

9/94

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التربية الوطنية

MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة الفتيات
المكتبة - BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT

Genève Minier

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

*Enrichissement d'un minerai
polymétallique
cas gisement "Chaâbet el Hamra"*

Proposé par :

O. K. G. M
E. N. O. F

Etudié par :

Y. BOULKROUCHE

Dirigé par :

M. A. SAADA

PROMOTION

1994

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التربية الوطنية

MINISTRE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT

Genie Minier

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

*Enrichissement d'un minerai
polymétallique
cas du gisement
« Chaabet - El. Hamra »*

Proposé par :

O.R.G.M
E.N.O.F

Etudié par :

Y. BOULEKROUCHE

Dirigé par :

M^r A. SAËDA

PROMOTION
1994

D E D I C A C E S

Je dédie ce modeste travail :

- A Mes très chers parents pour leurs sacrifices

- A mes Frères et Soeurs

- A mes meilleurs amis

Yacine B.

SOMMAIRE

INTRODUCTION GENERALE	1
CHAPITRE I : GENERALITES	
I.1. Aspect Economique du Pb et du Zn	5
I.2. Aperçu sur l'aspect technologique	13
CHAPITRE II : LE TRAITEMENT DES MINERAIS POLYMETTALIQUES SULFURES	
II.1. Généralités	15
II.2. Aspect Minéralogique	15
II.3. Aspect Minéralurgique	16
II.3.1 - Introduction	17
II.3.2 - Le procédé de flottation	18
A - Généralités	20
B - Base de procédé	21
C - Réactifs de Flottation	21
D - Les différentes opérations de flottation	26
E - Les machines de flottation	27
F - La flottation des minerais Sulfurés de Plomb-Zinc-pyriteux	28
CHAPITRE III : LE MINERAI POLYMETTALIQUE DU GISEMENT DE CHAABET EL HAMRA	
III.1. Situation Géographique	31
III.2. Historique	31
III.3. Géologie	31
III.4. Minéralisation du Gisement	32
III.5. Réserves	35

CHAPITRE IV : ENRICHISSEMENT DU MINERAI POLYMETALLIQUE

DE CHAABET EL HAMRA

IV.1. Identification de l'échantillon composite	36
IV.1.1. Préparation et provenance du composite	36
IV.1.2. Homogénéisation du minerai	40
IV.1.3. Caractéristiques chimiques	42
IV.1.4. Analyse granulométrique	42
IV.1.5. Evaluation des résultats	49
IV.1.6. Conclusion	50
IV.2. Essais de flottation	50
IV.2.1. Essais de broyabilité	51
IV.2.2. Cellule de flottation	53
IV.2.3. Préparation de la pulpe	54
IV.2.4. Description de l'essai de flottation	54
IV.2.5. Essai de flottation de la pyrite	56
IV.2.6. Essai de flottation du zinc	59
IV.2.7. Conclusion générale portant sur les essais de flottation	65

CHAPITRE V : CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS 68

A N N E X E 70

B I B L I O G R A P H I E

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

INTRODUCTION

INTRODUCTION GENERALE

La production de Zinc fit sa première apparition en Chine et en Inde; la méthode de l'élaboration du Zinc fut introduite de Chine vers l'Europe.

La première usine de Zinc en Europe fut construite à Bristol en 1743.

Sur le Continent Européen, le développement de cette industrie commença seulement vers la fin du XVIII siècle.

La première installation industrielle d'élaboration de Zinc vit le jour en Silésie; cette industrie évolua progressivement à travers l'Europe (en Belgique, en Hollande, en France et dans d'autres pays). Aux U.S.A la première unité industrielle comportant des fours belges de distillation, fut montée à New York en 1850.

L'essor de cette industrie fut très rapide, elle se dissémina à travers les états (Oklahoma, Illinois, Pensylvanie, Kansas, Arkansas), produisant à l'heure actuelle près de la moitié des besoins mondiaux en Zinc.

En Russie, cette industrie débuta à la fin du XIX siècle . La première usine fut construite dans le Caucase, appartenant à une compagnie Franco-Belge; puis on vit apparaître de nouvelles unités industrielles dans le Caucase, en Ukraine, dans l'Oural, en Sibérie et dans le Kazakhstan .

En Europe orientale, la Pologne, la Bulgarie, etc... développèrent leur industrie.

La chine développa de plus en plus son industrie, on remarquera que jusqu'à la fin du XIX siècle, les minéraux de Plomb et du Zinc furent récupérés exclusivement, soit sous forme naturelle riche par abattage sélectif et triage manuel, soit sous forme concentrée par procédés gravimétriques.

L'apparition, au début de ce siècle, du procédé d'enrichissement par flottation, eut pour effet de rejeter mes anciennes techniques par gravimétrie, et ce, dès 1925.

La mise au point de cette technique de valorisation permit de développer dès cette période les flottations dites sélectives de type classique.

Cependant, compte-tenu des aspects technico-économiques régissant le domaine de la valorisation des gisements polymétalliques complexes, incluant l'industrie du Zinc et du Plomb, nous remarquerons d'une part le nouvel essor des techniques d'enrichissement gravimétriques et d'autre part la combinaison de procédés minéralurgiques et hydrométallurgiques.

Cette nouvelle évolution peut s'expliquer par les nouvelles performances technologiques spécifiques aux nouveaux équipements utilisés.

Nous nous sommes intéressés à l'évolution de la production de Zinc et de Plomb, provenant des gisements polymétalliques de "Chaabet-El-Hamra", situé dans la Wilaya de Sétif.

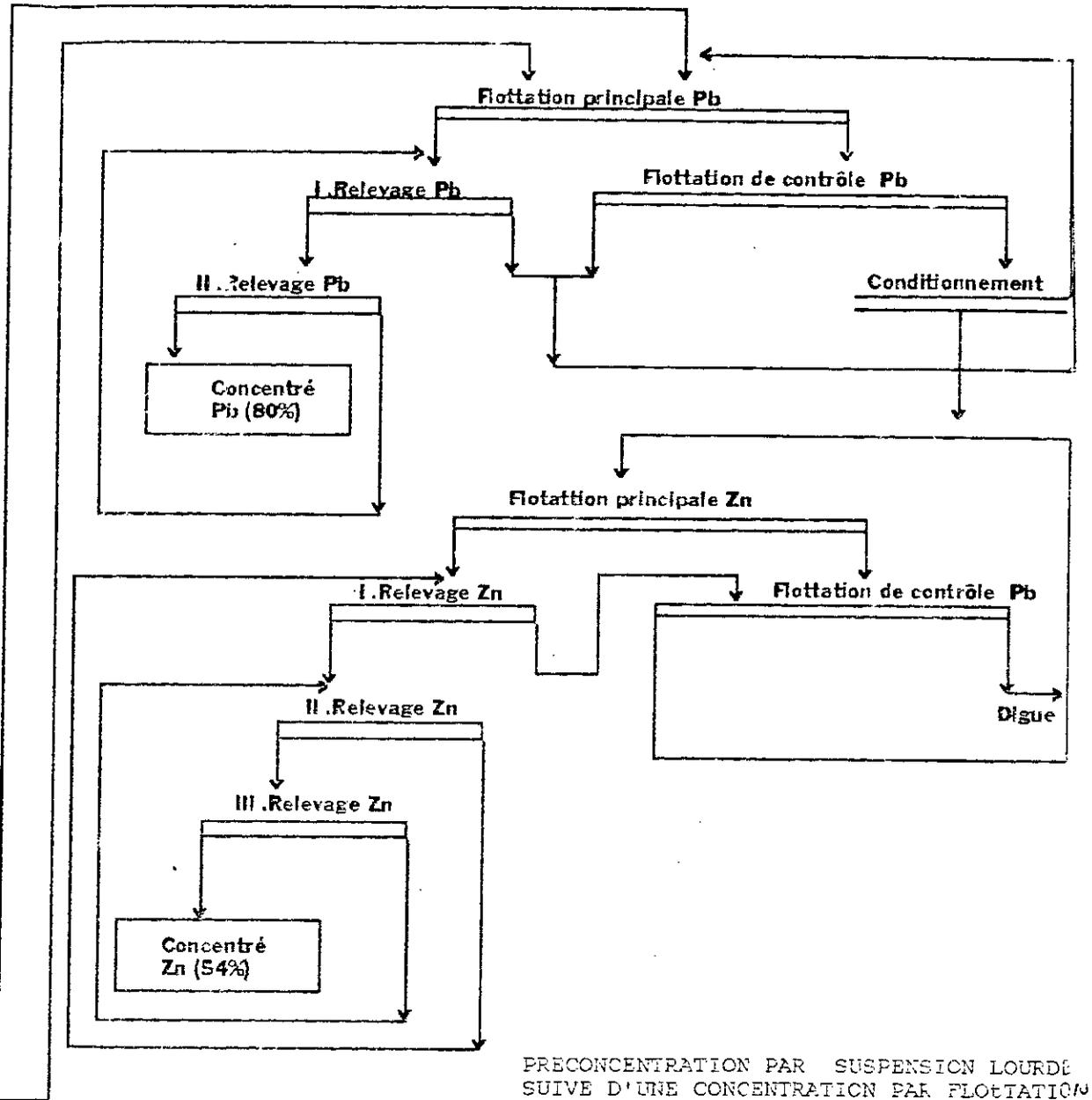
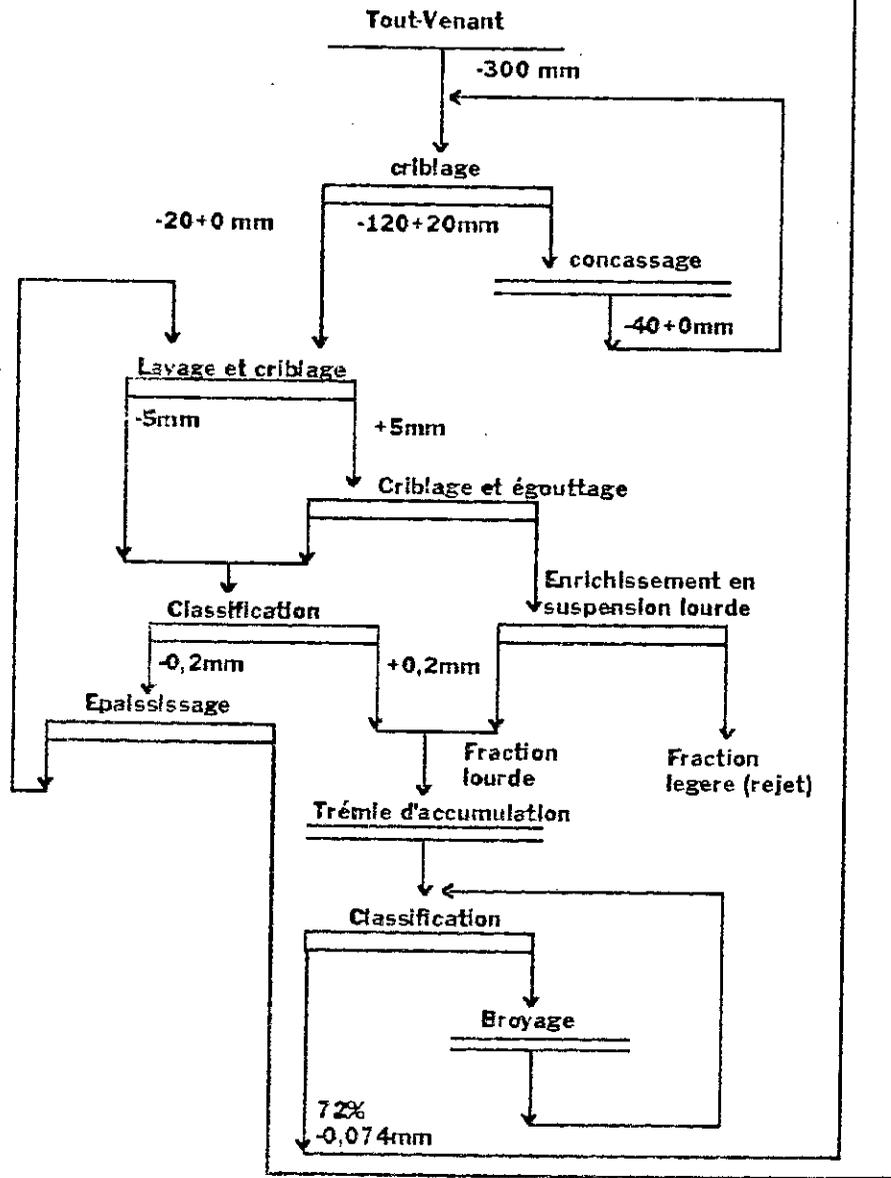
Ce gisement doit alimenter la laverie de Kharzet-Youcef distante de 8 Km comprenant des sections de préparation mécanique, de séparation par liqueur dense et de flottation (fig.1) [10].

L'objet de notre étude consistera à étudier le comportement d'un échantillon composite, plus ou moins représentatif de l'ensemble du gisement, lors d'essais de préparation (broyabilité) et de flottation.

Nous noterons, au vu de travaux antérieurs, la présence de minéralisations à prédominance pyritique, zincifères et à plus faible échelle plombifère.

Ce qui expliquera en quelque sorte l'objet de notre attention.

La production de concentré de Zinc de ce gisement devra permettre alimenter partiellement le complexe métallurgique de Ghazaouet (Wilaya de Tlemcen).



PRECONCENTRATION PAR SUSPENSION LOURDE
SUIVE D'UNE CONCENTRATION PAR FLOTTATION

Figure 1 : Schéma technologique de la laverie de Kherzet-youcef (1)

CHAPITRE -I-
GENERALITES

I.1. ASPECT ECONOMIQUE DU PLOMB ET DU ZINC

I.1.1. USAGE DU PLOMB ET DU ZINC

- Le Zinc [11] : Il détient la troisième place mondiale après le

le cuivre et l'Aluminium.

Sa principale qualité réside en sa haute stabilité contre la corrosion et sa résistance aux agents atmosphériques. Il est malléable et peut être laminé en feuilles minces. Il s'extrait facilement des solutions de Cadmium, de Cobalt, de Cuivre, D'Argent et d'autres métaux non ferreux plus électropositifs

Cette qualité est utilisée pour purifier les solutions et précipiter les métaux par de la poudre de Zinc.

La galvanisation de fils de fer est très développée. Le zingage de feuilles et de tuyauteries et d'autres produits sont très utilisés

Le zingage consomme près de 40 % de la production mondiale de Zinc.

Son usage principal concerne les alliages : les laitons, les alliages Zn - Co, les bronzes, les mailleshorts à faible teneur en Zn.

L'oxyde de Zinc est le matériau principal de préparation de blancs de peintures et d'émaills.

On le consomme pour la production du caoutchouc, de cellulose, de plastique, de linoléum, de matériaux de ponçage.

Le Zinc est utilisé pour la préparation de batteries galvaniques en métallurgie, on l'utilise pour la cémentation, la métallothermie, la purification de solutions. Le coût peu élevé de ce métal en fait un élément indispensable.

- Le Plomb [11] :

L'intérêt industriel que l'on porte au plomb est conditionné par ses propriétés physiques et chimiques. Parmi elles, on peut citer sa malléabilité (ductilité), sa mollesse, un grand poids spécifique, une stabilité chimique élevée et la faculté de fournir avec d'autres métaux non ferreux une série d'alliages coûteux. Son utilisation industrielle porte sur les domaines de l'électrotechnique, de la chimie et de l'aéronautique. En électrotechnique, on a la production de câbles recouverts d'une enveloppe stable contre la corrosion.

La production des accumulateurs consomme le tiers de la production globale.

En chimie et en métallurgie non ferreuse, le plomb est utilisé comme garniture anticorrosive chimiquement, pour la protection de l'instrumentation électrolytique. L'utilisation des alliages du plomb avec le cuivre, l'Antimoine, l'Etain et le Zinc entre dans le groupe important des bronzes, des laitons, des balbits et des brasures.

En typographie, dans l'énergie atomique, le plomb est utilisé.

Dans l'industrie de la peinture la présence de plomb se manifeste dans le litharge, le minium, le ceruse (blanc de plomb).

On l'utilise dans le tétraéthyl de plomb, comme additif à l'essence pour diminuer l'effet détonant (antidétonant) et pour diminuer sa qualité.

La préparation de pigments et de tétraéthyl de plomb trouve un champ d'application important ; cependant, après utilisation on ne peut récupérer le plomb, ce qui ne semble pas le cas pour les autres applications industrielles. On obtient alors un métal secondaire récupérable.

I.1.2 PRODUCTION NATIONALE

L'Algérie comporte essentiellement des gisements polymétalliques (Zn, Pb, Cd), de type sulfuré et plus rarement oxydé.

Deux laveries (El Abed et Kharzet Youcef) alimentent un complexe métallurgique (Ghazaouet) produisant du Zn, du Cd métal et de l'acide sulfurique fatal.

Les besoins annuels en alimentation de concentré de Zinc de cette usine métallurgique s'élèvent à 80.000 Tonnes.

Au vu des données provenant du Tableau I.1, nous remarquons que l'usine de Kharzet Youcef est à l'arrêt depuis 1990, suite à une inondation de la mine.

Le gisement de Chaâbet-El-Hamra situé à proximité doit en quelque sorte palier à ce problème et permettre la réouverture de la laverie.

Signalons que la production nationale en concentré de Zinc ne permet un approvisionnement de l'ordre de 8 à 10 % des besoins de l'usine de Ghazaouet, le reste étant importé.

L'exploitation d'une part du gisement de Chaâbet-El-Hamra dans l'immédiat, puis du gisement d'Oued Amizour devrait en quelque sorte être en mesure de satisfaire nos besoins.

Le Tableau I.1. présente quelques données relatives à la production nationale en concentré de Zn et de Pb.

USINE DE CONCENTRATION DE MINERAIS POLYMETALLIQUES (Zn, Pb, ...) PROVENANT DES GISEMENTS DE	EL ABED	KHARZET YUCEF
CAPACITE D'ALIMENTATION DE L'USINE EN MINERAIS	600.000 T/An	100.000 T/An
CONCENTRE STANDARD OBTENU :		
- Teneur en Zinc	52 - 54 %	52 - 54 %
- Teneur en Plomb	500 g/T	-
PRODUCTION DE CONCENTRE DE ZINC		
- Année 1985	11.700 T	14.500 T
- Année 1986	14.500 T	11.500 T
- Année 1987	14.700 T	2.350 T
- Année 1988	12.100 T	-
- Année 1989	9.850 T	1.820 T
- Année 1990	7.980 T	Usine à l'arrêt
- Année 1991	7.900 T	Usine à l'arrêt
- Année 1992	7.236 T	Usine à l'arrêt
- Année 1993	6.801 T	Usine à l'arrêt
PRODUCTION DE CONCENTRE DE PLOMB		
- Année 1985	3.950 T	1.990 T
- Année 1986	4.200 T	1.650 T
- Année 1987	3.026 T	230 T
- Année 1988	2.800 T	1.035 T
- Année 1989	2.300 T	440 T
- Année 1990	1.900 T	Usine à l'arrêt
- Année 1991	1.880 T	Usine à l'arrêt
- Année 1992	1.539 T	Usine à l'arrêt
- Année 1993	1.538 T	Usine à l'arrêt

Tableau I.1 : PRODUCTION DE CONCENTRES DE PLOMB ET DE ZINC (TONNE/AN)
 (Années 1985 à 1993)(Entreprise E.N.O.F) [10]

I.1.3. CONSIDERATIONS ECONOMIQUES DE COMMERCIALITE

Elles prennent en considération les points suivants pour mener à bien une étude de marché, à savoir :

- Teneurs du tout venant et du concentré en Zinc et en Plomb

On exploite généralement des minerais de Zinc, présentant des teneurs de coupure variant entre 8 à 20 %; cependant, on peut atteindre une teneur de 3 % dans certains cas, et selon la conjoncture du marché, on peut exploiter exceptionnellement des minerais présentant une teneur très élevée dans les amas calaminaires.

Pour ce qui a trait au produit marchand, soit le concentré de Zinc, les teneurs commerciales doivent répondre à certaines normes de standardisation. Elles varient en général de 45 à 55 % et parfois même à 60 % de Zinc métal dans le concentré marchand. Concernant les minerais de Plomb, les teneurs d'exploitation sont similaires à celles du Zinc, quant aux teneurs commerciales de plomb métallifère, elles sont de l'ordre de 55 à 80 % .

- Les Impuretés et autres substances valorisables

La présence d'impuretés ou d'autres substances valorisables dans le concentré marchand doit répondre à certaines règles de commercialité se traduisant respectivement par des pénalités ou par des bonifications en matière de coût.

Pour les concentrés de Zinc, l'Arsenic déprécie la matière au point de lui enlever une part importante de sa valeur. Il gêne la préparation d'acide sulfurique par grillage de la blende, rendant le métal cassant.

L'Antimoine confère également au Zinc un effet cassant ce qui explique que l'on puisse tolérer au sein du concentré marchand une teneur globale de ces deux impuretés allant jusqu'à 0,2 % .

La pénalité octroyée au prix de vente peut atteindre 5 %. Si cette teneur est dépassée, le concentré marchand n'est pas commercialisable.

On tolère une proportion de Bismuth variant entre 0,01 % à 0,1% .

On peut remarquer dans les concentrés marchands la présence de certains éléments valorisables, justifiant une qualité supérieure.

Les substances sujettes à des bonifications sont : l'Or, l'Argent, le Cuivre, le Cadmium et éventuellement le Plomb.

Pour la commercialisation des concentrés de Plomb, la pénalisation concernera les éléments nuisibles au fondeur se traduisant par une diminution de la teneur de Plomb.

Les teneurs en impuretés sont limitées . Le Tableau 'I.2 représente les limites d'astreinte en matière de teneurs et les pénalités résultant de certains dépassements.

Impuretés	Tolérées sans Pénalités	teneurs Limites Tolérées avec Pénalités	Pénalités
Bi	100g/t	-	* 1/2 Unité de Plomb par 100g/t de Bi, au dessus de 100g/t
Zn	8 %	13 % — 14 %	* 1 Unité de Plomb par unité de Zinc au-dessus de 8 %.
As	0,10 %	4 % — 5 %	* 1 Unité 0,1
Sn	0,10 %	5 % — 6 %	* 1 Unité 0,1

Tableau I.2. : LES LIMITES D'ASTREINTE DE TENEUR ET PENALITES DES DEPASSEMENTS.

La présence d'autres éléments valorisables dans le concentré de Plomb marchand aura pour effet d'obtenir certaines bonifications sur le prix de vente. Ainsi la présence d'Argent, par exemple, aura pour effet d'obtenir une bonification selon la formule :

$$B = 0,98 p . t$$

Où P : Cours de l'Argent

t : Teneur en Argent dans le concentré

0,98 : Coefficient traduisant le rendement et les frais d'affinage de l'utilisateur

- Etablissement du Prix de Vente

* Pour le concentré de Zinc, le prix du concentré est librement débattu entre fondeurs et mineurs, suivant les variations du cours du métal. La formule d'achat est la suivante :

$$V = 0,85 P T - F$$

Où 0,85 : Coefficient traduisant le rendement de l'opération métallurgique;

P : Cours du Zinc;

T : Teneur en Zn du minerai;

F : Frais de Fusion

* Pour le concentré de Plomb, la formule d'achat des minerais est la suivante :

$$V = 0,95 P T - F$$

Les coefficients et paramètres sont similaires à ceux du Zinc.

A titre d'exemple et pour le cas particulier nous intéressant, le Tableau I.3 retrace l'évolution des cours des concentrés de Zinc et de Plomb en Algérie durant la période de 1987 à 1991. Comme nous le remarquons, les cours sont difficilement maitrisables dans le temps car intimement liés à la valeur réelle de notre monnaie.

PERIODE	CONCENTRE DE ZINC (COURS) DA/TONNE	CONCENTRE DE PLOMB (COURS) DA/TONNE
1987	2100	800
1988	2700	2100
1989	3750	2000
1990	4000	2934
1991	7000	4800
1992	8860	4800
1993	8700	4800

Tableau I.3

1.2. APERCU SUR L'ASPECT TECHNOLOGIQUE [10]

On exprime les principaux critères qui permettent d'évaluer les aptitudes d'un minerai à suivre le traitement approprié sont :

- Le rendement pondéral (R_p) : c'est le rapport exprimé en (%) du poids concentré (P_c) résultant au poids de minerai traité et qui est montré par la formule suivante :

$$R_p (\%) = \frac{P_c}{P_t} \cdot 100$$

- Le rendement métal ou récupération : c'est un rapport exprimé en (%) du poids du métal ou unité métal du récupéré au poids de métal contenu dans le minerai traité ($\Sigma(U.m)$) et qui est montré par la formule suivante :

$$R_{\text{écu.}} (\%) = \frac{U.m. \cdot 100}{\sum (U.m)} = \frac{(R_p \cdot t) \cdot 100}{\sum (R_p \cdot t)}$$

Où t : étant la teneur du métal en (%).

- Le facteur de concentration: c'est un rapport exprimé en part unitaire de la teneur de métal concentré sur la teneur de métal du minerai à traiter.

II.1. GENERALITES

Les minerais sulfurés complexes représentent des associations des minéraux suivants :

- Chalcopyrite (CuFeS_2) avec une teneur en Cu de 34,5 % dans le minéral.
- Galène (PbS) avec une teneur en Pb de 86,6 %.
- Blende (ZnS) avec une teneur en Zn de 67 %.

Avec un reste constitué essentiellement de pyrite (FeS_2) ou de Pyrrhotine.

Bien qu'ils représentent des réserves importantes en matières premières minérales, ils posent de gros problèmes liés à leur minéralisation particulière, nécessitant des techniques d'enrichissement spécifiques et complexes en vue d'obtenir des concentrés métallifères.

Ces types de minerais sont exploités un peu partout dans le monde (Suède, Japon, Canada, Australie, Portugal, Algérie,...). Ils représentent d'importantes sources d'approvisionnement aussi bien pour le présent que pour l'avenir.

II.2. ASPECT MINERALOGIQUE

Les paramètres minéralogiques qui conditionnent le comportement du minerai au cours de son traitement sont :

- Présence considérable de Pyrite (ou de pyrrhotine), pouvant atteindre les 90 % en poids du minerai.

- La texture de ces minerais est très complexe, les associations des principaux minéraux sont en général très imbriquées ; les dimensions des minéraux peuvent être extrêmement fines.

- Présence de minéraux mineurs de grande importance économique (Or et Argent), ou encore impact sur les procédés métallurgiques ou sur l'environnement (par la présence d'Arsenic, d'Antimoine, de Bismuth, de Sélénium, de Mercure..), source de graves problèmes.

- Présence des minéraux d'altération (surtout pour le Cu) et de minéraux non sulfurés (Quartz, Carbonates, ...).

Les teneurs approximatives habituelles sont de l'ordre de :

Cu %	Pb %	Zn %	S %	Ag (g/t)	Au g/t
0,5-3	0,3-3	0,2-10	20-50	30-100	0-1

II.3. ASPECT MINERALURGIQUE [1, 3, 5, 6, 9]

II.3.1 - Introduction

L'objectif recherché pour le traitement des minerais polymétalliques sulfurés complexes consiste à produire des concentrés de :

- Chalcopirite pour la métallurgie du cuivre ;
- Galène pour la métallurgie du Plomb ;
- Blende pour la métallurgie du Zinc ;
- Pyrite pour la fabrication d'acide sulfurique (avec une éventuelle production de produits ferrifères pour la sidérurgie).

Ce but pose le problème de sélectivité restreinte des méthodes de séparation des divers minéraux.

Au vu des propriétés des minéraux présents dans les tout-venants, on constate que les procédés d'enrichissement que l'on applique couramment aux différents minerais sulfurés (par exemple, minerai de Plomb-Zinc-Pyriteux), font appel :

AUX METHODES GRAVIMETRIQUES (séparation par liqueurs denses, Tablage, pitonnage ou jigage) utilisant les propriétés liées à la masse spécifique des différents minéraux ou composants d'une roche. Ces méthodes permettent d'obtenir un préconcentré métallique tout en rejetant une bonne part de stériles. Cela a pour conséquence de :

- * Diminuer de manière significative la quantité de matériau devant passer dans la laverie (flottation par exemple) ;
- * Diminuer les quantités de matériaux à transporter, dans le cas où cet atelier se situerait près de la mine ;
- * D'augmenter la durée de vie des agrégats de la laverie ;
- * De diminuer les coûts d'exploitation ;
- * De rejeter des stériles sous formes de granulats plutôt que des boues de flottation plus polluantes ;
- * De traiter dans la laverie un matériau plus noble.

A LA FLOTTATION EN UTILISANT LES PROPRIETES DE SURFACE

Ces deux méthodes peuvent être combinées ou être utilisées séparément. Cela dépend de la nature et de la composition du minerai et également de la manière dont les gangues sont associées aux minéraux dans le minerai.

Les propriétés fondamentales des sulfures, influant sur leur comportement lors d'une flottation sont :

- Leur grande insolubilité ($pK_s \approx 20$) ;
- Ce sont des semi-conducteurs ;
- Leur instabilité en présence d'eau et d'air.

Les difficultés inhérentes au traitement des minerais polymétalliques sulfurés complexes résultent de :

- La grande finesse de broyage nécessaire pour certaines techniques d'enrichissement (flottation) ;
- La texture défavorable de certains minerais ;
- Certaines propriétés mécaniques des minéraux, réfractaires à leur libération lors du broyage ou de la fragmentation d'une manière générale. Le joint de grain entre deux minéraux peut en effet ne pas s'avérer être favorable à tout ruptures; la galène, en particulier, donne naissance à des problèmes de formation de grains mixtes.
- L'altération relative et rapide, en présence d'eau et d'air (ou de vapeur d'eau), modifiant les propriétés de la flottation, à la suite des réactions produites.

La Blende en particulier peut être activée "naturellement" par des ions de cuivre libérés par la Chalcopryrite oxydée par les ions ferriques relachés par la pyrite ; dans ces conditions, elle flottera alors avec la Chalcopryrite dans le traitement ultérieur.

- La consommation énergétique importante par le broyage très fin des minerais par voie humide ; elle est de l'ordre de 50 Kwh/tonne (chiffre retenu de la pratique [5] de minerai traité par une granulométrie de 20 μ M.

- La consommation élevée de réactifs (collecteurs, déprimants).

Malgré toutes ces difficultés, ces minerais sont traités industriellement.

Deux techniques sont utilisées :

- La flottation semi-collective (Chalcopryrite + Galène), suivie d'une flottation de la Blende ;

- La flottation sélective intégrale de la Chalcopryrite, de la Chalcopryrite, de la galène et de la Blende.

L'objet de notre travail consistant à pratiquer le procédé d'enrichissement par flottation sur le minerai polymétallique du gisement Zincifère de Châbet-El-Hamra, fait que nous exposerons de manière plus détaillée les principaux points régissant cette méthode.

II.3.2. LE PROCEDE DE FLOTTATION

A) Généralités

La flottation est l'un des principaux procédés minéralurgiques permettant de traiter et de séparer de manière globale (collective) ou sélective les minéraux utiles de la gangue.

Son application industrielle est multiple, en traitant des minerais ferreux, non ferreux et rares, des minerais de phosphates, des sulfures, du feldspath, de la fluorine,.... etc.

La flottation est basée sur la différence des propriétés physico-chimiques de surfaces des minéraux et plus précisément la différence de leurs énergies superficielles libres.

Les particules peuvent être séparées par flottation, à la condition que leur grosseur ne dépasse guère 0,6 mm (pour que la gravité n'influe pas sur les particules ce qui favorise la flottation de ces dernières.

Le système de flottation est hétérogène, il comprend trois phases : liquide, solide, gazeuse formant trois surfaces de séparation (trois interfaces) : liquide - gaz (L : G) ; Liquide - Solide (L : S); et Gaz-Solide (G : S). Chaque interface se caractérise par sa valeur en énergie superficielle libre, dont l'apparition est provoquée par l'attraction inadéquate des molécules de la couche superficielle du côté des phases en contact.

Les particules minérales possèdent des capacités différentes pour se fixer sur les interphases citées.

Le domaine d'application de la flottation est théoriquement illimité, car n'importe quel minéral peut être séparé par flottation, ce qui se confirme en pratique. Ce qui se traduit par une croissance constante de cette méthode sur le plan industriel.

La flottation contribue à la résolution de plusieurs problèmes importants; parmi les principaux; on citera :

- Le problème d'élargissement des sources minérales;
- Le problème de valorisation complète des minéraux;
- Le problème d'enrichissement des schlamms.

La flottation occupe la première place parmi les procédés d'enrichissement, si on considère la qualité et la variété de la matière première traitée.

B) Base du Procédé

Le minerai finement broyé est envoyé dans une "cellule deflottation" où il subit une agitation par injection de bulles d'air et de certains réactifs. Cette agitation peut être considérée comme étant également une homogénéisation de la pulpe, constituée d'eau, de minerai et de réactifs.

Les constituants minéraux du minerai sont captés par les bulles d'air, rejoignant ainsi la surface; les gangues n'ont pas de prise vis à vis, les bulles d'air chutant ainsi au fond de la cellule, d'où elles sont évacuées.

C) Réactifs de Flottation

C.1. Rôle et Caractéristiques Générales des Réactifs

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 a pour conséquence 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 en 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 :

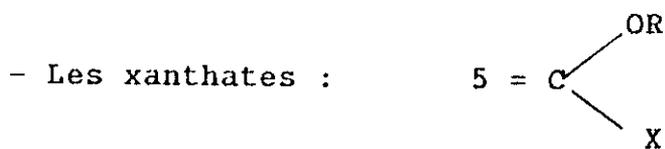
- Collecteurs;
- Déprimants (dépresseurs);
- Activants;
- Régulateurs

Les réactifs de flottation de seconde classe concernent les moussants :

C.2. Les Collecteurs

Ce sont des molécules polaires -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 :



Où R : radical alcool

X : K ou Na

- Les aérofloats : (acides crésylthiophosphoriques) possédant également des qualités moussantes.

Certaines recherches sur le mode d'action de ces corps ont montré que :

- * Le soufre se fixe sur le 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 Langmuir précise que les molécules du collecteur sont orientées perpendiculairement à la surface avec le 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 alcalins;

C'est l'élément COOH qui vient se fixer à la surface du minéral.

C.3. 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 minerai rechutent. On ajoute donc à l'eau des agents moussants.

Les agents moussants sont des molécules organiques, contenant un groupe polaire et un groupe non polaire; ils forment avec l'eau un mélange de tension superficielle plus basse; les bulles intérieures 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 diminué, (ce sont les agents moussants "selectifs").

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.

C.4. Les Déprimants (Dépresseurs)

Les corps empêchent ou retardent la flottation de certains minéraux et permettent ainsi le déroulement de flottations sélectives. Les déprimants usuels sont :

- Le cyanure de sodium déprimant 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 gangues; ce qui est indispensable à la flottation des oxydés nécessitant des collecteurs très énergiques permettant ainsi de faire remonter les gangues .

C.5. 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).

C.6. Les Régulateurs

Ils sont destinés à :

- * Précipiter des sels solubles qui nuisent à l'action des collecteurs (poisons de la flottation) : sels ferreux, ferriques, d'aluminium... etc .
- * 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.

D) Les Différentes opérations 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 :

D.1. Flottation Principale

Elle représente 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 (utile) .

* 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-Collective

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

* La Flottation Sélective (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 .

D.2. 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 lavages est élevé , plus grande sera la teneur en minéral utile, tandis que l'on enregistrera une diminution de la récupération.

E) Les Machines de flottation

On dénombre dans le monde plus d'une centaine de types de machines de flottation, quelques dizaines parmi elles ont pu trouver une application industrielle; toutes ces machines utilisent, comme agent principal de fonctionnement de petites bulles d'air.

Parmi les principales exigences de bon fonctionnement de toute machine, on citera :

- L'aération uniforme de la pulpe et dispersion importante de l'air;
- L'agitation énergique de la pulpe ;
- L'émergence douce des bulles minéralisées dans la zone supérieure de la machine;
- Le fonctionnement continu;

- La possibilité de régler le niveau de la pulpe dans la machine ;

- La fiabilité de fonctionnement.

Les machines de flottation se différencient les unes des autres par leur mode d'aération et d'agitation de la pulpe, on peut donc distinguer :

- Les machines à aération mécanique ; l'aération et l'agitation se réalisent par la palette d'agitation.

- Les machines pneumatiques-mécaniques, dans lesquelles l'aération et l'agitation se manifestent par la palette ; cependant l'air est introduit sous pression par le biais d'un ventilateur.

- Les machines pneumatiques dont l'aération et l'agitation de la pulpe s'obtiennent par une arrivée d'air au niveau de la partie inférieure de la cellule de la flottation.

- Les machines à flottation électrique, dont l'aération de la pulpe a lieu, suite au dégagement de bulles durant l'électrolyse.

- Les machines de flottation à pression variable, dans lesquelles, le dégagement des gaz dilués dans la pulpe alimente l'aération.

F) La flottation des minerais sulfurés de plomb-zinc pyriteux

La flottation des minerais sulfurés est la plus répandue et la plus aisée ; la flottation se fait toujours en présence d'un moussant, d'un ou plusieurs collecteurs, d'un régulateur, et, si le minerai est complexe d'un ou plusieurs déprimants avec addition, d'un ou plusieurs activants et d'un collecteur pour la flottation de minerais déprimés.

Le pH optimum varie suivant les minerais entre 7,5 et 9,5.

En dépit de la grande diversité de gisements des minerais de Plomb-Zinc et des types des minerais à traiter. Les procédés minéralurgiques se limitent à une combinaison classique de procédés gravimétriques d'une flottation et d'une flottation propre.

L'enrichissement préalable, par le procédé gravimétrique des minerais de plomb-zinc, permet d'éliminer presque 30 % des roches stériles avant flottation (en utilisant les procédés gravimétriques).

Dans la plupart des usines de concentration des minerais de Plomb-Zinc, on utilise le schéma de flottation sélective ; on flotte la sphalerite par le vitriol bleu ; (réactif de flottation [5] on réalise la flottation de Zinc pour bien le concentrer ; on augmente l'alcalinité de la pulpe en ajoutant de la chaux permettant de déprimer la pyrite.

Si la teneur en pyrite dans les minerais de Plomb-Zinc est considérable, on flotte le concentré de pyrite des stériles de la flottation du Zinc.

La finesse de broyage des minerais de plomb-zinc avant la flottation peut être déterminée par le caractère de la dissémination des minéraux sulfureux et oxydés, ainsi que par le schéma de flottation appliqué.

D'après le schéma de flottation collective, on soumet les concentrés collectifs avant leur séparation à une opération de désorption du collecteur par le sulfure de sodium ; pour cela on épaissit le concentré collectif jusqu'à la densité 60 -- 65 % en solide, on l'agite avec du sulfure de sodium, après le rebroyage, on ajoute les déprimants de la sphalérite, puis on flotte la galénite.

Après la flottation des minéraux de Plomb, on active la sphalérite par le vitriol bleu dans le milieu de la chaux pour la dépression de la pyrite puis on flotte la sphalérite.

Après l'extraction des minéraux de Plomb et de Zinc, on réalise la flottation de la pyrite, si sa teneur en soufre dans le minerai de Plomb-Zinc est considérable; pour cela, on diminue l'alcalinité du milieu jusqu'à être neutre, puis on ajoute le collecteur et le moussant.

Comme collecteur pour la flottation des minerais de Plomb-Zinc sulfureux, on utilise largement les xanthates butyliques et éthyliques ou bien leur mélange.

Comme moussant on utilise les agents T66; daufrace 250; l'aérofroce 77, le méthylisobutylcobinol; l'huile de pin, le crésol.

Presque 50 % des minerais de Plomb-Zinc extraits sont flottés à une valeur naturelle du pH, l'autre partie de minerai de Plomb-Zinc extrait est flottée; comme règle : dans le milieu alcalin où le pH varie entre 8,6 et 11, on utilise comme régulateur du milieu de la chaux ou bien de la soude;

Le concentré de Plomb obtenu contient près de 65 à 72 % de Plomb avec un degré d'extraction de 88 à 95 %. Le concentré de zinc obtenu contient près de 51 à 55 % de Zinc avec un degré d'extraction de 80 à 90 %.

CHAPITRE -III-

**LE MINERAL POLYMETALLIQUE
DU GISEMENT
DE CHAABET EL HAMRA**

III.1. SITUATION GEOGRAPHIQUE

Le gisement zincopyriteux de Chaâbet el Hamra se localise sur le territoire de la wilaya de Sétif se limitant en S.E. de la ville d'Ain Azel à 4,5 Km à l'Est du complexe minier de Khazet Youcef et Sud Ouest du mont Charef Bou Arkat.

III.2. HISTORIQUE

Le gisement de Chaâbet El Hamra tire son nom d'un indice découvert en 1900 se trouvant à 700 m au S.W de la montagne Charef Bou Arkat à l'embouchure de l'Oued Chaâbet El Hamra dans le Nord Ouest de celui-ci.

L'indice a fait l'objet d'une exploitation au cours des années 1910 - 1920, 1936-1991. Les premiers renseignements relatifs au caractère des travaux de recherche-prospection remontent au début des années 60.

A partir de 1988 et jusqu'à ce jour le gisement de Chaâbet El Hamra fait l'objet d'une prospection-évaluation.

III.3. GEOLOGIE [7]

Le gisement de Chaâbet El Hamra fait partie de la zone métallogénique du Hodna au raccordement tectonique de 3 structures distinctes qui sont : le secteur Est de l'Atlas Tellien, le secteur Sud de l'Atlas Saharien, un massif médian (Môle de Ain M'Lila).

La structure géologique du gisement montre la réunification des dépôts du Valanginien, du Hautérivien, Barrémien inférieur et moyen, de l'Aptien supérieur (plus répandu) du Miocène et du quaternaire.

De point de vue structural, le gisement est subdivisé en 3 blocs :

- Le bloc Est, délimité sur 3 côtés par des failles; le côté sud étant en contact avec les calcaires du Néogène .

- Le bloc central, plus complexe sur le plan structural.

- Le bloc ouest, sa délimitation est imprécise.

Le gisement est caractérisé par ses 5 corps de minerais, à allure stratoïde, dont 2 renferment 95 % des réserves du minerai zincifère et 99 % de minerai pyriteux.

Le gisement étant de type stratiforme représentant 2 horizons minéralisés de faible pendage et se trouvant dans des dolomies grises du crétacé inférieur.

III.4. MINERALISATIONS DU GISEMENT

L'analyse minéralogique, effectuée au laboratoire de l'entreprise "O.R.G.M" sur des prélèvements d'échantillons au niveau de plusieurs sondages carottants, a permis de conclure que les principales minéralisations incluses dans le minerai du gisement de Chaâbet El Hamra sont :

La sphalérite, la pyrite et la marcassite.

Quant aux minéraux secondaires, il s'agira de la galène, de l'hématite, de la Dolomie, de la Barytine et en second plan du gypse et du quartz.

Les minéraux d'oxydation sont essentiellement la cérusite, la smithsonite, la limonite.

* *La Sphalérite*

Elle se présente en général sous forme d'agrégats monocristallins, de dimension 10 mm ou en cristaux clastiques isolés de dimensions 0,08 à 0,3 mm. Elle est liée à la présence de Pyrite, de la marcassite et de la dolomie secondaire.

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

Les corps supérieurs pyriteux sont riches en zinc.

La sphalérite est présente dans les trois principaux corps porteurs de minéralisations.

* *La Pyrite* :

Elle apparaît sous trois formes :

- * En grains fins xenomorphes, disséminés dans la dolomie I;
- * En agrégats (0,3 - 0,5 mm);
- * 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 gangue de la dolomie I (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 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 subautomorphes aussi bien sous forme d'inclusions dans la dolomie blanche.

* *L'Hématite* :

Elle est 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 masses lamellaires et en rosettes.

* *La Dolomie* :

Elle constitue une teneur importante dans la constitution de la gangue des corps minéralisés et formant des roches encaissantes.

On distingue deux générations de Dolomie : La Dolomie I, précoce et la Dolomie II, 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.

III.5 RESERVES

a- Minerais de Plomb et de Zinc

La distribution de teneurs très variables permet d'ouvrir des zones de minéralisation exploitables, d'une puissance variant entre 2 et 6 m et d'une profondeur atteignant 200 m.

Le tableau III fait état des réserves en zinc et en plomb du gisement de Chaabet El Hamra, si on se réfère à l'étude géologique (O.R.G.M en date du 1/1/1992) [7].

Réserves du Minerai Zn, Pb	Minerais Sulfurés de Zn (C ₁ + C ₂)		Minerais Oxydés de Zn (C ₁)
	Teneur Zn ≥ 3%	1% ≤ Teneur Zn < 3%	
Minerai [Reserve en 10 ³ T]	5105,10	619,90	322,40
Zn [Reserve en 10 ³ T]	284,57	12,34	7,87
Pb [Reserve en 10 ³ T]	10,38	0,66	0,50

Tableau III : Réserves du gisement de Chaâbet El Hamra (1992)[7]

Les symboles " C₁ " et " C₂ " représentent respectivement les réserves exploitables et probables .

a- Minerais Pyritiques

En 1989, on a C₁ + C₂ = 3001 405 Tonnes avec une teneur moyenne de 8,43 % en soufre pyritique.

CHAPITRE -IV-

**ENRICHISSEMENT DU MINERAL
POLYMETALLIQUE DU GISEMENT
DE CHAABET EL HAMRA**

IV.1. IDENTIFICATION DE L'ECHANTILLON COMPOSITE

IV.1.1. Préparation et Provenance du Composite

Dans une première étude [10], il ressort que :

- Des échantillons de minerai, provenant de sondages carottants ont été regroupés en vue de constituer des composites de différentes qualités sur le plan teneur en Zn et en Pb, (B, C, D). Ils ont fait l'objet d'une préconcentration gravimétrique, par utilisation de diverses techniques en vue d'obtenir des préconcentrés de qualité variable.

La préparation, la provenance et la qualité de ces échantillons composites apparaissent dans le tableau IV.1. et sur la carte géologique suivante sont représentés les sondages réalisés par l'entreprise O R G M [7] Fig. IV.

- Le Traitement gravimétrique a permis d'obtenir divers préconcentrés de qualités variables apparaissant dans le tableau récapitulatif IV.2. [10].

COMPO-SITE	MASSÉ DE T.V. g	TENEUR en Zn %	Zn métal g	TENEUR en Pb %	Pb métal g	TENEUR en Cd %	Cd métal g	TENEUR en Ni %	Ni métal g	TENEUR en Fe %	Fe métal g
S. 371 Y	1401.4	7.725	115.211	0.026	0.285	0.012	0.179	0.059	0.880	10.40	155.106
S. 371 C	3357.2	0.760	25.515	0.086	2.887	<0.002	<0.077	0.080	2.685	>12.00	>402.367
S. 369 Y	908.4	0.040	0.263	0.056	0.509	<0.002	<0.018	0.090	0.817	>12.00	>109.008
S. 367 Y	959.5	0.060	0.576	0.052	0.499	<0.002	<0.019	0.051	0.508	>12.00	>115.140
S. 350 Y	950.3	0.060	0.570	0.028	0.266	<0.002	<0.019	0.100	0.950	>12.00	>114.036
S. 372 C	4934.6	0.190	9.376	0.022	1.086	<0.002	<0.098	0.100	4.935	>12.00	>592.552
S. 369 Y	574.0	0.050	0.459	0.018	0.103	<0.002	<0.011	0.070	0.402	>12.00	>69.330
S. 302 Y	1931.9	0.270	5.216	0.120	2.705	<0.002	<0.039	0.061	1.178	>12.00	>231.330
TOTAL COMPO-SITE B	16107.3	1.418	157.266	0.0539	6.442	<0.002	<0.451	0.082	12.357	>11.84	1799.115
S. 387 C	4541.7	3.500	158.960	0.050	2.271	0.004	0.182	0.100	4.542	7.90	359.194
S. 306 C	9062.4	3.080	276.403	0.088	7.975	0.007	0.634	0.071	6.434	>12.00	>1087.188
S. 397 C	2968.5	1.400	41.559	0.074	2.197	0.002	0.059	0.110	3.265	>12.00	>356.020
TOTAL COMPO-SITE C	16572.6	3.990	476.922	0.093	12.442	0.005	0.275	0.086	14.241	>10.87	>1802.502
S. 374 Y	1874.5	0.270	5.062	0.010	3.957	<0.002	<0.037	0.074	1.397	>12.00	>224.175
S. 378 Y	282.0	0.090	2.510	0.034	0.996	0.005	0.014	0.032	0.090	>12.00	>33.175
S. 370 C	7094.9	12.780	904.600	2.800	177.377	0.022	1.561	0.056	3.973	>12.00	>951.133
S. 368 Y	2904.3	2.225	131.371	0.180	10.628	0.010	0.590	0.056	3.306	>12.00	>708.126
S. 381 Y	977.9	1.000	9.779	0.030	0.293	<0.002	0.019	0.073	0.712	>12.00	>117.128
TOTAL COMPO-SITE D	16133.9	6.629	1053.32	1.179	192.33	0.014	2.222	0.059	9.471	>12.00	>1936.16

5103
 Tableau IV.1. Formation des trois composites : Analyses chimiques et Répartition métallifères .

M.B. : Echantillon Prix en vrac ; C = Carotte de Sondage.

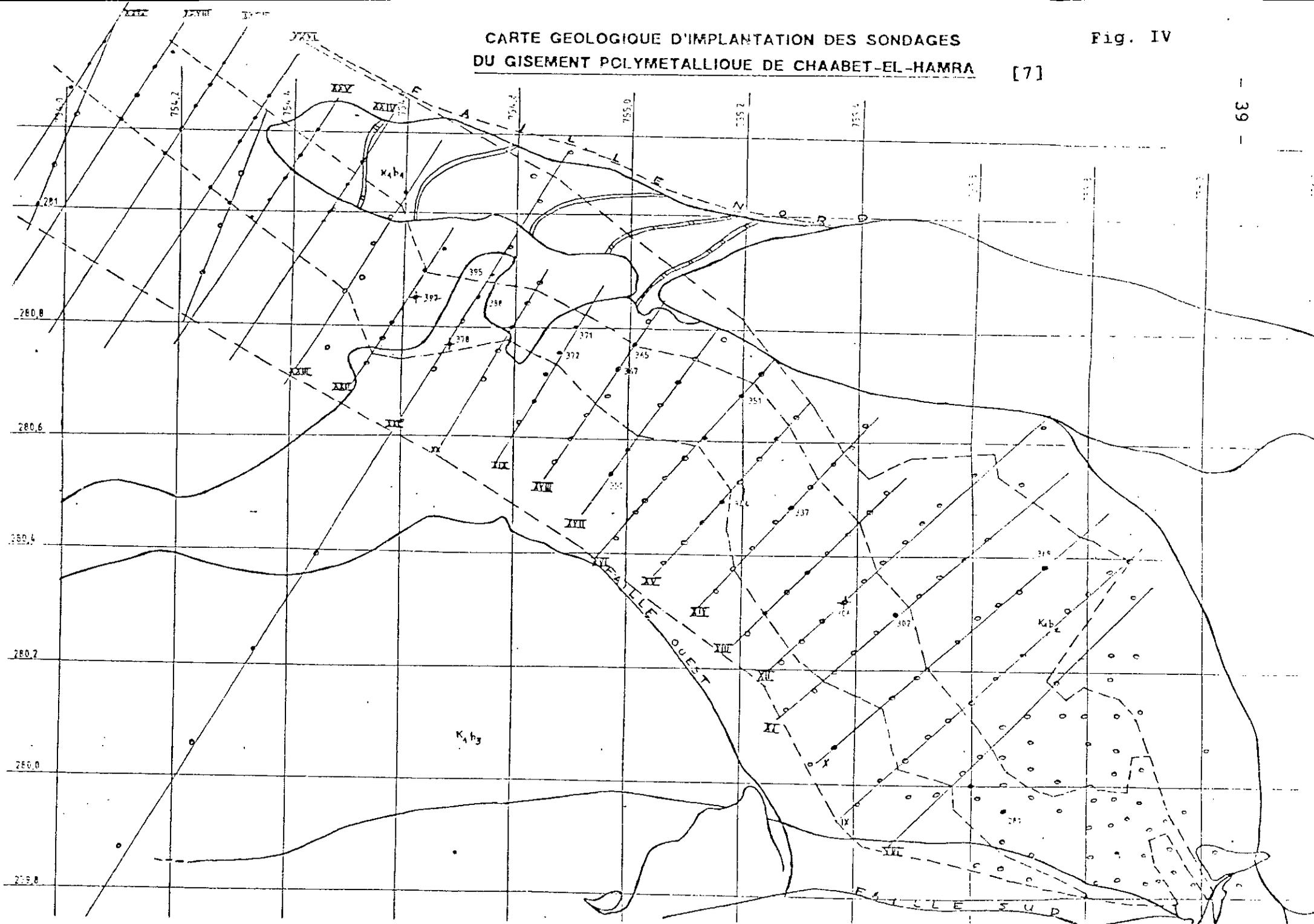
CCM BO SI TE	Procédé de con- centration	Tranche granulo- métrique, mm densités de partage	Teneur alimentation		Rendement massique concentré %	Teneur concentré		Teneur stériles		Récupéra- tion métal		Facteur de concentration	
			Zn %	Pb %		Zn %	Pb %	Zn %	Pb %	Zn %	Pb %	Zn	Pb
B	Liquueur dense	[10; 0.315 mm]											
		Variante I: ds=2.820	1.373	0.068	63.61	2.140	0.100	0.320	0.060	99.06	93.33	1.56	1.47
	Variante II: ds=2.889	1.373	0.068	53.19	2.540	0.120	-	-	98.39	90.73	1.85	1.70	
	Tablage hydrau- lique	[2; 0.315 mm]	1.010	0.065	29.76	2.098	0.133	0.549	0.038	61.81	59.94	2.077	2.021
	Jigage	[10; 0.315 mm]	1.216	0.116	52.23	2.050	0.172	0.145	0.026	88.05	77.30	1.686	1.483
C	Liquueur dense	[10; 0.315 mm]											
		Variante I: ds=2.870	3.527	0.101	72.72	4.780	0.110	0.800	0.010	98.52	79.78	1.360	1.090
	Variante II: ds=2.881	3.527	0.101	70.70	4.900	0.110	-	-	98.25	79.60	1.390	1.130	
	Tablage hydrau- lique	[2; 0.315 mm]	2.750	0.110	41.60	4.971	0.193	1.529	0.049	69.85	73.77	1.808	1.755
	Jigage	[10; 0.315 mm]	2.839	0.110	37.24	4.650	0.110	1.108	0.069	60.99	37.20	1.638	1.000
D	Liquueur dense	[10; 0.315 mm] Variante I: ds=2.883 Variante II: ds=2.883	7.340	0.360	74.18	9.840	1.270	0.690	0.200	99.45	99.14	1.340	1.320
D	Tablage hydrau- lique	[2; 0.315 mm]	7.750	1.200	45.78	11.34	1.875	3.614	0.171	72.60	90.26	1.463	1.561
D ₂	Jigage	[10; 0.315 mm]	6.268	0.988	44.65	10.50	2.000	1.580	0.095	74.80	90.39	1.675	2.024

Tableau IV.2. : Comparatif Final des trois procédés
gravimétriques-composites [B,C,D ou D₂]

CARTE GEOLOGIQUE D'IMPLANTATION DES SONDAGES
DU GISEMENT POLYMETALLIQUE DE CHAABET-EL-HAMRA

Fig. IV

[7]



Le mélange de ces préconcentrés nous a permis d'obtenir un échantillon composite global pesant 20,400 Kg, inclus dans la tranche granulométrique [-7 + 0 mm]. Notre étude aura pour objet le traitement minéralogique par flottation de ce composite regroupant tous les préconcentrés gravimétriques.

On note que : composite C + composite B + composite D =
 $12.692 + 248,9 + 7.459,1 = 20.400$ gr [échantillon composite
global].

IV.1.2. Homogénéisation du minerai

Cette opération consiste à diviser l'échantillon composite au moyen d'un diviseur à riffles. Cette opération permet de constituer de manière homogène et uniforme :

- * Des prélèvements d'échantillons destinés aux analyses chimiques, minéralogique et pétrographique.

- * Des échantillons destinés à une étude de broyabilité.

- * Des échantillons destinés à des essais de flottation.

L'étude des différents paramètres régissant le procédé de flottation nécessite des parts d'échantillons composites uniformes et représentatives.

Le schéma de préparation que nous avons retenu est le suivant (Schéma IV.1).

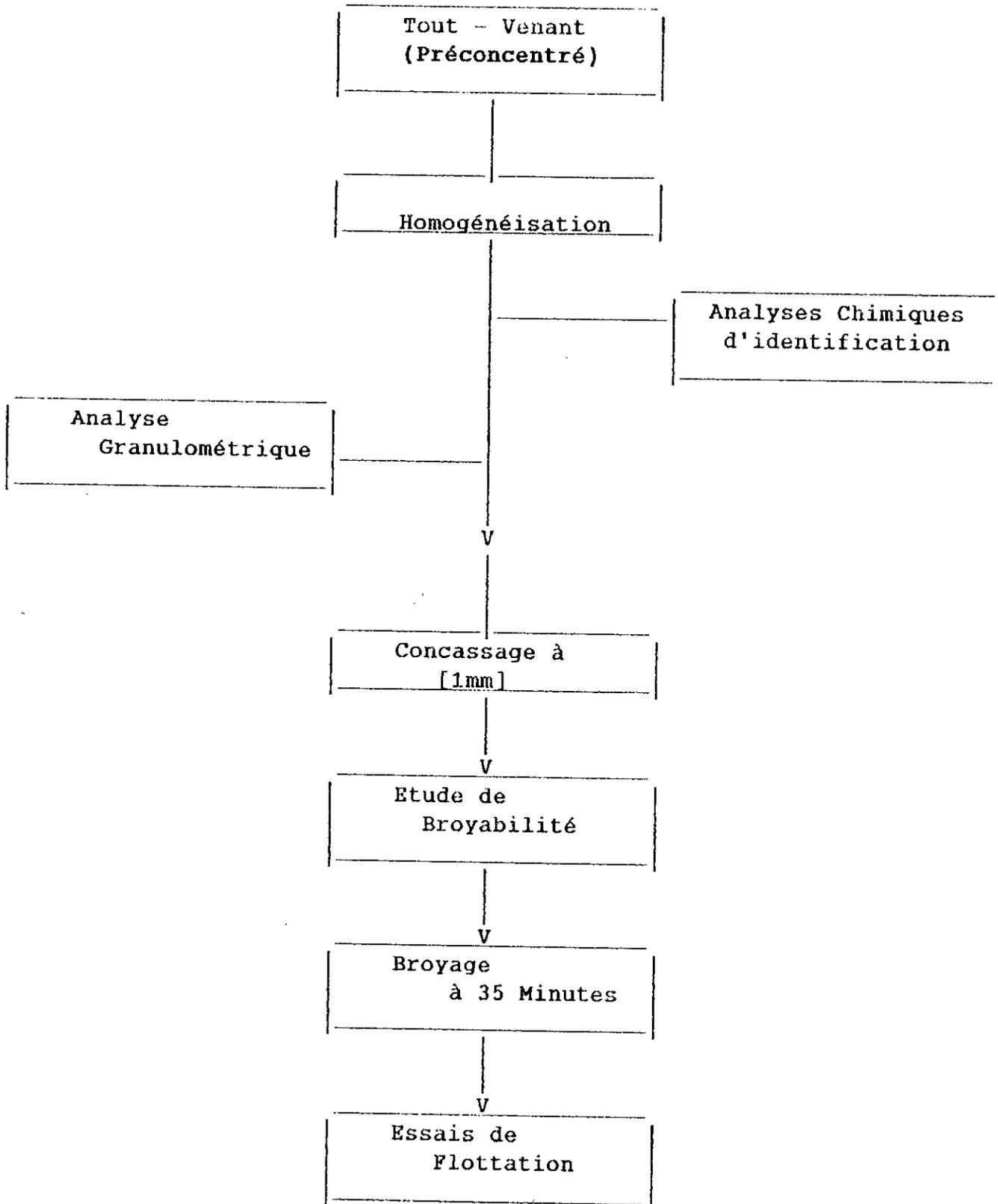


Schéma IV.1 : Schéma de Préparation des Echantillons pour des Essais de flottation .

IV.1.3. Caractéristiques Chimiques

Les analyses chimiques quantitatives, d'identification de l'échantillon composite (préconcentré) sont représentées dans le tableau IV.3.

Zn (%)	Pb (%)	Soufre de Pyrite S py (%)	Al ₂ O ₃ (%)	MgO (%)	Ca CO ₃ (%)	Fe O _{2 3} (%)	Ba SO ₄ (%)	Autres (%)
4,04	0,33	16,80	5,74	16,08	26,69	29,21	0,62	19,61

Tableau IV.3 : Résultats des analyses chimiques d'identification

Les méthodes de dosage figurent en annexe .

IV.1.4. Analyse Granulométrique

L'analyse granulométrique a été effectuée à l'aide d'une série de tamis de type (A F N O R) sur une prise d'1 Kg d'échantillon. Les ouvertures de ces tamis varient entre 5 mm et 0,071 mm. Un tamisage manuel, uniforme en fonction du temps et de l'amplitude et par voie sèche a été réalisé. Le refus de chaque classe a été pesé; le calcul du pourcentage de chaque classe inclus dans 1 Kg porte le nom de rendement pondéral ou (refus (%)) ; ce qui nous a conduit à calculer le refus cumulé (%) et le passant cumulé (%).

L'analyse chimique des différentes fractions granulométriques consiste à connaître la répartition en Pb, Zn, Spy (Soufre pyritique).

Le tableau IV.4. illustre cette répartition granulométrique et chimique du Pb, Zn et Spy.

Ouverture des Tamis (mm)	Refus (%)	Refus Cumulé (%)	Passant Cumulé (%)	Teneur Zn (%)	Teneur Pb (%)	Teneur Spy (%)
+ 5	10,16	10,16	89,84	1,95	0,13	12,89
- 5 + 3,15	12,90	23,06	76,94	3,50	0,48	14,65
- 3,15 + 2	14,30	37,36	62,64	3,00	0,28	15,29
- 2 + 1	20,75	58,11	41,89	5,00	0,48	18,50
- 1 + 0,75	6,31	64,42	35,58	6,50	0,55	19,38
- 0,75 + 0,4	11,45	75,87	24,13	6,50	0,58	17,78
- 0,4 + 0,125	11,86	87,73	12,27	6,75	0,78	19,06
-0,125 +0,071	2,97	90,70	9,30	5,50	0,90	17,94
- 0,071	9,30	100	0,00	4,00	0,63	17,78

Tableau IV.4 : Résultats de la Répartition granulométrique et chimique du Pb, Zn, Spy

Les résultats sont représentés comme suit :

Fig. IV.1.: La Répartition granulométrique du minerai .

Fig. IV.2.: L'histogramme de la Répartition Granulométrique du Minerai

Fig. IV.3.: L'histogramme de la Répartition du Pb dans les Fractions granulométriques

Fig. IV.4.: L'histogramme de la Répartition du Zn dans les Fractions granulométriques

Fig. IV.5.: L'histogramme de la Répartition du Spy dans les Fractions granulométriques

Fig IV-1 : La repartition granulometrique du minerai

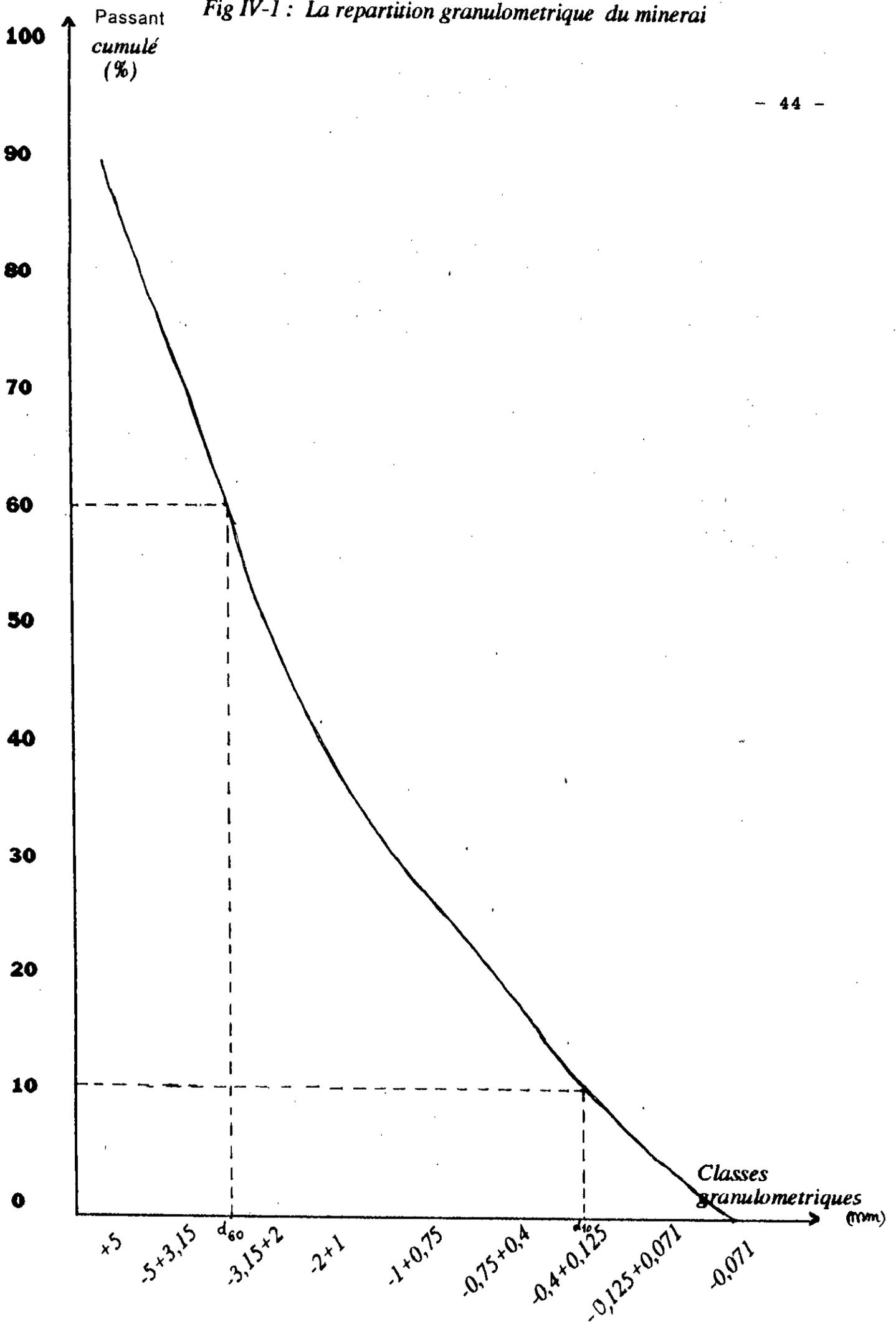


Fig IV-2 : L'histogramme de la repartition granulometrique^{du} minerai

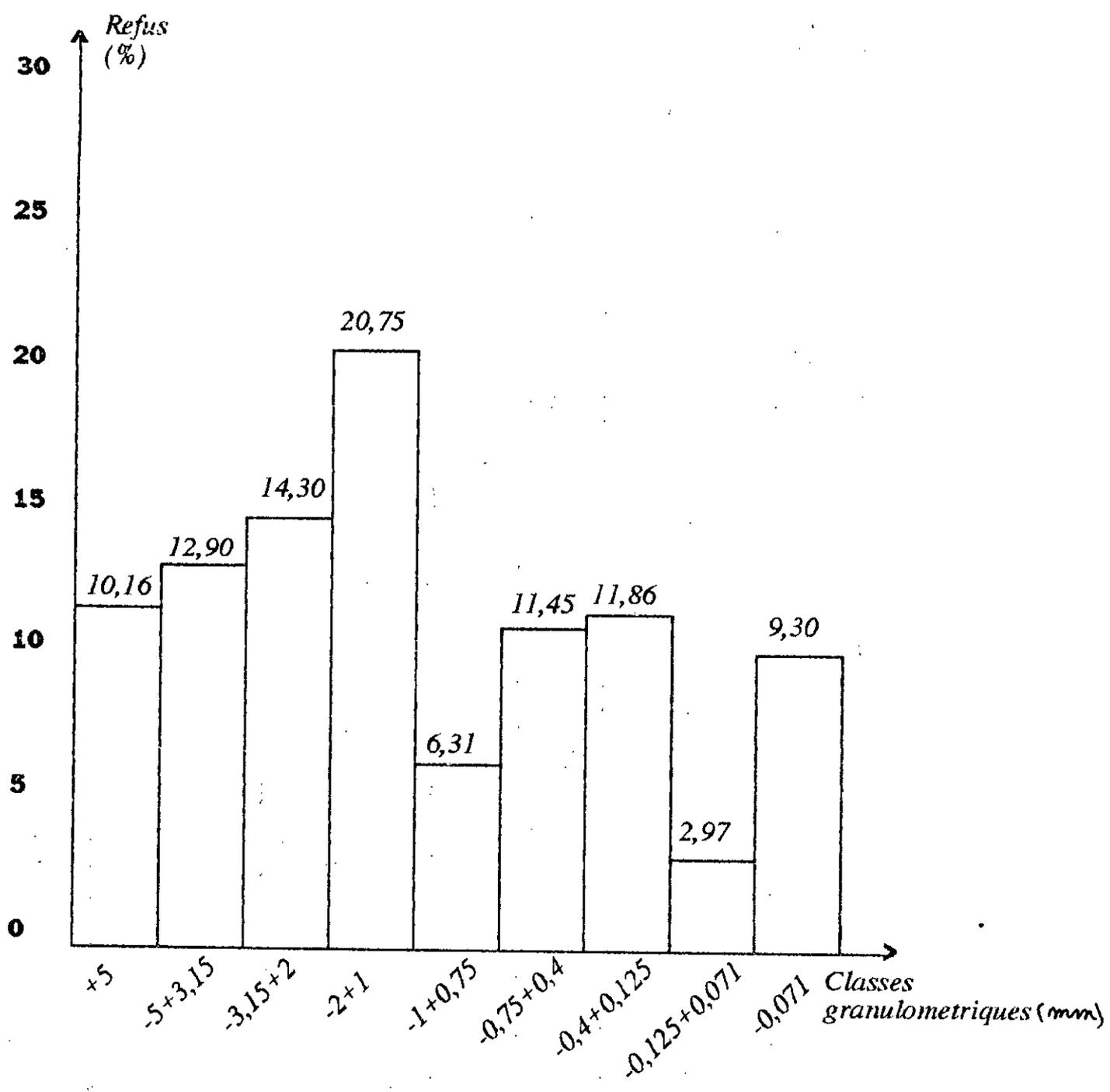


Fig IV-3 : L'histogramme de la repartition du Pb dans les fractions granulometriques

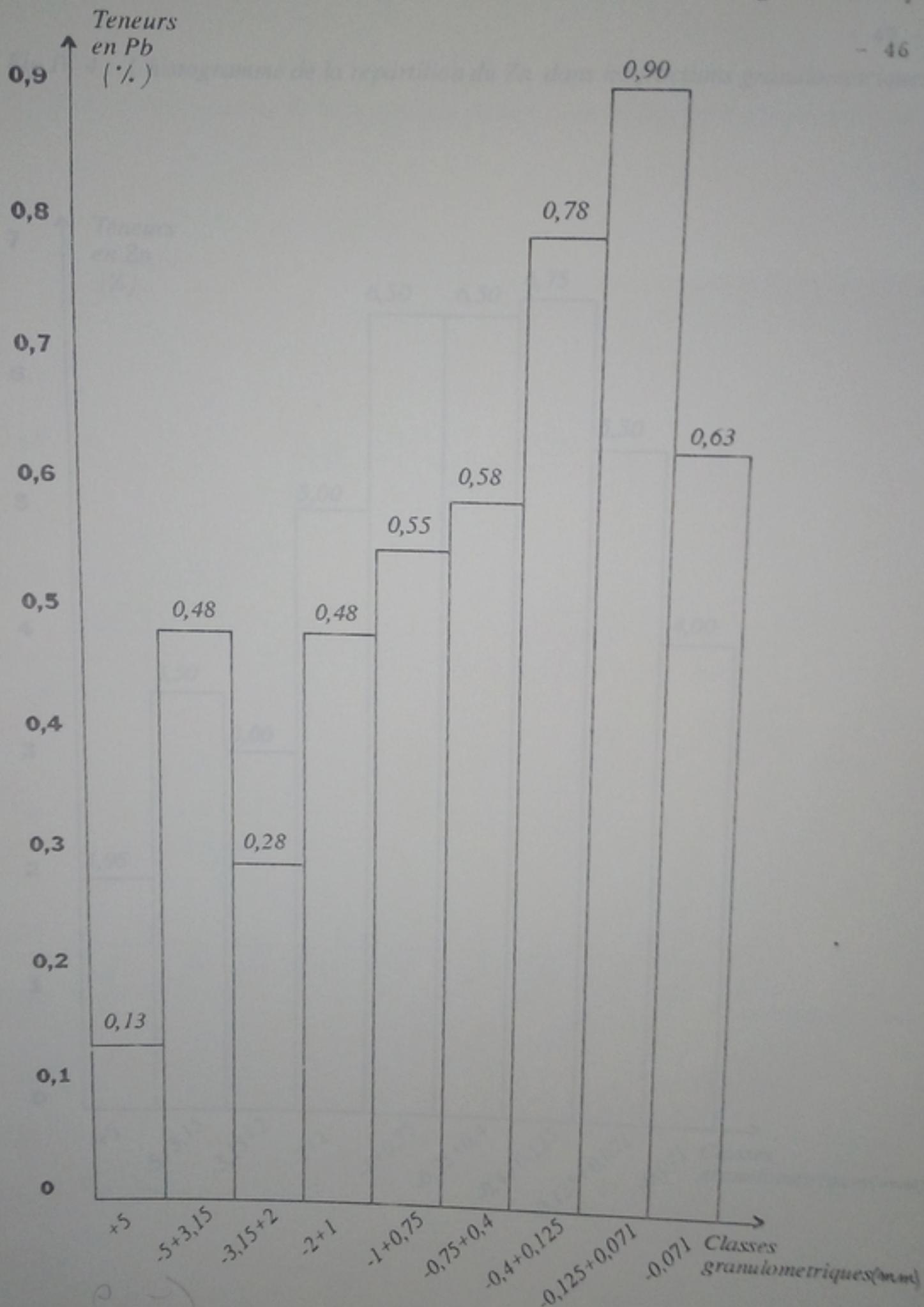


Fig IV-4 : L'histogramme de la repartition du Zn dans les fractions granulometriques

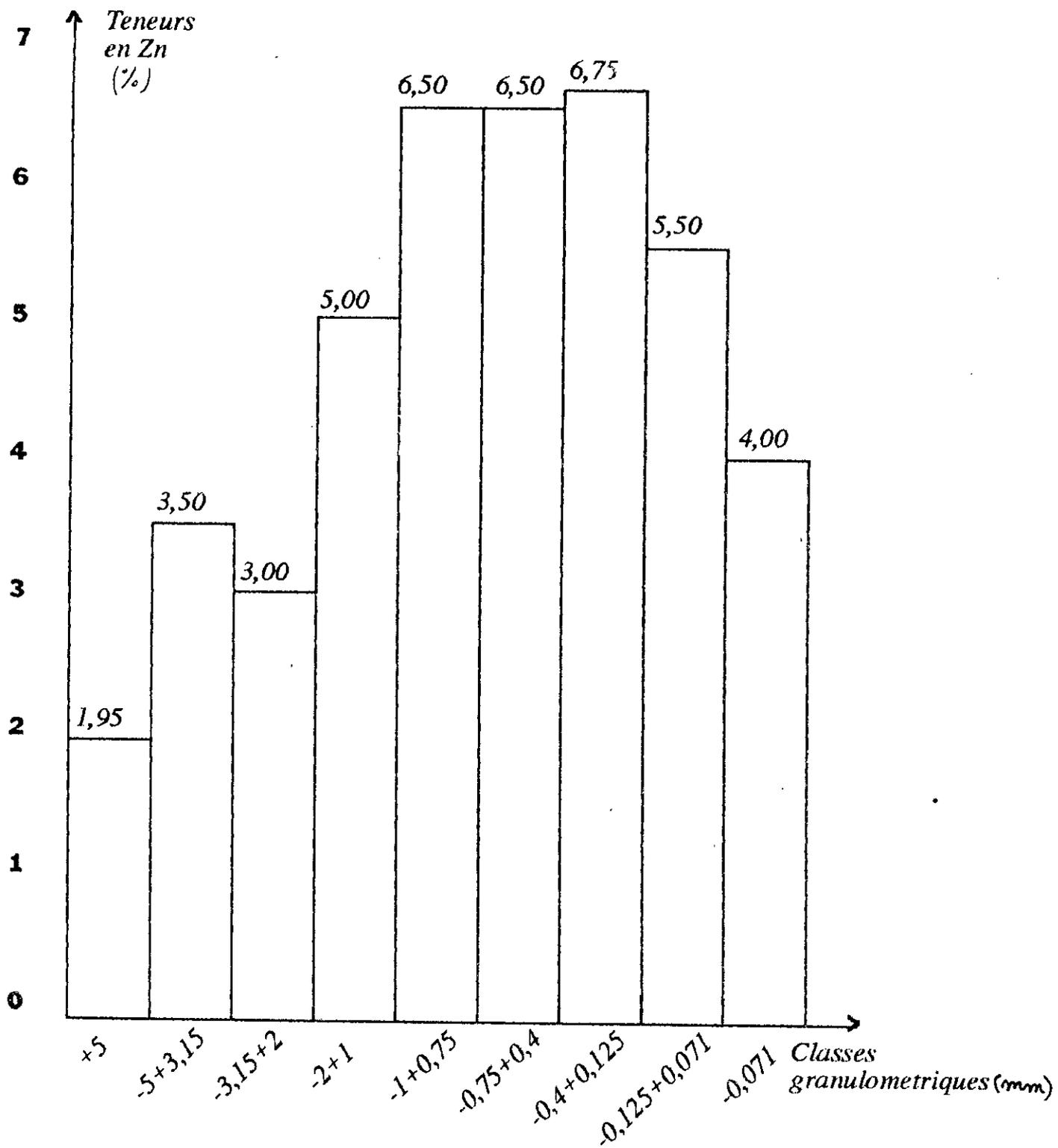
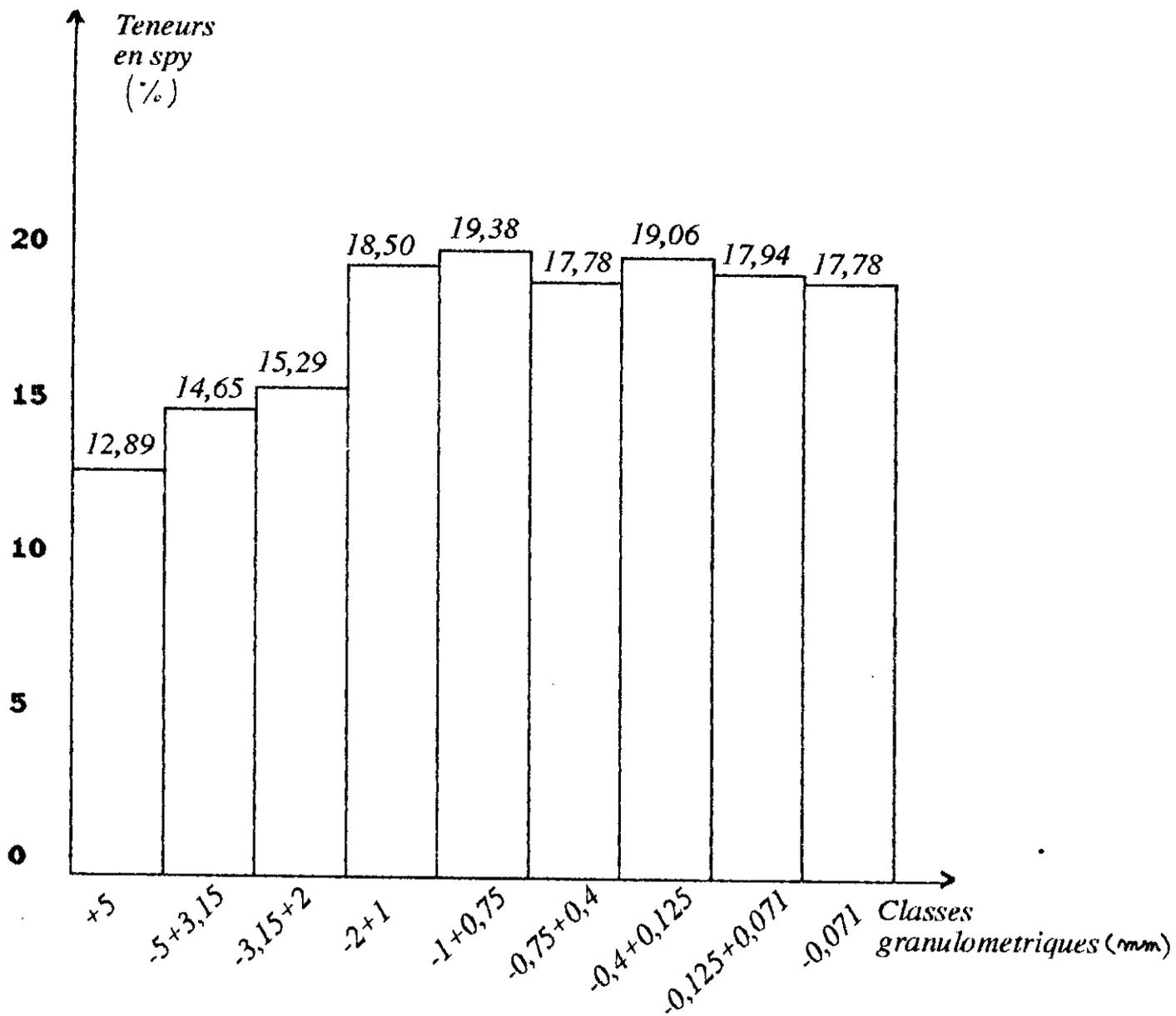


Fig IV-5 : L'histogramme de la repartition du spy dans les fractions granulometriques



IV.1.5. Evaluation des Résultats

A - Les analyses pétrographique et minéralogique de l'échantillon composite [10] ont montré qu'il s'agissait d'un minerai polymétallique sulfuré (présence de blende et de pyrite et également de galène en très faible quantité).

B - Les analyses spectrales [10] ont confirmé qu'il s'agissait d'un minerai polymétallique pyrito-zincifère.

C - Les analyses granulométriques et chimiques des fractions granulométriques ont montré que : [2]

* La répartition granulométrique du minerai est hétérogène (le refus varie de 2,97 % à 20,75 % et le coefficient d'uniformité (d'Hazen) qui est de :

$$\mu = \frac{d_{60}}{d_{10}} = 21,1 \text{ (qui est trop élevée)}$$

- Les teneurs en Pb sont très faibles dans les différentes classes granulométriques (ces teneurs varient entre 0,13 % et 0,90 %).

- Deux tranches granulométriques ressortent, regroupant la majeure partie du Zinc et de soufre pyritique. Il s'agit des classes [+ 2 mm] et [- 2 mm].

Dans la 1^{ère} classe [+ 2 mm], la teneur en Zinc variant de 1,95 % à 3,50 %, tandis que celle de Spy, de 12,89 % à 15,29 %.

Dans la seconde classe granulométrique [- 2 mm] la teneur en Zn variant de 4,00 % à 6,75 % tandis que celle de Spy, ce sera de 17,78 % à 19,38 %.

On note que le rendement en poids de la première classe granulométrique [+ 2 mm] est de 37,36 % et celui de la seconde de 62,64 %.

La présence de Zn et de Spy est relativement plus élevée dans la seconde grande classe granulométrique [- 2 mm].

IV.1.6. Conclusion

- Le minerai peut être considéré comme polymétallique sulfuré à prédominance en blende et en pyrite .

- Les teneurs en Zn et en Spy augmentent dans les classes inférieures [- 2mm] cela est dû à une minéralisation disséminée de ces éléments.

- Un broyage de 74 microns est nécessaire pour obtenir la maille de libération maximale, et économique.

- En se référant aux analyses précédentes, on peut conclure en indiquant que la méthode qui semble la plus appropriée à l'enrichissement de ce préconcentré est la flottation.

- Au vue des expériences réalisées au niveau du laboratoire de l'O.R.G.M. [8]; [12] et dans un esprit de continuité nous avons opté pour une flottation préliminaire de la pyrite , suivie d'une flottation du Zinc.

IV.2 Essais de Flottation

Le principal objectif de ces essais réside en l'obtention de concentrés marchands de Zinc et de Pyrite (Spy). Afin de réaliser cet objectif, il est donc nécessaire de faire varier les différents paramètres de la flottation, dans le but de les optimiser.

IV.2.1. Essais de Broyabilité

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 71 μ m, afin de diminuer le coût de broyage et d'éviter le surbroyage.

* Conditions Opératoires de broyage

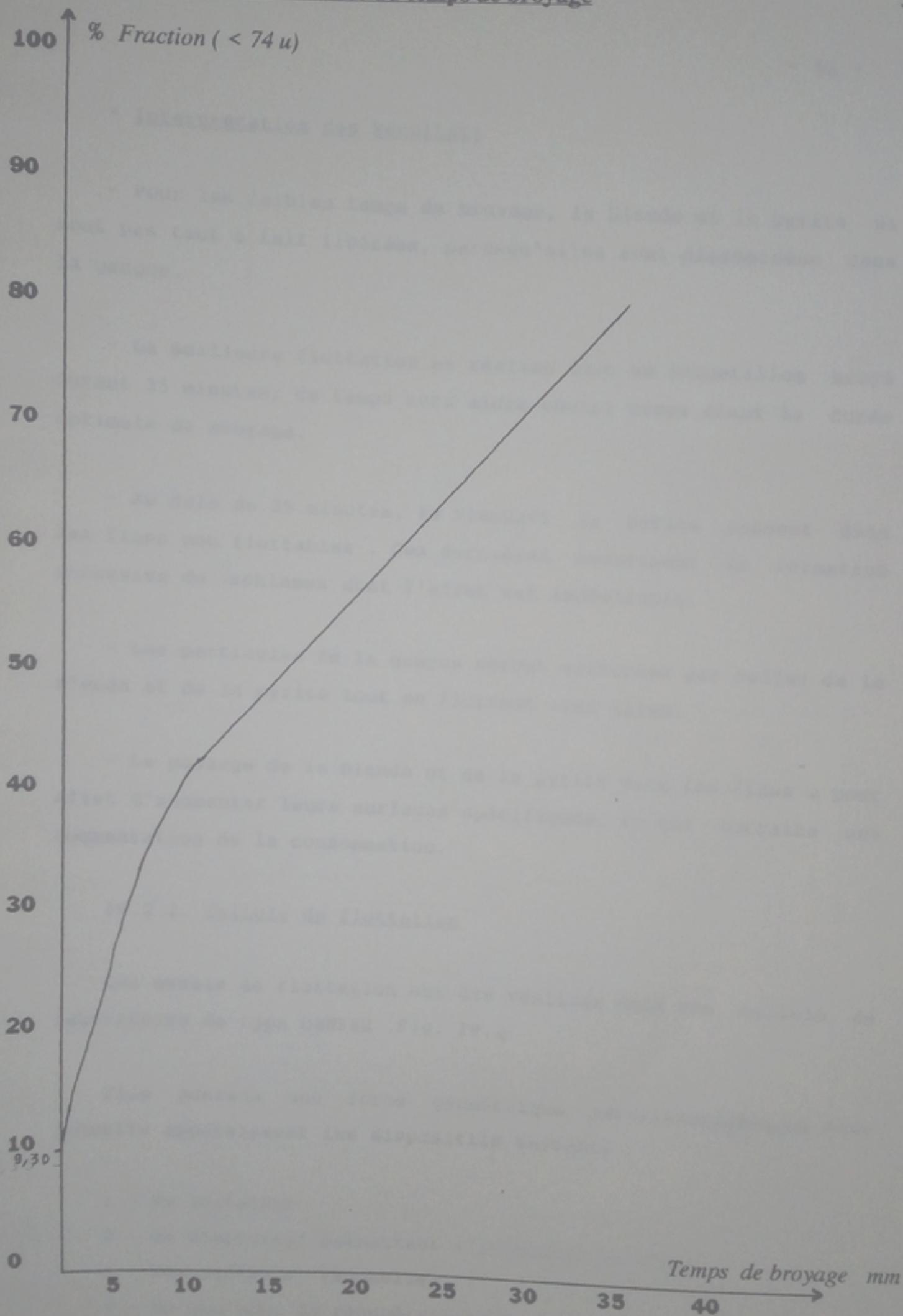
- Broyeur à boulets avec une charge broyante de 4 Kg (boulets de différents diamètres)
- Echantillon : 1000 g , concassé à [- 1 mm]
- 1000 g/l d'eau, rapport : liquide/solide = 1/1
- Durée de Broyage, variant entre 10 et 35 minutes.

Les résultats obtenus sont indiqués dans le tableau récapitulatif IV.5 ci-dessous, ils sont repris graphiquement (Fig.IV.6)

Temps de Broyage (Minutes)	10	15	20	25	30	35
Fraction de Diamètre < 71 μ ; (%)	47,09	54,09	59,54	65,87	73,03	79,38
Fraction de Diamètre > 71 μ ; (%)	52,91	45,91	40,46	34,13	26,97	20,62

Tableau IV.5. Tableau Récapitulatif

Fig IV-6 Influence du temps de broyage



* Interprétation des Résultats

- Pour les faibles temps de broyage, la blende et la pyrite ne sont pas tout à fait libérées, parcequ'elles sont disséminées dans la gangue.

- La meilleure flottation se réalise avec un échantillon broyé durant 35 minutes; ce temps sera alors choisi comme étant la durée optimale de broyage.

- Au delà de 35 minutes, la blende et la pyrite passent dans les fines non flottables. Ces dernières favorisent la formation excessive de schlamms dont l'effet est indésirable.

- Les particules de la gangue seront entourées par celles de la blende et de la pyrite tout en flottant avec elles.

- Le passage de la blende et de la pyrite dans les fines a pour effet d'augmenter leurs surfaces spécifiques; ce qui entraîne une augmentation de la consommation.

IV.2.2. Cellule de flottation

Les essais de flottation ont été réalisés dans une cellule de laboratoire de type DENVER .Fig. IV.4

Elle possède une forme géométrique parallélépipédique dans laquelle apparaissent les dispositifs suivants :

- 1 - Un agitateur
- 2 - Un dispositif permettant l'injection de l'air
- 3 - Une raclette (manuelle)
- 4 - Un bac pour la récupération de l'écume (mousse)

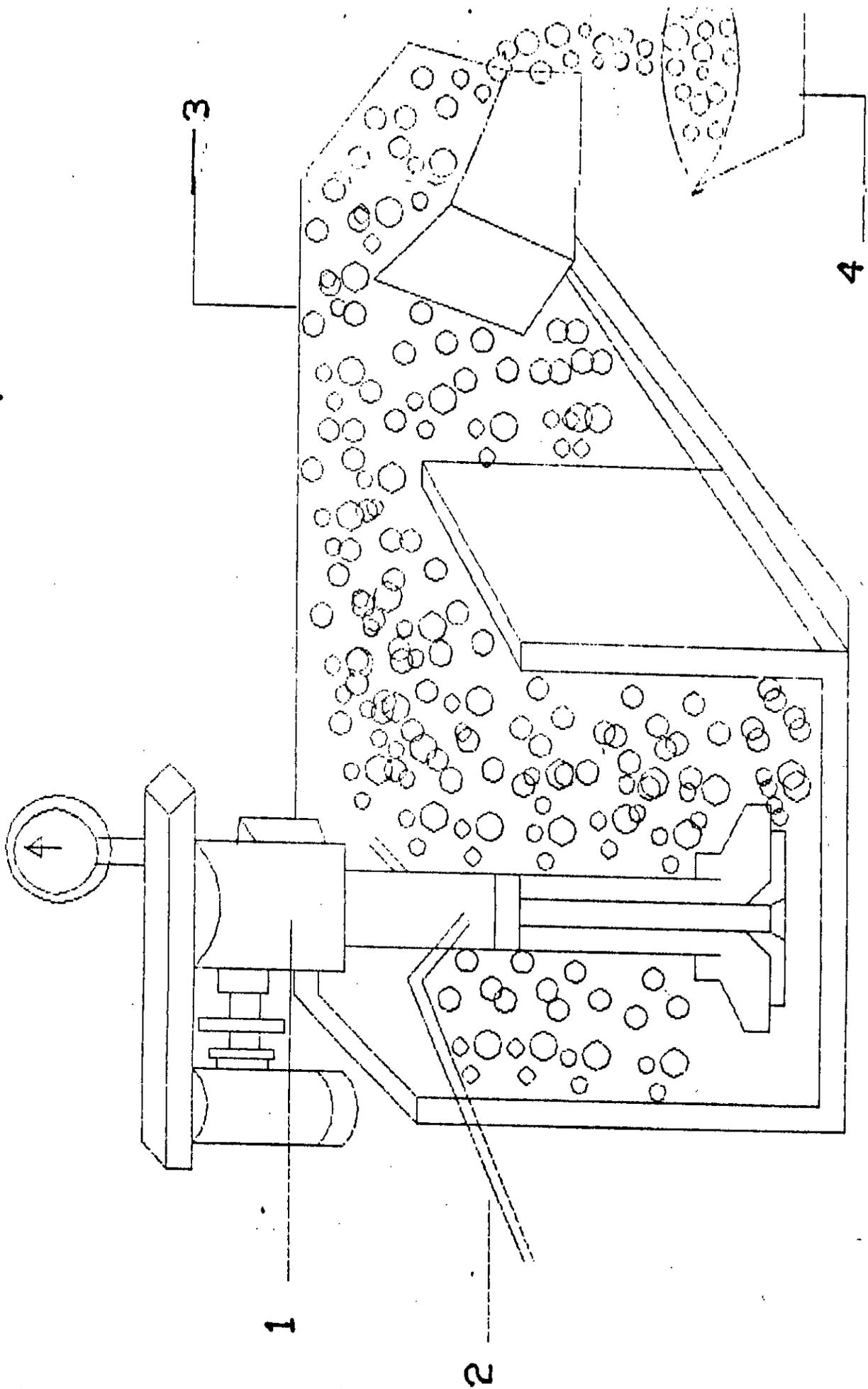


Fig. IV. *CELLULE DE FLOTTATION

IV.2.3. Préparation de la pulpe

La concentration en solide utilisé dans la pulpe est de 30 %, cette dernière s'obtient de la manière suivante :

- Détermination de la densité du tout venant
- Broyage du tout venant durant 35 minutes avec un rapport solide-liquide = 1 : 1
- La pulpe contient 500 g de minerai broyé.

IV.2.4. Description de l'Essai de Flottation

- Introduction de minerai préconcentré (500 g) dans la cellule telle que la concentration en solide de la pulpe soit de 30%.
- Agitation pneumatique de la suspension à une vitesse de 1300 tourspar minute, pendant une minute.

La flottation s'effectue en 4 étapes :

1 ère Etape : Flottation principale du pyrite (FeS_2)

- Régler le pH par ajout d'acide sulfurique (H_2SO_4) (pH = 7);
- Ajouter le collecteur A.X. (Amylxanthate) et conditionner pendant 5 minutes ;
- Ajouter l'agent moussant (huile de pin) (H.P) 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 concentré N°1 de la FeS_2 (Conc.1);
- Le temps de flottation est de 4 minutes.

2 ème Etape : Flottation de Contrôle de la Pyrite ($Fe S_2$)

- Maintenir le pH à 7 à l'aide de H_2SO_4 ;
- Ajouter de A.X et conditionner pendant 3 minutes;
- Ajouter le moussant H.P et agiter pendant 1 minute;
- Introduire de l'air;
- Par raclage récupérer le concentré N°2 de la FeS_2 (Conc.2);
- Le temps de flottation est de 5 minutes.

3 ème Etape : Flottation principale du Zinc (Zn)

- Régler le pH à l'aide de CaO (pH - 11);
- Ajouter le $CuSO_4$ et conditionner pendant 5 minutes;
- Ajouter de A.X avec un temps de conditionnement de 2 minutes;
- Ajouter le moussant (H.P) et agiter pendant 1 minute;
- Introduire de l'air;
- Ecumer et récupérer par raclage manuel la mousse obtenue à la surface de la cellule, qui constitue le concentré N°1 de Zinc (Conc.1);
- Le temps de flottation est de 3 minutes .

4 ème Etape : Flottation de Contrôle du Zinc (Zn)

- Maintenir le pH à 11 à l'aide de CaO;
- Ajouter de A.X et conditionner pendant 2 minutes ;
- Ajouter du H.P et agiter pendant 1 minute;
- Introduire de l'air;
- Récupération de l'écume par raclage manuel du concentré N°2 du Zinc (Conc.2);
- Le temps de flottation est de 5 minutes.

Les produits obtenus après chaque étape ainsi que le stérile sont décantés, séchés, pesés, pulvérisés et analysés.

IV.2.5. Essais de Flottation de la pyrite

La flottation de la pyrite (FeS_2) nécessite l'optimisation du paramètre essentiel à savoir la quantité de collecteur amyloxanthate (A.X).

* Variation de la Quantité de Collecteur (Amyl xanthate)

- But: Optimiser la quantité de collecteur (A.X), afin d'obtenir une teneur et une récupération optimale en soufre pyritique (Spy).

- Conditions Opératoires

a) Flottation Principale

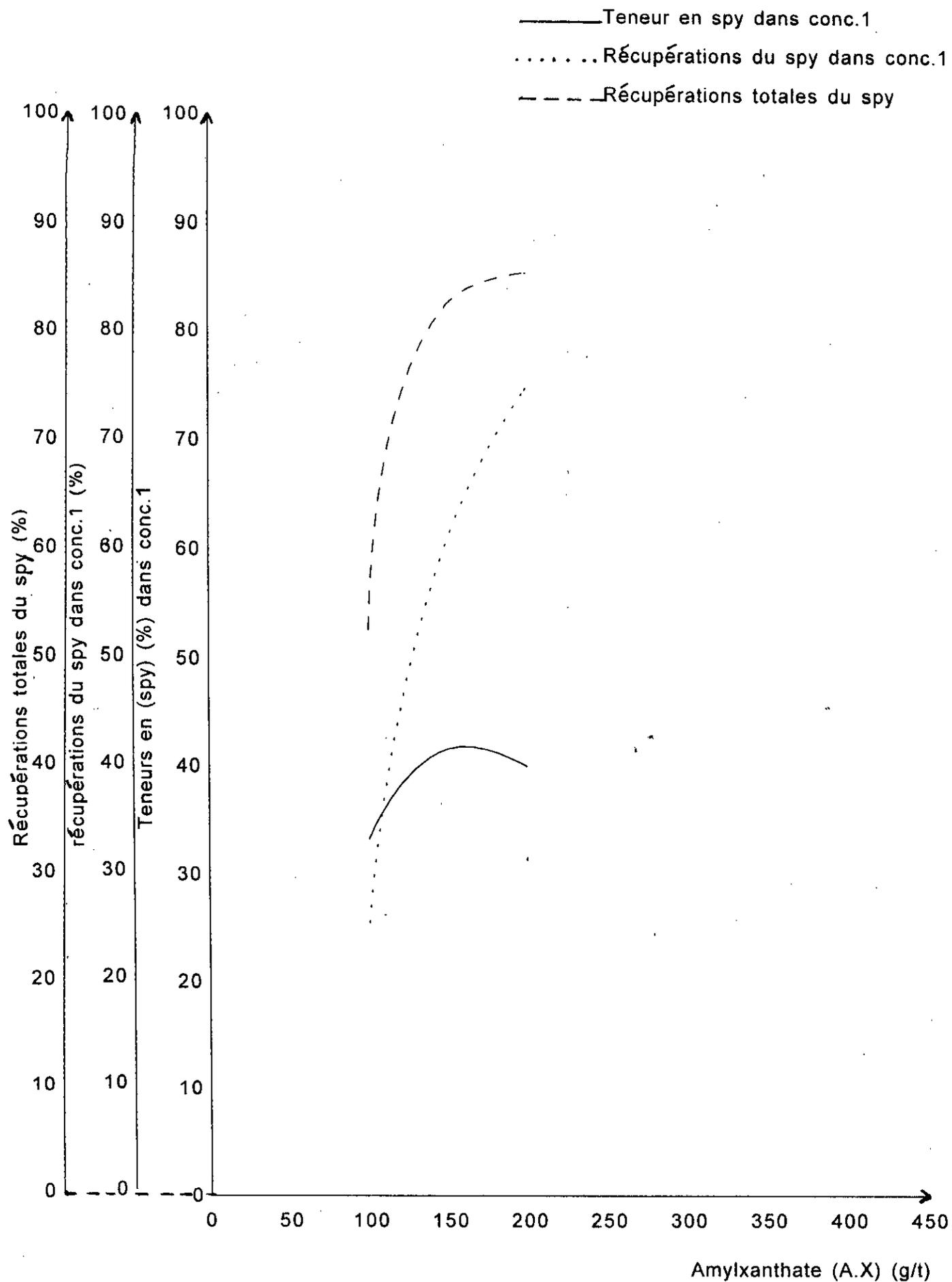
- $\text{pH} = 7$ par ajout d'acide sulfurique (H_2SO_4);
- Quantité de collecteur (A.X) : 100 g/t; 150 g/t; 200 g/t;
- Quantité d'agent moussant (l'huile de pin) : 25 g/t;

b) Flottation de Contrôle

- Quantité de collecteur (A.X) 50g/t);
- Quantité d'agent moussant (H.P): 12,5 g/t.

Les résultats sont reportés sur le tableau (a) et apparaissent graphiquement sur la figure IV.7.

Fig.IV.7 : Flottation de la pyrite - Variation de la quantité de collecteur (A.X)



Quantité du Collecteur (A.X)(g/t)	Teneur de Spy (%)		Rendement en Poids (%)	Récupération (%)	
	Conc.1	Conc.2		Conc.1	Totale Conc.1+Conc.2
100	Conc.1	33,31	12,81	25,50	52,65
	Conc.2	31,79	14,29		
	Conc.1+Conc.2	32,50	27,10		
150	Conc.1	41,64	23,53	61,10	82,57
	Conc.2	31,87	10,80		
	Conc.1+Conc.2	38,57	34,33		
200	Conc.1	40,03	31,37	74,88	85,48
	Conc.2	26,58	6,69		
	Conc.1+Conc.2	37,67	38,06		

Tableau IV.6. : Variation de la quantité du Collecteur (A.X)
(Flottation de la Pyrite)

Interprétation des Résultats

- Récupération de soufre pyritique (Spy) augmente avec la quantité de collecteur (A.X) .

- La teneur en Spy varie avec la variation de la quantité du collecteur .

- Conclusion

La quantité optimale d'A.X pour la flottation de la pyrite est de 200 g/t, car elle correspond à la récupération maximale du Spy.

Le schéma de la flottation de la pyrite mis en oeuvre est représenté sur la figure IV.8.

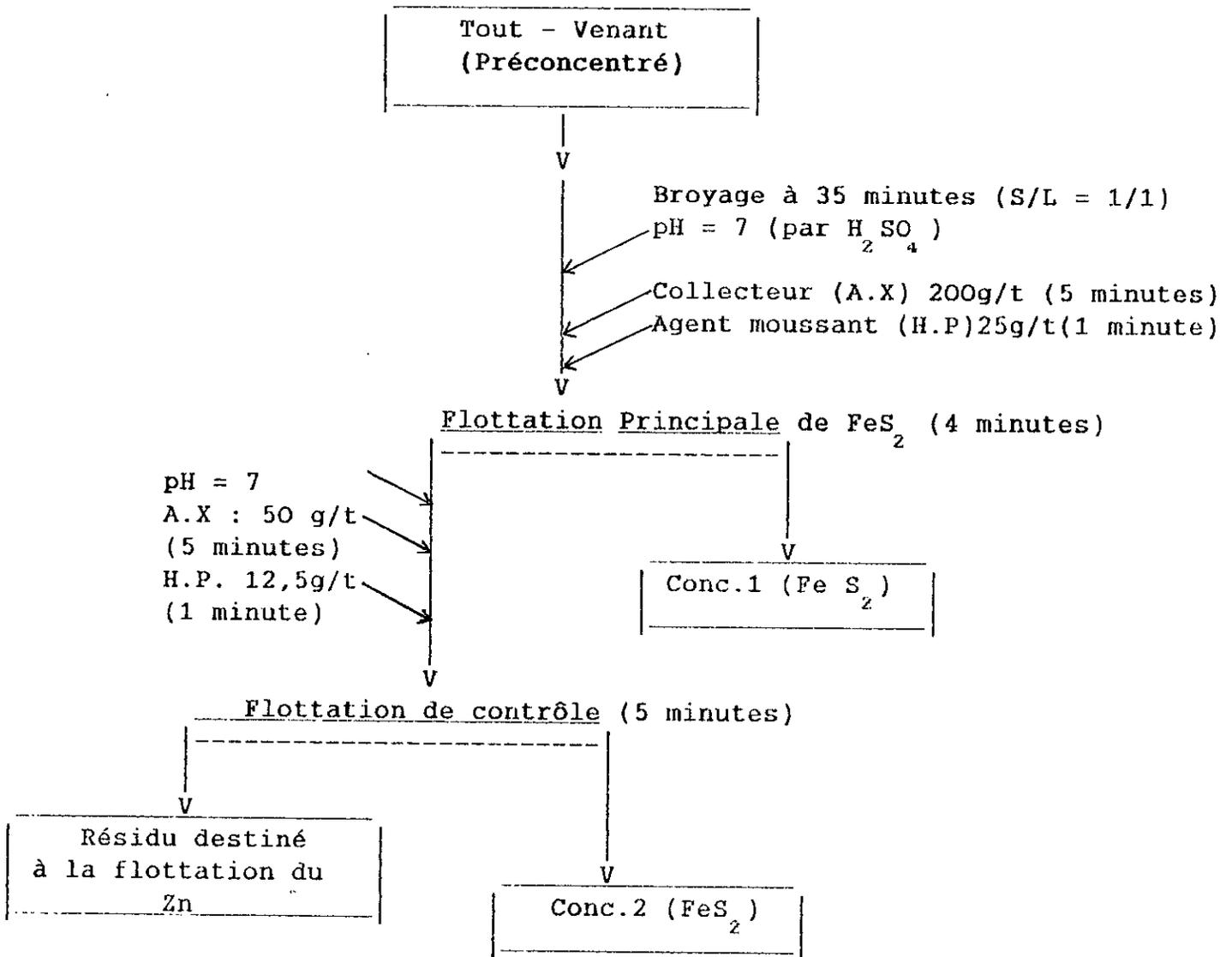


Figure IV.8 : Schéma Technologique de la flottation de la Pyrite

IV.2.6. Essais de Flottation du Zinc

La flottation de la pyrite est suivie par une flottation du Zinc nécessitant l'optimisation des deux principaux paramètres à savoir :

- Variation de la quantité du sulfate de cuivre (CuSO₄) en tant qu'activant ,
- Variation de la quantité de collecteur (A.X) .

A) Variation de la Quantité de collecteur (A.X)

- But : Obtention des teneurs et des récupérations optimales de Zinc .

- Conditions Opératoires

a) Flottation principale

- pH = 11 à l'aide de la chaux (CaO);
- Quantité de sulfate de cuivre (CuSO₄) : 200 g/t;
- Quantité de collecteur (A.X) 100g/t, 150g/t; 200g/t;
- Quantité d'agent moussant (H.P) 12,5 g/t.

a) Flottation de Contrôle

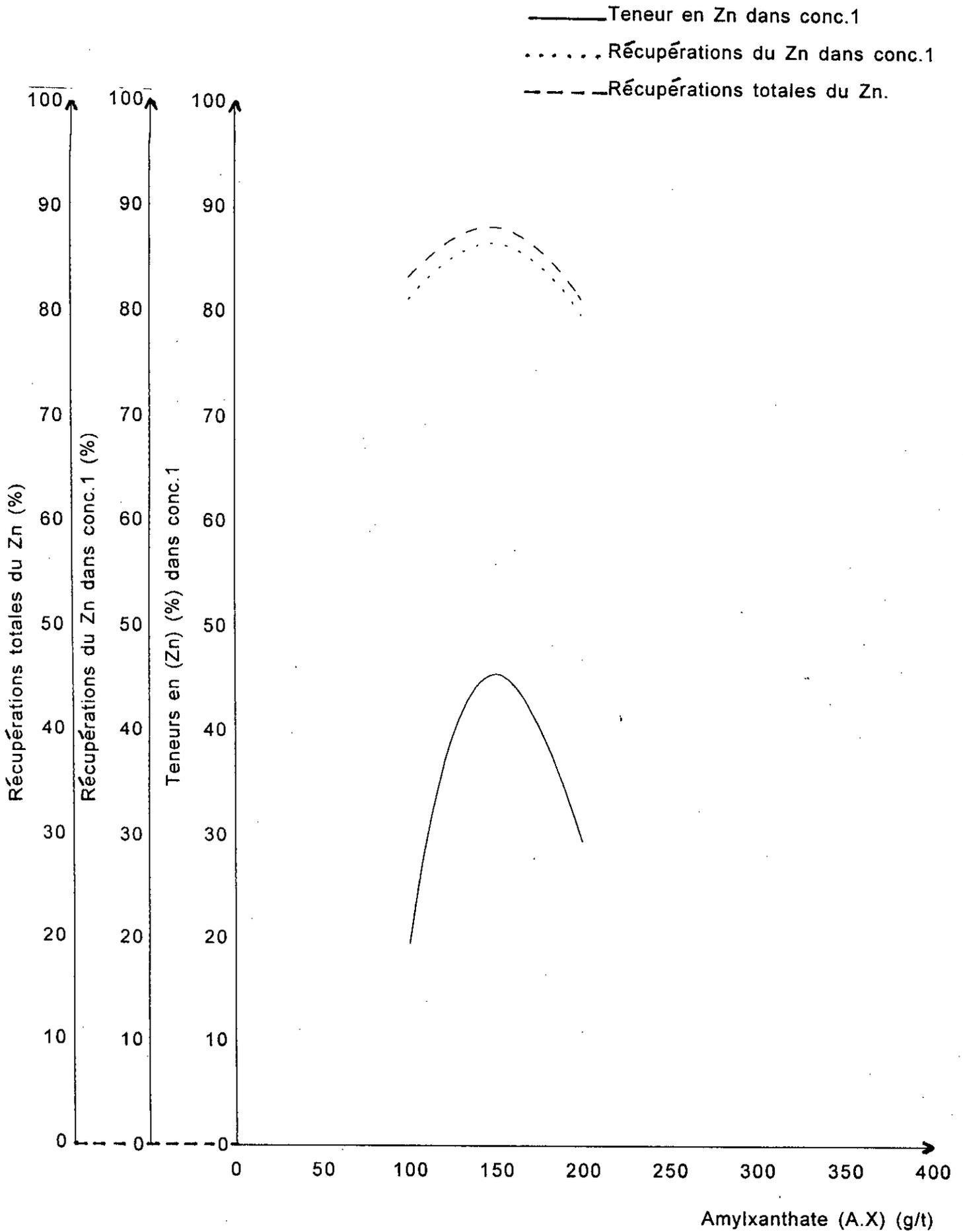
- Quantité de collecteur (A.X) : 50 g/t
- Quantité d'agent moussant (H.P) 12,5 g/t

Les résultats sont reportés sur le tableau IV.7 et apparaissent graphiquement sur la figure IV.9.

Quantité du Collecteur (A.X)(g/t)	Teneur de Zn (%)		Rendement en Poids (%)	Récupération (%)	
	Conc.1	Conc.2		Conc.1	Totale Conc.1+Conc.2
100	Conc.1	19,50	18,23	81,24	83,39
	Conc.2	2,65	3,55		
	Conc.1+Conc.2	16,75	21,78		
150	Conc.1	45,50	9,28	86,70	88,22
	Conc.2	1,75	6,45		
	Conc.1+Conc.2	27,31	15,73		
200	Conc.1	29,50	12,94	79,86	81,35
	Conc.2	1,10	6,49		
	Conc.1+Conc.2	20,01	19,43		

Tableau IV.7. : Variation de la quantité du Collecteur (A.X)
(Flottation du Zinc)

Fig.IV.9 : Flottation du Zinc - Variation de la quantité de collecteur (A.X)



- Interprétation des Résultats

- La courbe de la teneur en Zn suit la même allure que celle de la récupération atteignant un maximum suivi de même d'une décroissance dans l'allure de ces deux courbes.

On remarque qu'on a pû obtenir un optimum avec une consommation acceptable en réactifs.

Conclusion :

La quantité optimale de collecteur (A.X) est de 150 g/t, correspondant à une teneur de 45,5 % en Zn et une récupération totale de 88,22 % .

B) Variation de la Quantité de Sulfate de Cuivre (CuSO₄)

- But : Optimisation de la quantité de CuSO₄ afin de permettre d'obtenir des teneurs et récupérations maximales en Zinc.

- Conditions Opératoires

a) Flottation principale

- pH = 11 à l'aide de la chaux (CaO);
- Quantité de sulfate de cuivre (CuSO₄) : 250g/T, 300g/t, 400g/t
- Quantité de collecteur (A.X) 150g/t,
- Quantité d'agent moussant (H.P) : 12,5 g/t

a) Flottation de Contrôle

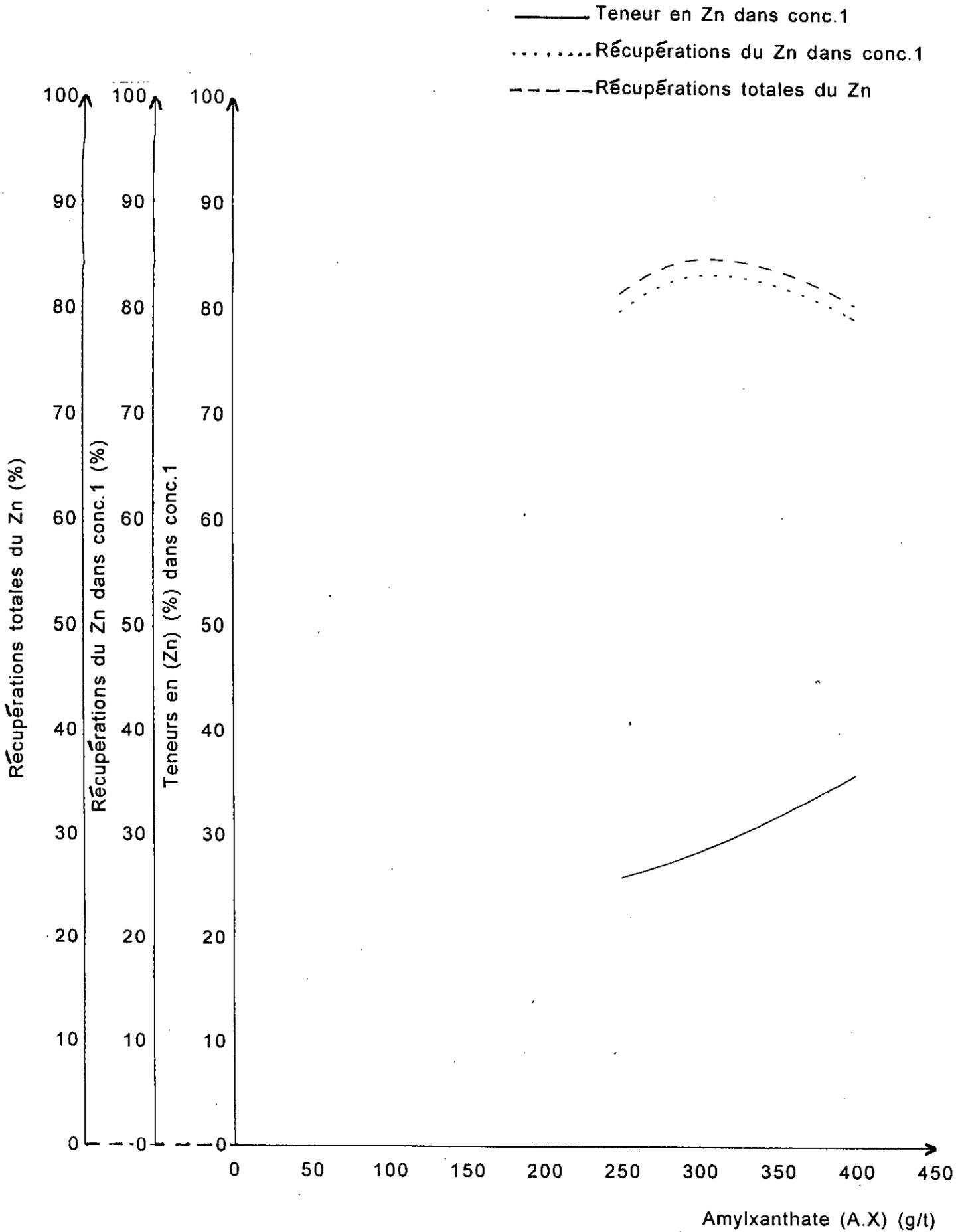
- Quantité de collecteur (A.X) : 50 g/t
- Quantité d'agent moussant (H.P) 12,5 g/t

Les résultats sont reportés sur le tableau IV.8 et apparaissent graphiquement sur la figure IV.10.

Quantité du CuSO ₄ (g/t)	Teneur de Zn (%)		Rendement en Poids (%)	Récupération (%)	
	Conc.1	Conc.2		Conc.1	Totale Conc.1+Conc.2
250	Conc.1	26,00	13,73	80,06	81,76
	Conc.2	1,60	4,75		
	Conc.1+Conc.2	19,72	18,48		
300	Conc.1	28,50	14,77	83,54	85,09
	Conc.2	1,20	6,49		
	Conc.1+Conc.2	20,17	21,26		
400	Conc.1	36,00	11,80	79,46	80,76
	Conc.2	1,70	4,08		
	Conc.1+Conc.2	27,18	15,28		

Tableau IV.8. : Variation de la quantité de CuSO₄
(Flottation du Zinc)

Fig.IV.10 : Flottation du Zinc - Variation de la quantité (CuSo4)



- Interprétation des Résultats

- La récupération de Zn augmente avec la variation de la quantité de CuSO_4

Cependant elle atteint un maximum pour une consommation de sulfate de cuivre de 200 g/t. La teneur en Zinc augmente aussi avec la variation de CuSO_4

- Conclusion

La quantité optimale de CuSO_4 pour la flottation du Zinc est de 200g /t choisie constante lors des essais de variation des quantités de collecteur (A.X) car elle correspond à une meilleure teneur et récupération du Zinc.

IV.2.7. Conclusion Générale sur les essais de Flottation

Les résultats finaux issus des essais de flottation de la pyrite et du Zinc, peuvent être illustrés par le schéma technologique récapitulatif suivant (Fig. IV.11).

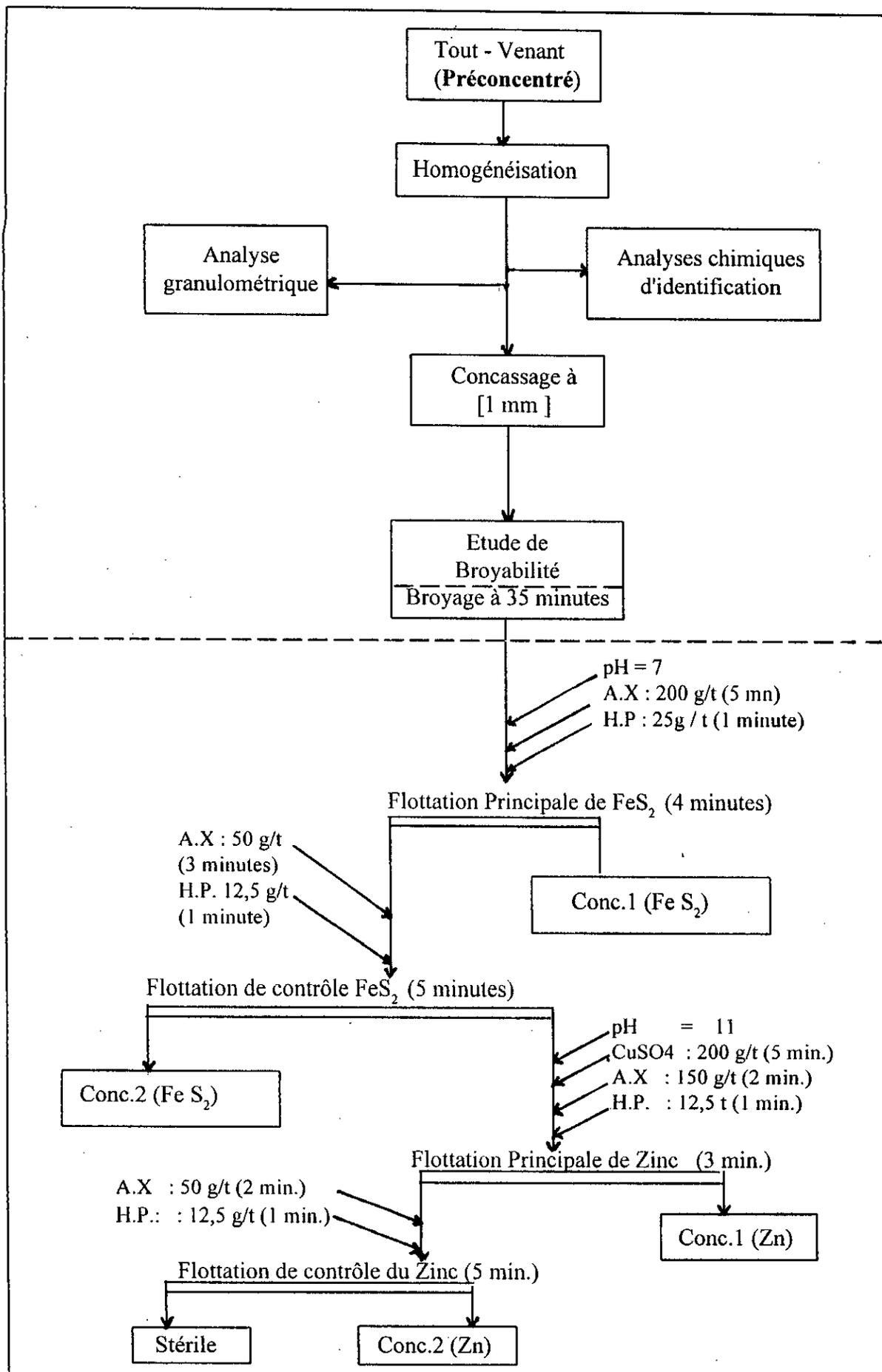


Figure IV.11
Régime et Schéma technologique ^{et} de la préparation de la flottation du préconcentré de Châabet El Hamra

Ce schéma a permis d'obtenir :

- Un concentré présentant une teneur en Zn de 45,50 % avec une récupération de 86,70 % en Zn métal.

- D'autre part un concentré présentant une teneur en Spy de 40,03 % avec une récupération de 74,88 en Spy.

Il ressort, au vu des différents essais, en laboratoire que les produits marchands obtenus , à savoir les concentrés de Zinc et de soufre pyritique sont obtenus avec une consommation peu excessive en réactif de flottation.

CHAPITRE -V-

***CONCLUSION ET
RECOMMANDATIONS***

L'étude de laboratoire que nous avons menée a porté essentiellement sur le traitement par flottation d'échantillons composites provenant de préconcentrés obtenus par gravimétrie.

Cette étude constitue la suite de celles réalisées au niveau de l'O R G M et de l'E N P [8, 10, 12]. La préconcentration gravimétrique a eu pour effet de pouvoir éliminer une part importante de stériles pauvres en espèces minérales (Zinc, Plomb, Pyrite), et ainsi de diminuer les consommations de réactifs chimiques.

On notera que la pyrite du gisement de Chaâbet El Hamra présente des aptitudes de traitabilité favorables.

Le choix des paramètres à optimiser pour la flottation des éléments prédominants et utiles ainsi que le régime et le schéma initial de flottation, tout en considérant les études déjà entreprises sur des gisements similaires, tout ceci nous a permis de mieux orienter nos travaux tout en minimisant les consommations engendrées par les différents essais, ce qui a contribué à obtenir des résultats performants.

Cette étude a permis de faire ressortir un aperçu général sur la traitabilité des minerais polymétalliques sulfurés et plus particulièrement les minerais zinco-pyriteux.

A titre de recommandations, il serait judicieux de pouvoir entamer des essais de flottation en usine pilote pour mieux cerner les problèmes d'ingénierie, et de régulation.

D'autre part, il serait intéressant de déplacer les ateliers de séparation gravimétrique et de concassage au niveau de la mine de

manière à pouvoir transporter non pas du minerai mais un préconcentré. Il faudrait envisager quelques opérations de relavage après flottation ordinaire pour améliorer la qualité du concentré en terme de teneur et récupération en zinc et soufre pyritique,. Ce qui contribuerait à répondre au mieux aux exigences du marché.

ANNEXE

* LES METHODES DE DOSAGES DU ZINC ET DU PYRITE

1) Dosage du Zinc

Ces analyses s'effectuent par absorption atomique

a) Principe de spectrophotométrie d'absorption atomique (SAA)

Un volume contenant une faible quantité d'éléments métalliques est converti dans une flamme sous forme de vapeur, constituée d'atomes libres. Une source lumineuse émet une radiation caractéristique de l'élément qu'on veut doser qui va être dirigée vers la vapeur.

Certains atomes dispersés dans cette dernière absorbent une partie de la radiation ce qui entraînera une diminution de la radiation émergeant dans la vapeur un détecteur estimera cette diminution.

Un monochromateur intégré au système permet d'isoler l'énergie de la longueur d'onde recherchée des longueurs d'ondes voisines émises par la source lumineuse.

b) Dosage de Plomb et de Zinc

- Mode Opératoire

* Réactifs et matériels utilisés

- . Acide fluorhydrique (d.r.13,40 %) pour analyse)
- . Acide Chlorhydrique (D.1,19) pour analyse à 10 % en volume
- . Nitrate de plomb à 1000 µ.g/ml : dissoudre 1,600 g de nitrate de plomb ($Pb(NO_3)_2$ séché à 110°) dans un litre d'acide nitrique à 10 % en volume.

- . Solution de Zn à 100 μ .g/ml : dissoudre 1g de Zn dans 50 ml; HCl concentré dans une fiole d'un litre
- . Bécher en téflon de 250 ml
- . Fioles jougées de 250 ml.

- Mise en solution

On pèse 0,500 g + 0,001 g de minerai, on l'introduit dans un bécher en téflon, on ajoute 10 ml d'acide fluorhydrique et 10 ml chlorhydrique, on amène à sec.

On ajoute 10 ml d'acide chlorhydrique et 5 ml d'acide nitrique et on chauffe jusqu'à séchage .

On reprend par 12,5 ml d'acide chlorhydrique concentré en chauffant pour redissoudre les sels, on transvase dans une fiole jougée de 250 ml, on laisse refroidir et on complète à la marque avec de l'eau déminéralisée.

Cette solution conviendra pour la détermination de Pb, Zn, Ca, Ba, Cu, Fe, et Cd.

Le dosage a été fait par absorption atomique, pour ceci des étalons contenant 0 -5 -10 -25 -50 -75 - 100 - 150 -200 μ .g/ml de Plomb respectivement de Zn à partir de la solution à 1000 μ .g/ml.

- Conditions Opératoires

* Générateur de radiations : cathode creuse à haute brillance

* Radiations

Pb	Zn
283,3 nm et 217 nm	213,8 nm et 307,5 nm

* Bande passante 4/4 : 0,7 nm 2 nm

* Flamme : Air acétylène

* Propriétés de la méthode :

Pb	Zn
limite de détection : 0,0025 % de Pb	0,0050 % de Zn

La reproductibilité est de + 0,05 % du voisinage de 5 % de Zn et de 0,1 % au voisinage de 10 % de Pb, on fait passer les échantillons.

2) *Dosage du Soufre pyritique* [4]

La dissolution des minerais sulfurés dans lesquels on veut doser le soufre notamment du pyrite de fer et de cuivre ou celle de blende peut être opérée par voie humide .

Dans un flacon bouché à l'émeri de 120 cm³, on introduit 0,5g de minerai pulvérisé très finement et 80 cm³ d'eau, puis on y laisse tomber 4 à 5 cm³ de brome pur et on bouche immédiatement pour éviter toute déperdition de l'hydrogène sulfuré, qui tend à se dégager pendant les premiers moments avec les poids de réactifs précédents, la masse s'échauffe à peine, on agite pendant 5 minutes.

La réaction est terminée quand tout le brome s'est dissous et quand on aperçoit plus la moindre particule, le soufre fixé sur les parois du flacon . On verse alors le liquide dans une capsule de porcelaine, en rinçant le flacon avec de l'eau que l'on réunit au produit .

Après avoir laissé d'abord le brome en excès se vaporiser à l'air libre on neutralise la liqueur par l'ammoniaque, presque complètement mais sans former cependant de précipité permanent,

puis on verse le mélange dans un vase à précipitations chaudes contenant de l'ammoniaque en excès préalablement tiédie, différents oxydes et en particulier l'oxyde ferrique, sont précipités. On fait digérer pendant 15 à 20 minutes, la masse sur le feu doux, puis on filtre et on lave le précipité on dilue les liqueurs réunies et on y dose l'acide sulfurique à l'état de sulfate de baryté.

Afin d'éviter tout entrainement d'éléments étrangers, la dilution doit être poussée jusqu'à un litre de liquide environ par gramme de sulfate de baryté à recueillir.

Un point important est d'employer du brome purifié par distillation dans un appareil ne contenant pas de bouchons de caoutchouc vulcanisé au soufre.

On peut encore dissoudre à chaud le sulfure dans une eau régale composée d'une partie d'acide chlorhydrique très concentré et de trois parties d'acide azotique fumant, reconnus exempts d'acide sulfurique. Il faut alors chasser l'acide azotique avant de précipiter le sulfate de baryte.

BIBLIOGRAPHIE

- [1] BLAZY. P
La Valorisation des Minerais
Ed. Press. Univ. France . Paris (1970)
- [2] COSTET. J, SANGLERAT. G
Cours pratique de mécanique des sols.
- [3] HORACE Hawre
Préparation mécanique et concentration des minerais
par flottation et sur liqueurs denses
- [4] JUNGF LEISHE. E
Manipulations de chimie (1893)
- [5] OVTCHAROV , KHASSIEV. T
Flottation, Egouttage, Technologie
Université de Annaba (1986)
- [6] SANDIER. J
Mise en valeur des gisements métallifères (1962)
- [7] RAPPORT GEOLOGIQUE DES TRAVAUX DE PROSPECTION DU
GISEMENT POLYMETALLIQUE DE CHAABET EL HAMRA .
O R G M , (1992)

- [8] AINOUCHE A, BENAREZKI A
Essais de valorisation du minerai Zn Pyrite de
Chaâbet El Hamra
E R E M (1990)
- [9] LE TRAITEMENT DES MINERAIS SULFURES COMPLEXES
Annales des mines - juin 1979
par : BARBERY G.
- [10] SAADA A
Préconcentration physique du minerai complexe de
Plomb-Zinc de Chaâbet El Hamra (Algérie) (1993)
Mémoire de Magister
- [11] TABET H
Détermination du Flow-Sheet, et calcul de la laverie
pour le minerai de Kherzet Youcef (1969)
- [12] ZOUAOUI A
Rapport Interne sur la valorisation du minerai Zinco-
pyritique de Chaâbet El Hamra - O R G M - (1990)