ :350g/tonne

Produits	Quantité de CuSO ₄ (g /tonne)	200	250	300	350
C ₁	Teneur %	30.10	59.41	53.05	49.64
	Récupération %	82.35	79.76	77.59	59.76
C ₂	Teneur %	3.43	2.56	6.76	4.42
	Récupération %	3.24	2.45	2.48	3.44
Total	Teneur %	23.25	35.70	44.03	31.86
	Récupération %	85.59	82.21	80.07	63.20

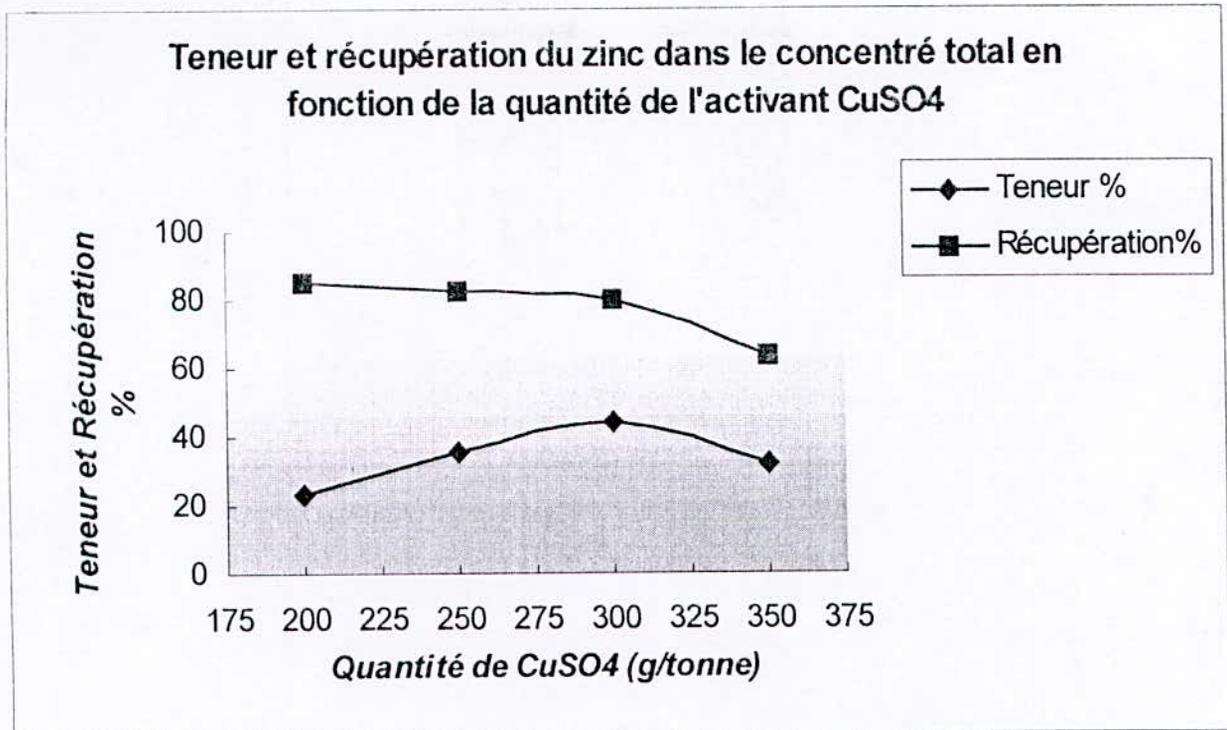
Tableau B.5 :variation de la Teneur et récupération du zinc en fonction de la quantité de l'activant CuSO₄



Graphe B-1



Graphe B-2



Graphe B-3

Interprétation des résultats ;

Entre 200 et 250 g/tonne :

La teneur augmente .

La récupération diminue.

Entre 250 et 300 g/tonne:

La teneur augmente.

La récupération diminue.

Entre 300 et 350 g/tonne :

La teneur diminue .

La récupération diminue.

La courbe de la teneur et de la récupération n'ont pas la même allure, malgré l'augmentation de la teneur, la récupération diminue et cela est due au rendement en poids qui diminue à chaque essai.

Conclusion :

La quantité de l'activant CuSO₄ est optimisée à 200 g/tonne pour la flottation du zinc.

Nous avons obtenu une teneur de 23.25% en zinc et une récupération de 85.59%.

3.c) Influence du temps de raclage:

Le temps de raclage a varié de la manière suivante :

	Valeur en (min.)			
Temps de raclage	5	6	7	8

Flottation principale :

- Ajouter de la chaux (CaO), pour fixer le pH entre 10 et 11 ;
- Ajouter 200 g/tonne de l'activant CuSO_4 , le temps de conditionnement est de 5 min ;
- Ajouter 150g/tonne de A.X , le conditionnement est de 5min ;
- Ajouter 12.5 g/tonne de H.P , le conditionnement est de 1min ;
- Introduire de l'air ;
- Le temps de raclage est variable.

On récupère la mousse à la surface , qui représente le concentré 1.

Flottation de contrôle :

- Ajouter 50g/tonne de A.X ;
- Ajouter 12.5 g/tonne de H.P ;
- Introduire de l'air ;
- Le temps de raclage est de 5 min.

Le produit récupéré représente le concentré 2.

Le schéma de flottation est présenté par *figure (C.1)*.

Les résultats obtenus sont portés sur les *tableaux (C.1,C.2,C.3,C.4, C.5)* ; et représentés sur les *graphes (C.1,C.2,C.3)*.

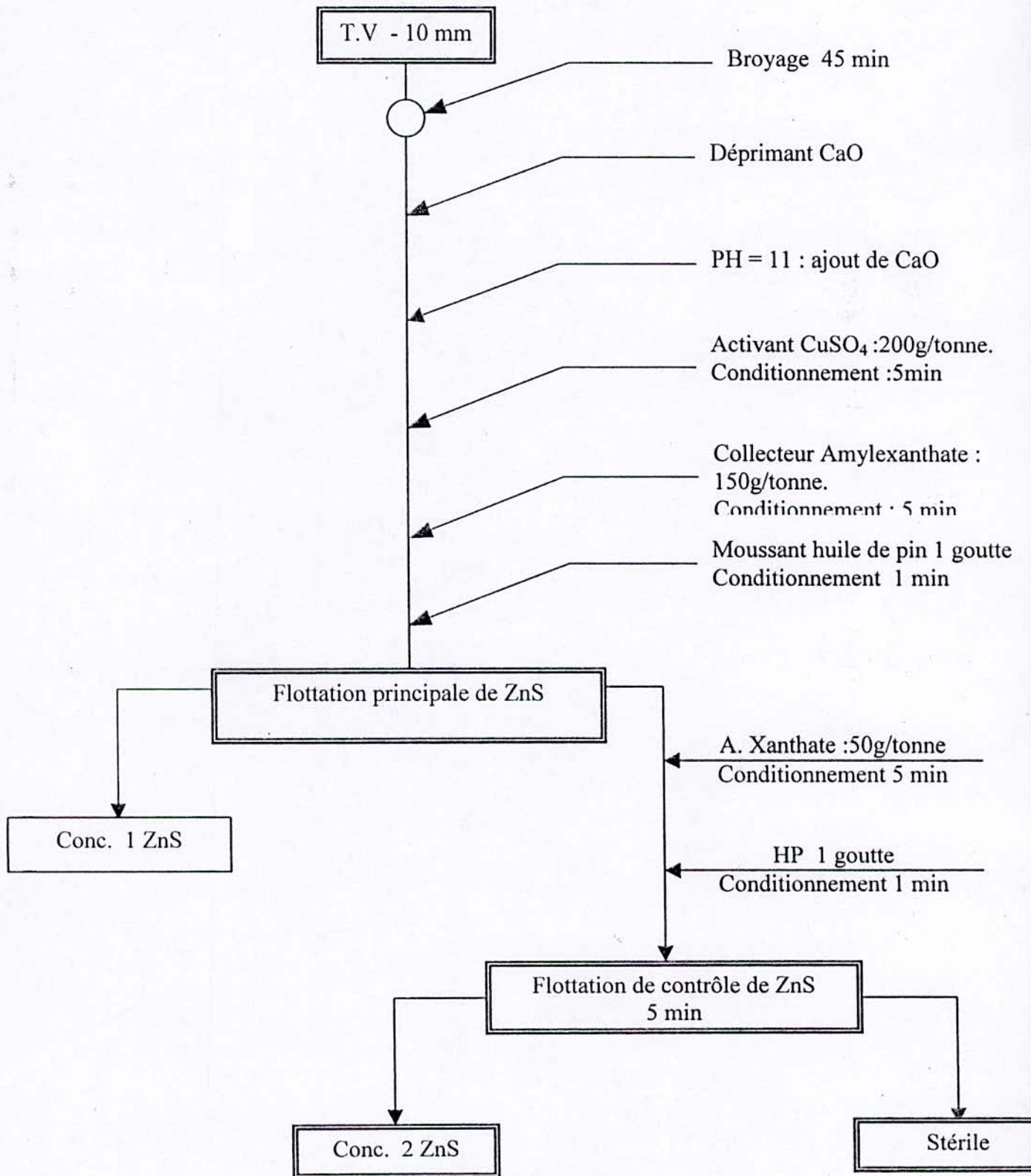


Figure (C.1) Schéma de flottation

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	20.52	30.10	617.65	82.35	85.59
C ₂	7.09	3.43	24.31	3.24	
<u>Stérile</u>	72.39	1.49	108.04	14.40	
<u>Total</u>	100			100	

Tableau C.1: résultat de l'influence du temps de raclage
5min.

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	7.09	64.12	454.61	60.61	66.80
C ₂	6.29	7.39	46.48	6.19	
<u>Stérile</u>	86.60	2.87	248.91	33.18	
<u>Total</u>	100			100	

Tableau C.2: résultat de l'influence du temps de raclage
6min.

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	10.44	60.36	630.35	84.02	86.31
C ₂	2.76	6.23	17.19	6.19	
<u>Stérile</u>	86.77	1.18	102.66	13.68	
<u>Total</u>	100			100	

Tableau C.3: résultat de l'influence du temps de raclage
7min.

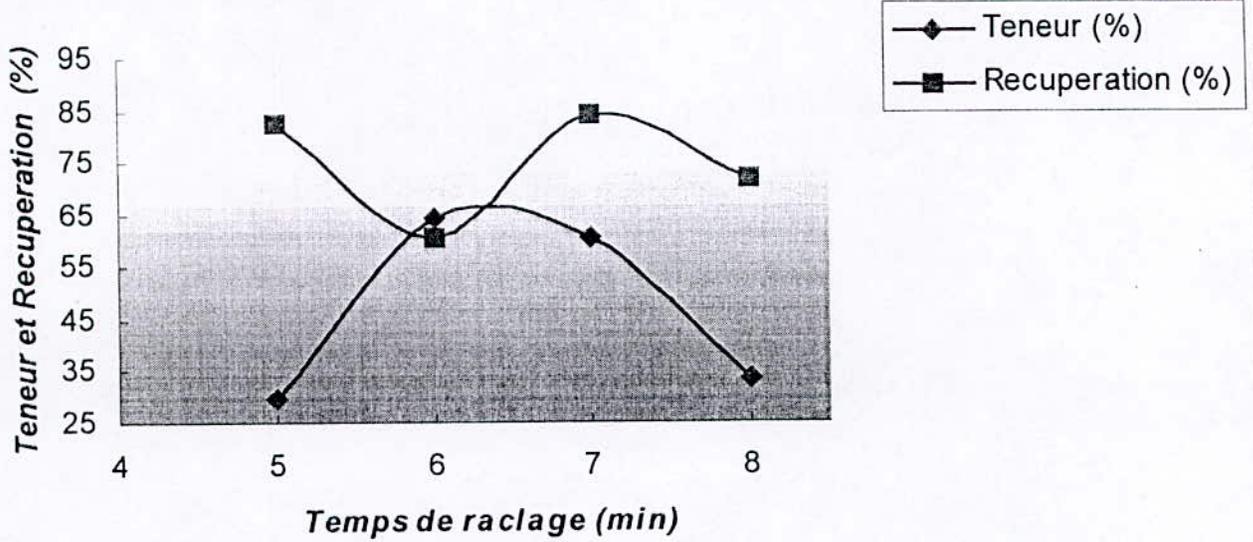
Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	10.44	60.36	630.35	84.02	78.00
C ₂	2.76	6.23	17.19	6.19	
<u>Stérile</u>	86.77	1.18	102.66	13.68	
<u>Total</u>	100			100	

Tableau C.4: résultat de l'influence du temps de raclage
8min.

Produits	Temps de raclage (min.)	5	6	7	8
C ₁	Teneur %	30.10	64.12	60.36	33.84
	Récupération %	82.35	60.61	84.02	71.72
C ₂	Teneur %	3.43	7.39	6.23	6.16
	Récupération %	3.24	6.19	2.29	6.98
total	Teneur %	23.25	37.45	49.05	24.21
	Récupération %	85.59	66.80	86.31	78.00

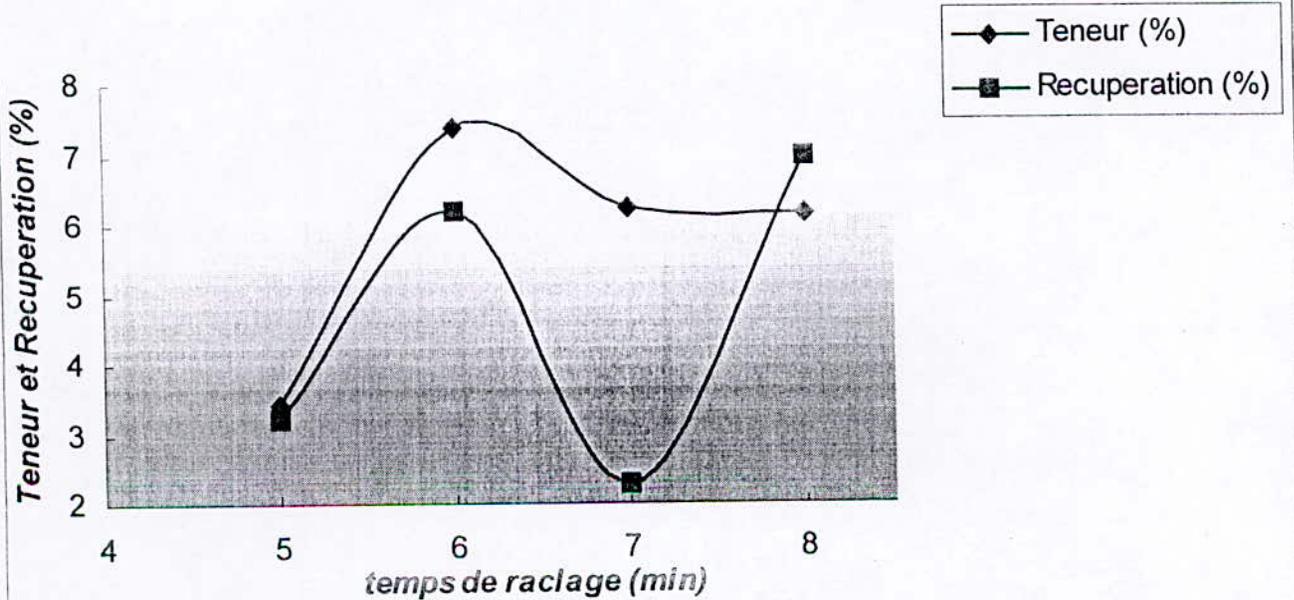
Tableau C.5 :variation de la Teneur et récupération du zinc en fonction
du temps de raclage.

Teneur et recuperation du zinc dans le concentré 1 en fonction du temps de raclage

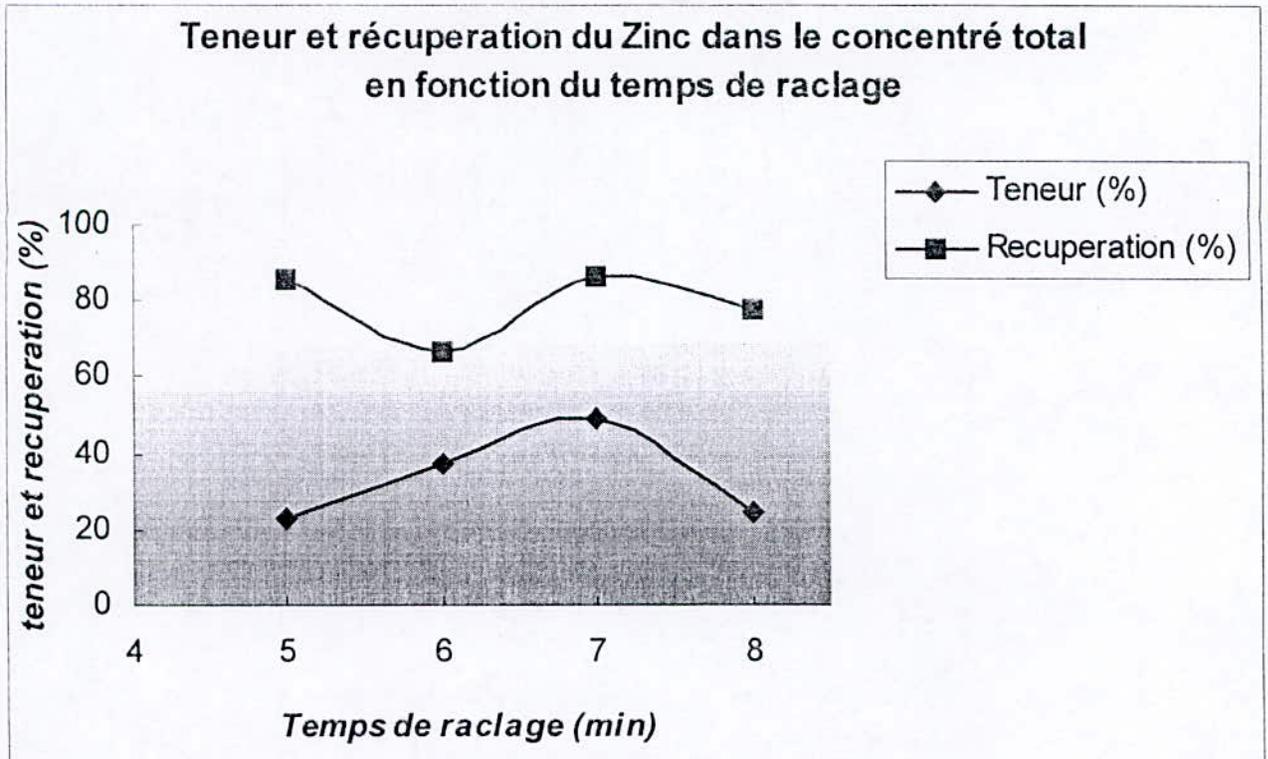


Graphe C-1

Teneur et Recuperation du zinc dans le concentré 2 en fonction du temps de raclage



Graphe C-2



Graphe C-3

Interprétation des résultats :

La teneur et la récupération varient comme suit :

Entre 5 et 6 min:

- La teneur augmente .
- La récupération diminue.

Entre 6 et 7:

- La teneur augmente.
- La récupération augmente.

Entre 7 et 8:

- La teneur diminue.
- La récupération diminue.

Nous constatons qu'entre 6 et 7 min. la teneur et la récupération augmentent pour atteindre leur optimum, après 7 min. , elles décroissent et cela s'explique par le fait que presque la totalité du zinc a été récupérée.

Conclusion :

Le temps de flottation du zinc a été optimisé à 7 min., correspondant à une teneur en zinc de 49.05% et une récupération de 86.31%.

3.d) Addition de l'amyxanthate au broyeur : (cf.11)

L'amyxanthate était souvent ajouté au broyeur pour augmenter la flottabilité de la blende et améliorer la sélectivité. (revue de *l'industrie minière* juin 1960).

Flottation principale :

- Ajouter de la chaux (CaO), pour fixer le pH entre 10 et 11 ;
- Ajouter 200 g/tonne de l'activant CuSO_4 , le temps de conditionnement est de 5 min ;
- Ajouter 150g/tonne de A.X , le conditionnement est de 5min ;
- Ajouter 12.5 g/tonne de H.P , le conditionnement est de 1min ;
- Introduire de l'air ;
- Le temps de raclage est de 7 min.

On récupère la mousse à la surface , qui représente le concentré 1.

Flottation de contrôle :

- Ajouter 50g/tonne de A.X ;
- Ajouter 12.5 g/tonne de H.P ;
- Introduire de l'air ;
- Le temps de raclage est de 5 min.

Le produit récupéré représente le concentré 2.

Le tableau (D.1) reproduit des essais réalisés sur le minerai de *Chaabet El Hamra*.

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C_1+C_2
C_1	12.39	52.93	655.80	87.44	91.08
C_2	4.27	6.40	27.32	3.64	
<u>Stérile</u>	83.34	0.80	66.88	8.91	(41.00)
<u>Total</u>	100			100	

Le tableau (D.1) la teneur et la récupération dans l'essai de l'addition du A.X au broyeur

Interprétation des résultats ;

On a obtenu un concentrate avec une teneur de 41.00% en zinc et une récupération de 91.80%.

On peut expliquer ce phénomène par l'augmentation de contact entre le collecteur et les grains de zinc.

Conclusion :

L'addition de A.X au broyeur augmente la récupération du zinc.

3.e) Essais en broyeur de porcelaine : (cf.11)

Pour cet essai, on a concassé le minerai dans un concasseur à mâchoire jusqu'à 1mm. Puis on a broyé dans un broyeur en porcelaine pendant 3 heures, pour l'obtention de plus de 80 % de grains - 74 μ m.

Flottation principale :

- Ajouter de la chaux (CaO), pour fixer le pH entre 10 et 11 ;
- Ajouter 200 g/tonne de l'activant CuSO₄, le temps de conditionnement est de 5min ;
- Ajouter 150g/tonne de A.X, le conditionnement est de 5min ;
- Ajouter 12.5 g/tonne de H.P, le conditionnement est de 1min ;
- Introduire de l'air ;
- Le temps de raclage est de 7 min.

On récupère la mousse à la surface, qui représente le concentré 1.

Flottation de contrôle :

- Ajouter 50g/tonne de A.X ;
- Ajouter 12.5 g/tonne de H.P ;
- Introduire de l'air ;
- Le temps de raclage est de 5 min.

Le produit récupéré représente le concentré 2.

Le tableau (E.1) reproduit des essais faits sur le minerai de *Chaabet El Hamra*.

Produits	Rendement en poids	Teneur en Zn	Unité métal	Récupération	C ₁ +C ₂
C ₁	14.53	44.29	643.53	85.80	90.18
C ₂	6.13	5.37	32.91	4.38	
<u>Stérile</u>	79.33	0.92	73.65	9.82	(32.74)
<u>Total</u>	100			100	

Le tableau (E.1) la teneur et la récupération dans l'essai en broyeur de porcelaine

Interprétation des résultats ;

La récupération est de 90.18% avec une teneur de 32.74 % en zinc.

Au broyeur en porcelaine, on observe une combinaison de flottation naturelle et l'activation de la blende par les ions de plomb (de la galène contenue dans le minerai).

Le broyage au broyeur en acier déprime la galène dans une flottation au xanthate par rapport au broyage dans un broyeur en porcelaine. Ce fait est peut être dû à une consommation de xanthate par les sels de fer provenant de l'abrasion des boulets de fer, ce qui explique l'absence de la flottation naturelle lors d'un broyage en acier.

Conclusion :

Le broyage avec des boulets en porcelaine au lieu des boulets en acier améliore la récupération du zinc.

CONCLUSION

Conclusion générale

Au cours de cette étude , nous avons procédé au traitement par flottation d'un minerais polymétallique de plomb – zinc .

Le choix des paramètres à optimiser pour la flottation, ainsi que le régime et le schéma initial de flottation, tout en considérant les études déjà entreprises ,tout ceci nous a permis de mieux orienter nos travaux, tout en minimisant les consommations des réactifs dans les différents essais, ce qui a permis d'obtenir des résultats performants.

La récupération maximale du zinc est obtenue pour les quantités, en réactifs suivantes :

(voir le schéma VI-1)

- ✓ Collecteur : amyl xanthate 150g/tonne.
- ✓ Activants : CuSO_4 200g/tonne.
- ✓ Le moussant : huile de pins 12.5g/tonne.
- ✓ Temps de flottation principale : 7 minute.

A titre de recommandations ,Il est nécessaire d'introduire une flottation de relavage pour améliorer la qualité du concentré en teneur , afin d'éviter, toute contamination, il faut stocker le produit fini dans des lieux conformes.

Ainsi , renouveler les installations surtout celles de la distribution des réactifs , pour permettre de respecter les quantités recommandées.

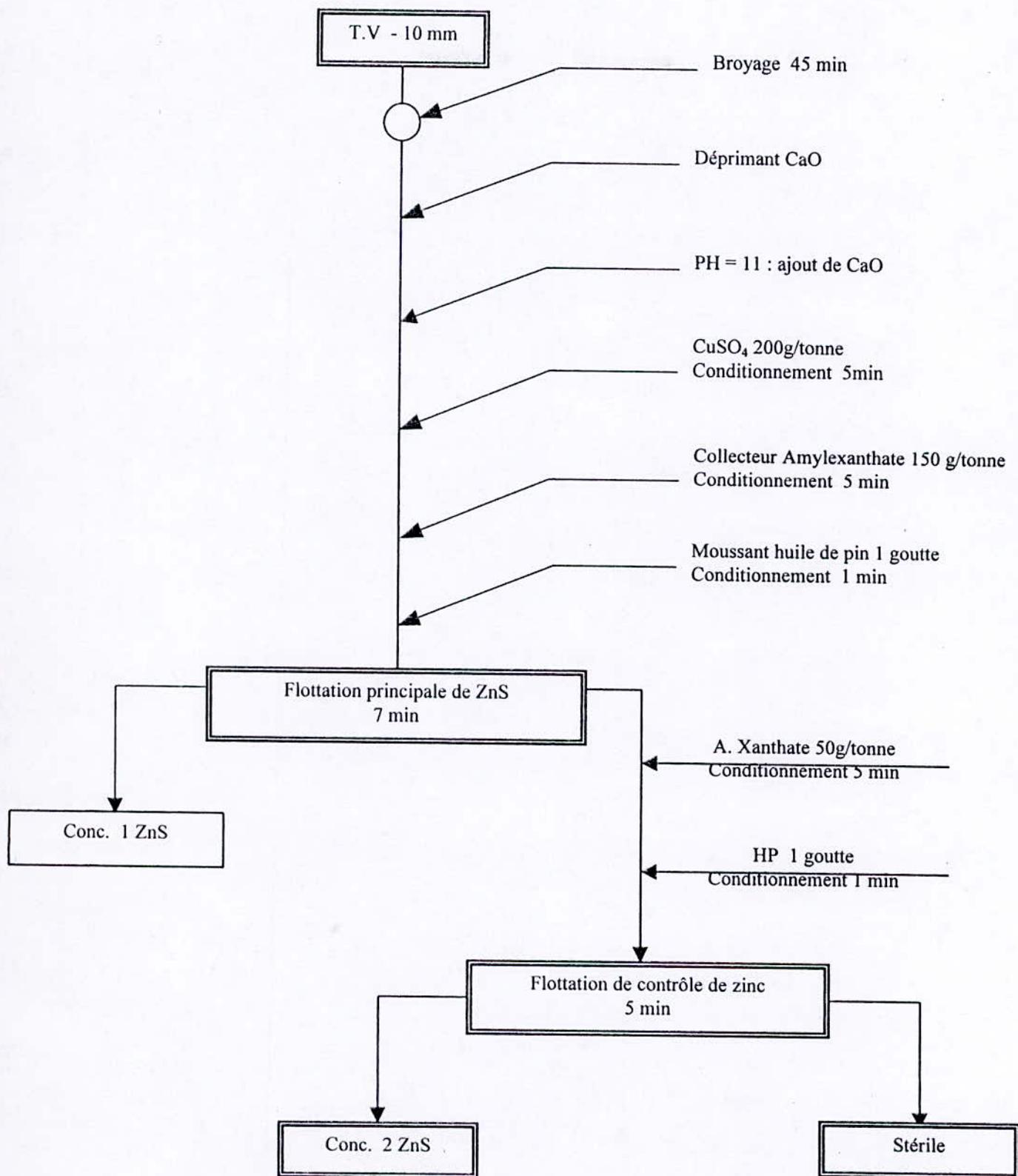


Figure (VI-1)Schéma de flottation proposé

Annexe

Caractéristique physique :

1- le taux d'humidité :

le taux d'humidité est défini par le pourcentage d'eau contenu dans l'échantillon pour le calculer, on procède de la manière suivante :

faire sécher l'échantillon de masse M_1 à la température $T=103^\circ\text{C}$
peser l'échantillon après deux heures de séchage noté M_0
on calcule le taux d'humidité à partir de la relation suivante :

$$T = \frac{M_1 - M_0}{M_1}$$

A.N : $M_1=250.1\text{g}$
 $M_0=249.5\text{g}$

$T=0.24\%$

2 LA POROSITE

toutes les roches présentent dans une proportion plus ou moins grande, des fissures ou des petits vides, qui renferment souvent l'eau
on appelle porosité d'une roche, le volume des vides contenus dans l'unité de volume de matières, elle est décrite sous la formule suivante :

$$P(\%) = \frac{\text{volume des vides}}{\text{volume de matière}} \times 100$$

Principe de la méthode :

* Chasser tout le liquide ;
Peser le matériau sec
Une nouvelle pesée donnera le résultat recherché

1-Préparation de l'échantillon :

- Quantité prélevée (environ 250g)
- Pas de grains trop petits (au moins 10 g)

- 2- séchage de l'échantillon :
porter lentement l'échantillon prélevé à une température maintenue à 103°C jusqu'à masse constante.
- 3- peser l'échantillon sec : noté M_0
- 4- remplir les pores d'eau :
placer l'échantillon dans l'eau froide et porter à ébullition
maintenir l'ébullition pendant 2h , pour chasser l'air des pores
laisser refroidir dans l'eau, pour que l'eau rentre dans les pores
- 5- peser à nouveau :
auparavant , retirer de l'eau et essayer chaque grain (chiffon)
nouvelle masse M_1
- 6- en déduire la porosité :
 $M_1 - M_0$ représente la masse de l'eau contenue dans les pores , le même nombre mesure le volume de ces vides , donc :

$$P(\%) = \frac{M_1 - M_0}{\text{volume de la matière}} \times 100$$

volume de la matière = masse du matériau /masse volumique absolue

$$P(\%) = \frac{M_1 - M_0}{M_0} \times \gamma \times 100$$

$$M_1 = 224.0\text{g}$$

$$M_2 = 252.8\text{g}$$

$P(\%) = 3.76\%$

3-la masse volumique :

la masse volumique d'un corps est la masse de l'unité de volume de ce corps, on distingue :

la masse volumique absolue et la masse apparente.

la masse volumique absolue : c'est la masse de l'unité de volume absolu du corps, sans tenir compte du volume du vide

tandis que la masse volumique apparente, on tient compte du volume des vides pour déterminer la masse volumique apparente, on utilise la méthode de « l'éprouvette graduée »

principe :

Mettre dans une éprouvette graduée un volume V_1 d'eau
Poser une masse M du corps (de l'ordre de 501.0 g) , et l'introduisez dans l'éprouvette

Lire de nouveau le volume V_2

Le volume absolu est $V=V_2-V_1$

et la masse volumique absolue : M/V_2-V_1

A.N :

$M=501.0g$

$V_1=500ml$

$V_2=651.4ml$

$$\rho = 3.309 \text{ g/cm}^3$$

4- la dureté :

la dureté est définie par la résistance d'un minéral à la rayure ou à l'abrasion , elle dépend de la structure cristalline et des forces de liaisons entre les atomes.

Sur l'échelle de MOHS chaque minéral raye celui qui le précède :

1-Talc $Mg(Si_4O_{10})(OH)_2$
2- Gypse $CaCO_4H_2O$
3- Calcite $CaCO_3$
4-Fluorine CaF
5-Apatite $Ca_2(PO_4)F$
6-Orthose $K(AlSi_3O_2)$
7-Qiartz(SiO_2)
8- Topaze $Al_2(SiO_4)(F_8OH_2)$
9-Corindon Al_2O_3
10-Diamant C

on trouve D compris entre 5 et 6 sur l'échelle de MOHS

$$D=5-6$$

Méthode d'analyse

méthode de dosage :

peser sur la balance analytique 0.2g du produit à analyser
mettre cet échantillon dans un erlenmeyer de 250ml y verser 10ml d'acide chlorhydrique concentré et faire bouillir dans un bain à sable jusqu'à la décomposition des sulfures et le dégagement de l'hydrogène sulfure H_2S .

ajouter après quelques minutes 4 à 5 ml d'acide nitrique concentré et faire bouillir jusqu'à la décomposition totale du produit et qu'il ne reste que 0.5ml de liquide dans la fiole

enlever l'erlenmeyer du bain à sable, le refroidir , ajouter 25ml d'eau , faire bouillir, ajouter 25 ml d'ammoniaque 25%

faire bouillir de nouveau pendant 2 à 3 minutes pour obtenir la coagulation totale des hydroxydes de fer et l'oxydation du plomb

filtrer pour éliminer du fer

mettre 2 à 3 morceaux de papier filtre propre, dans le filtrat et chauffer ce dernier dans le bain à sable pour faire évaporer l'ammoniaque , puis enlever l'erlenmeyer du bain à sable et la refroidir à l'eau courante

verser 2 à 3 ml de fluorure d'ammonium solution 10% afin d'éviter l'influence gênante des calcium ,d' aluminium et des traces de fer

ajouter 2 à 3 ml de solution de thiosulfate de sodium pour masquer du cuivre

verser dans l'erlenmeyer 2 à 3 gouttes de l'indicateur xylenorange , ajouter quelques gouttes d'acide chlorhydrique jusqu'à ce que la solution tourne au jaune citron et tamponner avec 25ml d'acétate d'ammonium

le titrage doit être effectué avec de la solution du sel dissodique de l'EDTA « complexons III » jusqu'à ce que la couleur tourne du bleu violet au jaune citron.

pour déterminer le pourcentage en zinc d'un échantillon quelconque , il faut que la solution de l'EDTA soit préparée et son titre soit connu

Préparation de l'EDTA :

Peser 20g de l'EDTA pur

Les faire dissoudre dans un litre d'eau distillée

Agiter bien

Détermination du titre de l'EDTA :

Pour déterminer le titre de l'EDTA , il faut doser par une solution dont le titre est connu

La solution préféré est le nitrate de plomb

Préparation de la solution de nitrate de plomb :

Peser 0.2g de nitrate de plomb

Les faire dissoudre dans de l'eau distillée (le volume d'eau n'est pas important)

Ajouter quelques grains de l'acide citrique

Ajouter 25 ml d'acétate d'ammonium (PH= 5 à 6)

Ajouter 2 à 3 gouttes d'indicateur coloré de méthyle xylenol

La coloration de la solution est violette

Doser cette solution préparée de nitrate de plomb dont son titre est connu par de l'EDTA (son titre est à déterminer)

Noter le volume de l'EDTA au virage nécessaire pour doser le nitrate de plomb.

Soit V est le volume de l'EDTA nécessaire pour le nitrate de plomb

Détermination du titre de l'EDTA :

$$\text{Titre Pb} = (0.124996226/v)$$

$$\text{Titre Zn} = (0.124996 \times 65.38)/(v \times 207.2)$$

$$\text{Titre Fe} = (0.124996 \times 56)/(v \times 207.2)$$

Remarque :

Pour déterminer le pourcentage en zinc d'un échantillon quelconque, après avoir eu le titre de l'EDTA , on dose cet échantillon dont le titre est connu

Après le virage , on dose cet échantillon par l'EDTA dont le titre est connu après le virage , on obtient un volume V1 (volume nécessaire de l'EDTA pour doser l'échantillon à la fin , on obtient :

$$\% \text{Pb} = (\text{titre Pb} \times \text{volume 1} \times 100) / \text{prise d'essai de l'échantillon}$$

$$\% \text{Fe} = (\text{titre Fe} \times \text{V1} \times 100) / \text{prise d'essai de l'échantillon}$$

$$\% \text{Zn} = (\text{titre Zn} \times \text{V1} \times 100) / \text{prise d'essai de l'échantillon}$$

V1 est le même pour les trois cas, soit pour le plomb- Zinc - Fer

L'Absorption Atomique (AA)

Théorie :

L'absorption atomique est une technique utilisant la propriété des éléments à absorber leur propre émission. Ainsi la silice atomisée dans une flamme absorbera la radiation d'une cathode de silice de façon proportionnelle à sa teneur dans la solution. L'appareil se compose (Fig.1) d'une lampe de l'élément à déterminer. La lampe cathodique (Fig.2) émet son rayonnement au travers d'une lentille focalisant le faisceau au travers de la flamme. Un monochromateur reçoit le signal et mesure l'absorbance. L'échantillon en solution est aspiré par un capillaire dans la chambre d'injection qui conduit au brûleur.

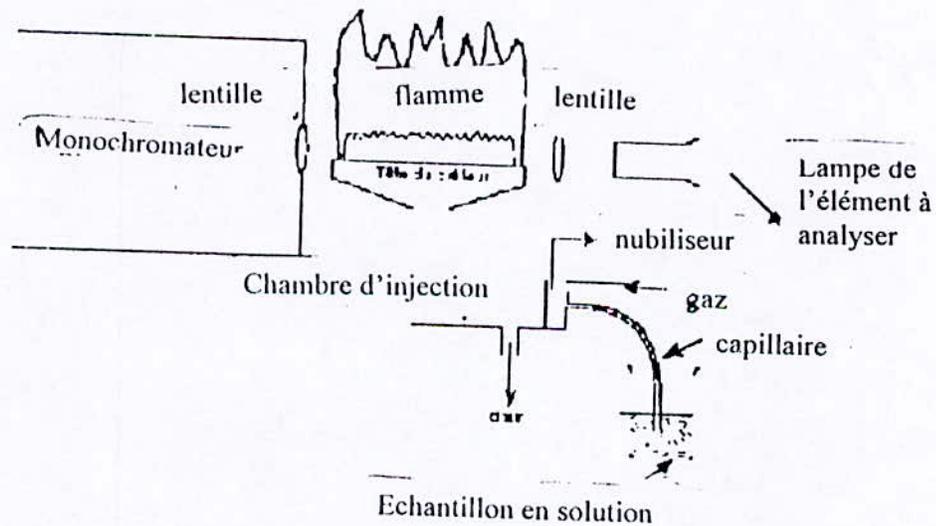


Fig.1. Schéma de l'absorption atomique

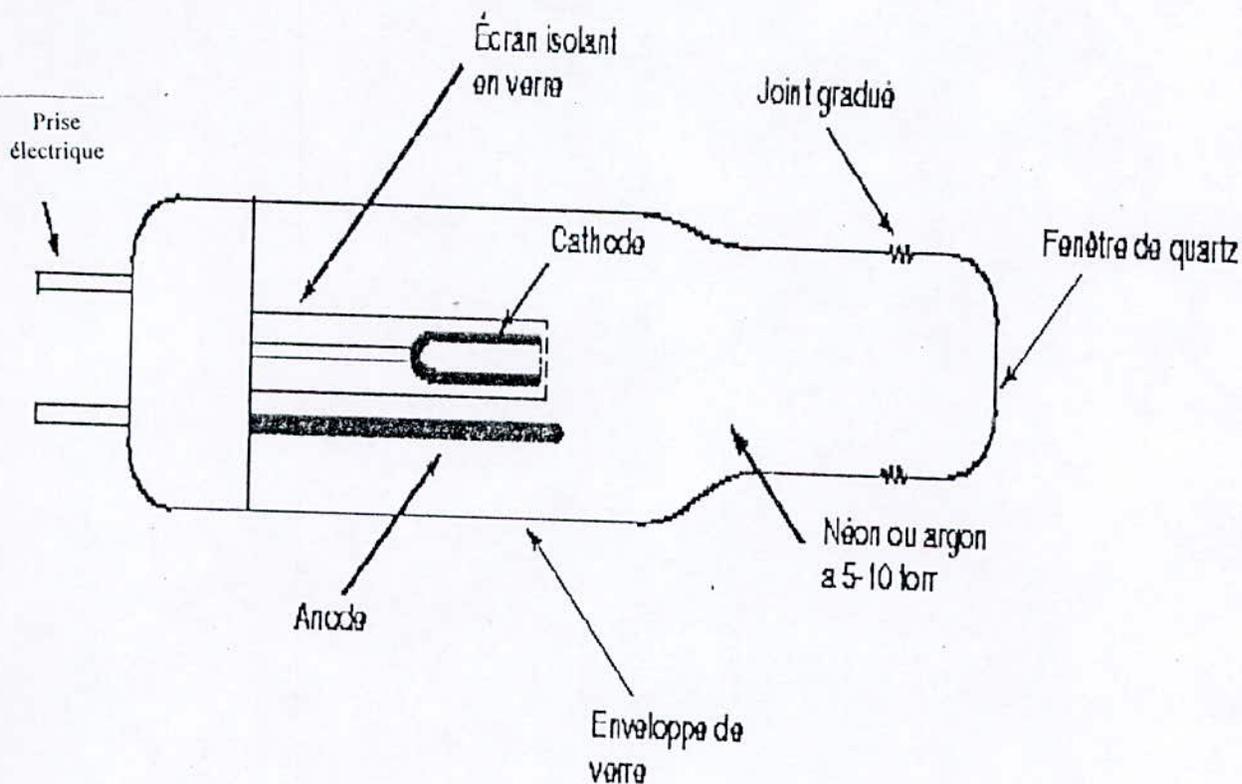


Fig.2. Schéma d'une lampe d'absorption atomique,

Les défis pour les échantillons géologiques consistent :

1. 1.A bien atomiser l'échantillon et non l'ionise ;
2. A conserver l'échantillon dans la solution (passage des minéraux en solution et pas de précipitation) ;
3. A contrôler les interférences n agencant les matrices. L'atomisation se maîtrise par le bon choix de nébuliseur (Fig.3), en optimisant l'aspiration d'échantillon, par la position de la flamme par rapport au faisceau à absorber et à la température de la flamme (acétylène-air ou acétylène-oxyde nitreux).

Cette température s'évalue par la couleur de la flamme et le ratio des gaz (acétylène/air ou acétylène/oxyde nitreux) contrôle la température. Pour le SiO_2 , le TiO_2 , et l' Al_2O_3 le ratio acétylène/oxyde nitreux doit être de l'ordre de 1/8.

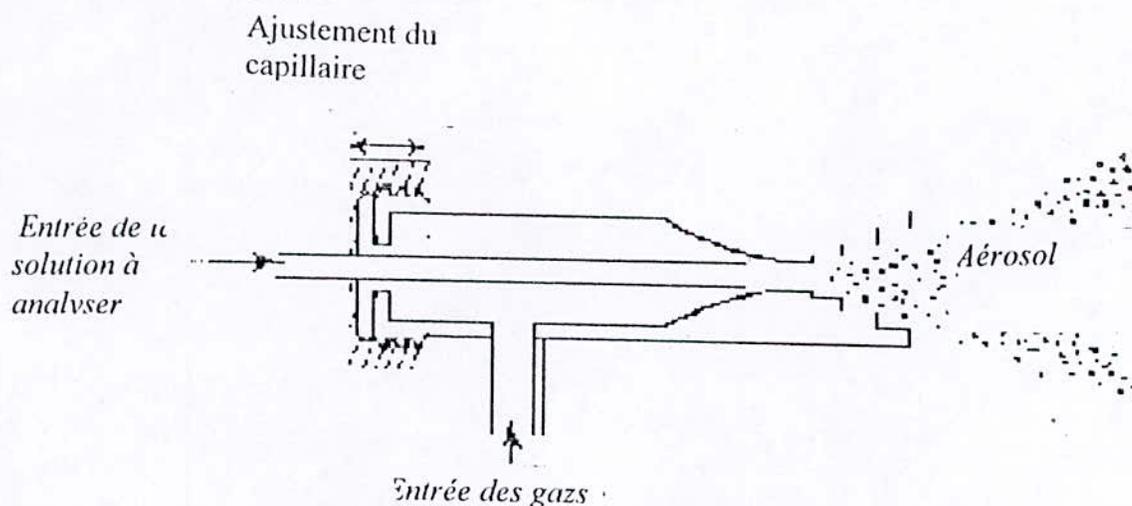


Fig.3. Schéma d'un nebuliseur d'absorption atomique montrant l'entraînement de l'échantillon en solution par les gaz

La mise en solution est faite à l'aide de fondant (méta- tétra-borate de lithium) détruisant la structure cristalline des silicates et permettant un passage en solution stable dans des acides (HNO_3) moins dangereux que le HF. De plus, les fondants au lithium offrent le double avantage de servir de tampon diminuant certains effets de matrice. Il faut toutefois noter que certains minéraux demeurent insolubles ou faiblement solubles dans ces fondants (ex: chalcosite, chalcopyrite, chromite, corindon, galène, ilménite, monazite, pyrite, zircon). L'échantillon en fusion étant versé dans un bêcher d'acide nitrique. Le contraste thermique fait éclater en petits morceaux l'échantillon qui pourra être plus rapidement mis en solution.

Quant aux minéraux autres que les silicates il faut généralement une autre mise en solution à l'eau régale (mélange d'acide nitrique, chlorhydrique dans un rapport 1:3). Par contre, les silicates ne seront que faiblement mis en solution par cette méthode. La combinaison de ces deux méthodes (fondant fusionné et attaque à l'eau régale) de mise en solution des roches permet en général de couvrir la plupart des éléments géologiquement importants.

Les solutions de références (ou standards) sont préparées soit à l'aide de solutions pures achetées pour l'absorption atomique ou encore à l'aide de roches connues (échantillons de référence) fusionnés et mise en solution de la même façon que les inconnus. Les éléments difficiles par absorption atomique sont la silice, le fer et le titane.

Protocole pour une mise en solution à l'eau régale

1. Peser 10 g d'échantillon dans un bêcher de 400 ml ;
2. Ajouter 25 ml de HCl concentré ;
3. Couvrir et placer sur une plaque chauffante de température médium ;

4. Attendre 15 minutes et ajouter doucement (il peut y avoir forte réaction) 15 ml de HNO_3 concentré ;
5. Laisser digérer pour 20 minutes et ajouter 25 ml de HCl concentré et 25 ml H_2 distillée ;
6. Couvrir et bouillir pour chasser les gaz de digestion par le HNO_3 ;
7. Filtrer ;
8. Transférer dans un fiole jaugée de 100 ml ;
9. Compléter le volume jusqu'à 100 ml ;
10. La solution est prête à l'analyse.

Protocole pour une mise en solution à partir de fusion

1. Peser 0.5 g d'échantillon dans un creuset de platine ;
2. Ajouter 0.75 g de métaborate de lithium et 0.75 g de tétraborate de lithium (un fondant); il faut conserver le ratio échantillon/fondant à 1:3 ;
3. Ajouter 0.100 g de KI comme agent non-mouillant ;
4. Mélanger les réactifs et l'échantillon ;
5. Placer le creuset dans le support sur le "Classe Fluxer" ;
6. Démarrer-le "Classe Fluxer" qui fusionnera, agitera et versera l'échantillon en fusion dans 60 ml d'acide nitrique ;
7. Mettre sur une plaque chauffante et agiter pour terminer la mise en solution ;
8. Transvider dans une fiole jaugée de 100 ml et compléter le volume à 100 ml avec de l'eau distillée ;
9. Filtrer avant le transfert dans la fiole jaugée si nécessaire ;
10. Diluer la solution obtenue dans des proportions de 1/10, 1/100, 1/500 et plus si nécessaire ;
11. La solution est prête à analyser.

Protocole pour la préparation des solutions standards

Pour permettre à l'appareil de faire le lien entre l'absorbance mesurée et une teneur il faut une solution de teneur connue. Pour chaque élément à mesurer en absorption atomique, il faut avoir une solution standard de concentration connue i.e. une pour le SiO_2 , une pour Al_2O_3 , une pour Cu, etc. De plus, la solution standard doit mimer la matrice de l'échantillon soit avoir des concentrations similaires dans les éléments qui font interférence. Il faut tenir compte que certains éléments inhibent l'atomisation d'autres éléments. Un autre élément "relâchant" est alors nécessaire pour assurer une bonne lecture. Le lanthane est un élément typique ayant cette fonction.

1. Les solutions standards sont préparées typiquement dans des fioles jaugées de 100 ml à partir de solutions concentrées achetées ayant des teneurs de 1000 mg/ml ;
2. L'appareil ne peut lire qu'une certaine fourchette de valeurs linéairement. De plus, le fabricant nous donne une absorbance pour une certaine teneur (par

- exemple : 0.21 A à 3 mg/ml). Il est important d'avoir une solution à cette teneur pour s'assurer des performances de l'appareil ;
3. Vider un peu de solution standard 1000 mg/ml dans un micro-bécher jetable de façon à ne pas contaminer la solution originale ;
 4. Etiqueter la fiole jaugée avec l'élément et sa teneur ;
 5. Calculer la quantité à pipeter dans la fiole jaugée pour obtenir la teneur désirée ;
 6. Pipeter à partir du micro-bécher le volume calculé dans la fiole jaugée ;
 7. Ajouter un peu d'eau distillée ;
 8. Acidifier la solution de la même façon que les inconnus i.e. 8% HNO₃ pour les éléments majeurs (SiO₂, Al₂O₃, etc.) et 15% HCl pour les dissolution à l'eau régale ;
 9. S'il y a des interférences ou des agents relâchants à ajouter, les ajouter maintenant (par exemple du Li pour le standard d'Al₂O₃) ;
 10. Compléter le volume à 100 ml d'eau distillée.

Protocole pour la lecture des échantillons à l'appareil

1. L'appareil doit être mis à zéro dans l'eau distillée ;
2. La première solution standard (basse concentration) est mesurée et l'appareil est calé sur cette valeur ;
3. La seconde solution standard (haute concentration) est mesurée et l'appareil calé ;
4. Retour à l'eau distillée pour vérifier le zéro ;
5. Reprendre la séquence jusqu'à ce qu'elle soit stable et reproductible ;
6. Mesurer quelques échantillons (3-5) et repasser les solutions standards pour s'assurer que la calibration est toujours valide.

Calculs

Les résultats obtenus à l'appareil sont des mg/g dans la fiole jaugée et non dans la roche. Il faut donc faire la conversion pour ramener ces valeurs à des valeurs en mg/g ou en % m/m.

1. Il faut tenir compte en premier du taux de dilution ; par exemple si la teneur a été mesurée dans une solution 1/10, il faut multiplier le résultat par 10. Vous obtenez la teneur (en mg/ml) dans votre solution originale dans laquelle vous avez dissout votre échantillon.
2. Étant donné que vous aviez mis moins d'un gramme d'échantillon (approximativement 0.5 g) il faut diviser cette teneur (dans la fiole jaugée originale) par la masse d'échantillon dissout.
3. Vous devez maintenant transférer en teneur sans unité (% m/m). Comme votre échantillon a été dissout dans 100 ml d'eau il faut ramener à un volume unitaire en divisant par 100 ml.

4. Vous avez maintenant une teneur en (%) de Si. Les conventions en géochimie veulent que l'on travaille en pourcentage d'oxydes soit en SiO_2 .
5. Pour transférer en SiO_2 il faut multiplier par le rapport des masses moléculaires de SiO_2/Si soit $60.084/28.086 = 2.1393$
6. Attention aux cation multiple tel que P_2O_5 où il faut multiplier par le nombre de P ainsi le $\text{P}_2\text{O}_5/2\text{P} = 141.943/61.948 = 2.2913$.
7. Attention au K_2O ; vous avez ajouté de l'agent non-mouillant (KI) qui doit être tenu compte dans vos calculs.

Bibliographie



BIBLIOGRAPHIE

- [1]-P. BLAZIER (1970)
La valorisation des minerais, France.
Cote : 622.1.BLA.
- [2]- GAUDIN (1957)
Flottation, 2^{ème} édition, New York.
Cote : 622.765.GAU.
- [3]-LYNCH et MANLAPIZ
Minéral and coal flottation circuits.
Cote : 622.765.MIN.
- [4]-A.SAADA(1993)
Préconcentration physique du minerai complexe de Pb-Zn de CHAABET EL
HAMRA
mémoire de magister E.N.P.
- [5]- L. FOURAR(1999)
Etude d'orientation sur la valorisation du minerai sulfuré polymétallique (Pb-Zn)
d'ELABED
(P.F.E) E.N.P.
- [6]-S. AMAROUCHE(1994)
Flottation de minerai sulfuré cas d'un échantillon de OUED AMIZOUR.
(P.F.E) E.N.P.
- [7]- M..ALLOUACHE (1999)
Valorisation de la pyrite de CHAABET EL HAMRA
(P.F.E) E.N.P.
- [8]-Y. BOULEKROUCHE (1994)
Enrichissement d'un minerai polymétallique cas du gisement de CHAABET EL
HAMRA
(P.F.E) E.N.P.
- [9]-G.ALTHABE (1993)
Métallurgie du plomb.
Technique d'Ingénieur.

[10]-M..DARCY (1993)

Métallurgie du zinc.

Technique d'Ingénieur.

[11]-M.REY et V.FORMANEK (1960)

Quelques facteurs influençant la sélectivité dans la flottation différentielle des minerais

Pb-ZN .

Revue de l'industrie minérale.

[12]-A. ZOUAOUI (1990)

Rapport sur la valorisation du minerai Plomb – zinc de CHAABET EL HAMRA.

[13]- CD ROM, universalis (2001).

[14]- Internet [www.encyclopedia .yahoo.com](http://www.encyclopedia.yahoo.com).