



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي



جامعة العربي التبسي تبسة
كلية العلوم و التكنولوجيا
قسم هندسة المناجم

UNIVERSITE LARBI TEBESSI –TEBESSA-
Faculté des Sciences et de la Technologie
Département de Génie des Mines

MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de Master

Filière : Génie minier

Option : MINERALURGIE

Thème

Calcul qualitatif quantitatif d'un nouveau schéma de
traitement du minerai barytique de Ain Mimoun
KHENCHELA

Par

1-BATOUCHE Toufik 2- ABBASSI Ishak

Devant le jury :

	Grade	Etablissement
Président : BOUZENZANA Abdellali	MCA	Université Larbi Tébessi - Tébessa
Rapporteur : AMIRECH Abdelkrim	MAA	Université Larbi Tébessi - Tébessa
Examineurs : BENZIAT Hamza	MAA	Université Larbi Tébessi - Tébessa

Promotion 2015-2016



Année universitaire : 2015/2016

Tébessa le : 17/05/2016

Lettre de soutenabilité

Nom et prénom des étudiants :

- 1- BATOUCHE Toufik
- 2- ABBASSI Ishak

Niveau : 2^{ème} Année Master

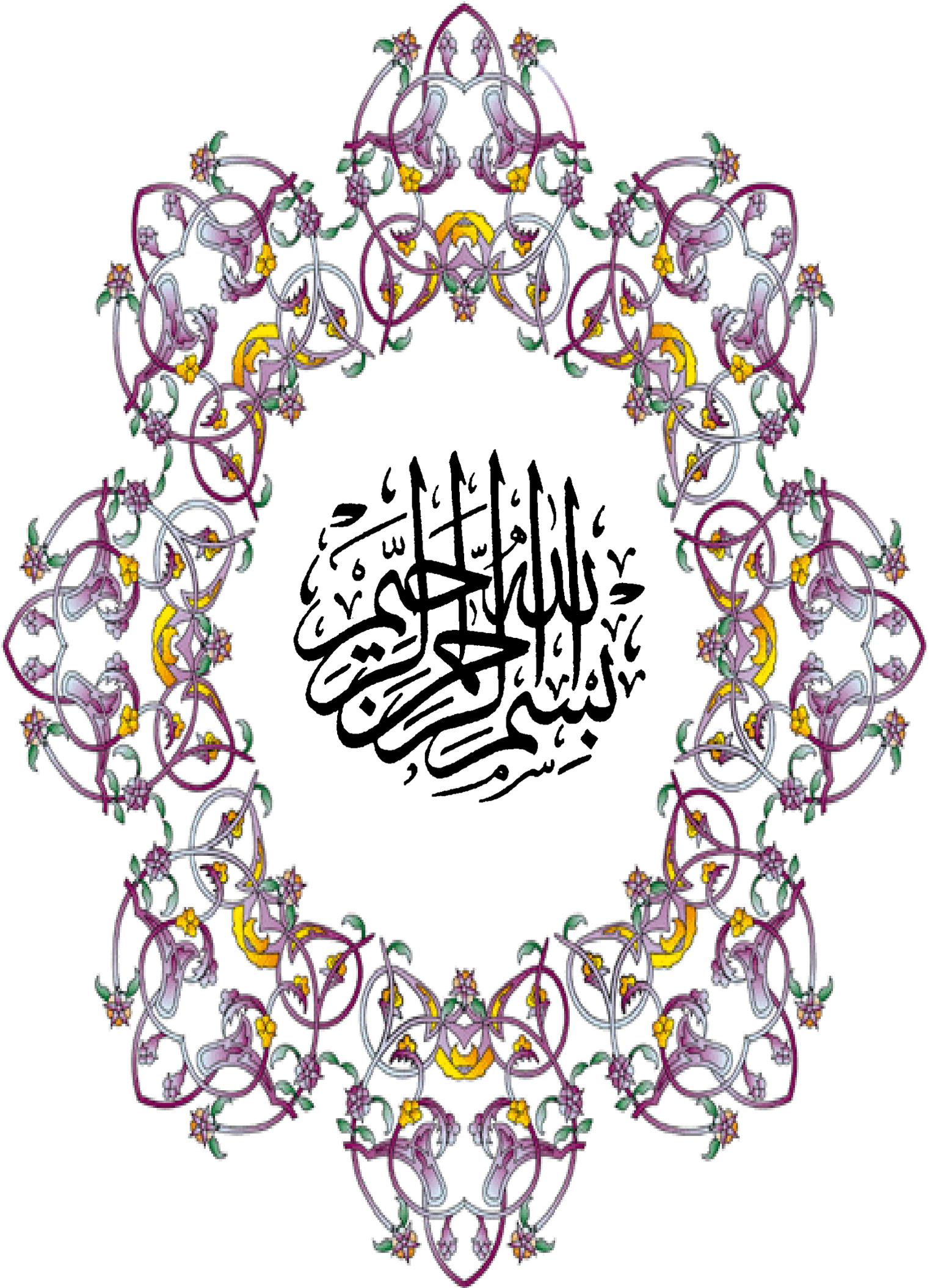
Option : Minéralurgie

Thème : Calcul qualitatif quantitatif d'un nouveau schéma de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun KHENCHELA

Nom et prénom du promoteur : AMIRECH Abdelkrim

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Chapitre I : Géologie et Exploitation	
Chapitre II : Recherche Bibliographique	
Chapitre III : Technologie de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun	
Chapitre IV : Calcul du schéma de traitement proposé	

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



Au nom du dieu le clément le miséricordieux

Remerciement

Avant tout nous remercions dieu qui nous a donné la patience de terminer ce travail.

Nous tenons grand merci à M^r AMIRECH Abdelkrim pour les efforts faits durant l'année universitaire, et pour leurs conseils précieux.

Nous remercions tous les enseignants de département de Génie Minier et spécialement les enseignants de la Minéralurgie.

Nous adressons notre vif remerciement à tous les personnels de la mine de Ain Mimoun-KHENCHELA.

Enfin nous tenons à remercier tous ceux ou celles qui ont eu l'honneur, de près ou de loin, à nous aider à présenter ce travail.

TOUFIK et ISHAK



Au nom du dieu le clément le miséricordieux

Dédicace

Je dédie ce mémoire à :

- ✓ *Mon très cher père, qui me nourrit toujours de ses sages conseils.*
- ✓ *Ma très chère mère, celle qui m'apporte toujours sans condition son amour.*
- ✓ *Mes chers frères et ma sœur, qui me soutiennent toujours.*
- ✓ *Toute ma grande famille **BATOUCHE**.*
- ✓ *Tous mes enseignants.*
- ✓ *Tous les enseignants et les étudiants de l'école coranique Omar Ben Abdelaaziz à Ain Touta-BATNA-.*
- ✓ *Tous mes amis.*

TOUFIK

Au nom du dieu le clément le miséricordieux

Dédicace

Je dédie ce mémoire à :

- ✓ *Mon très cher père, qui me nourrit toujours de ses sages conseils.*
- ✓ *Ma très chère mère, celle qui m'apporte toujours sans condition son amour.*
- ✓ *Mes chers frères et mes sœurs, qui me soutiennent toujours.*
- ✓ *Toute ma grande famille **ABBASSI** et la famille **ROUINA**.*
- ✓ *Tous mes enseignants.*
- ✓ *Tous mes amis.*

ISHAK



Résumé

UNIVERSITE DE TEBESSA

Résumé

ملخص :

يلعب قطاع المحروقات دورا هاما في الاقتصاد العالمي. استغلال النفط و الغاز يتطلب استخدام الطين الثقيلة التي تتكون من حوالي 40 ٪ من البارييت أثناء عمليات الحفر. تستعمل هذه الأخيرة أيضا كمادة معدنية يتم إضافتها في تصنيع مختلف المنتجات الكيماوية والصيدلانية.

هدفنا هو تثمين بارييت منجم عين ميمون بولاية خنشلة من أجل انتزاع الشوائب المتمثلة أساسا في الحجر الكلسي والطين، وهذا باستخدام طريقة التعويم من أجل زيادة جودة المنتج النهائي لتتوافق مع متطلبات السوق خاصة لاستعماله في تصنيع المنتجات الكيماوية والصيدلانية (يتطلب نسبة تفوق 90 ٪ من سلفات الباريوم $BaSO_4$).
الكلمات المفتاحية: البارييت- التعويم - منجم عين ميمون – التثمين- سلفات الباريوم .

➤ Résumé

L'industrie pétrolière joue un rôle très important dans l'économie mondiale. L'exploitation des hydrocarbures exige l'utilisation des boues denses qui sont constituées d'environ 40% de la barytine lors des opérations de forage. Cette dernière sert aussi comme charge minérale dans la fabrication de plusieurs produits chimiques et pharmaceutiques.

Notre objectif consiste à enrichir la barytine de la mine de Ain Mimoun à KHENCHELA dans le but de réduire un certain pourcentage de calcaire et d'argile qui présente sous forme de gangue, et ça, en utilisant la méthode de flottation afin d'augmenter la qualité du produit fini pour qu'il soit conforme aux exigences du marché surtout l'industrie chimique et pharmaceutique qui exige une teneur en $BaSO_4$ supérieure à 90 % .

Mots clés : Barytine – Flottation – Ain Mimoun – Valorisation – Mine – Teneur en $BaSO_4$.

Abstract

The oil industry has a very important role in the world's economy. The exploitation of oil and gas requires the use of heavy mud which consists of about 40% of barite during drilling operations. The barite also serves as mineral's charge in the manufacture of various chemical and pharmaceuticals products.

Our aim is to enrich the barite of Ain Mimoun –KHENCHELA- by extracting the gangue present mainly as calcareous rock and quartz, and that, using the flotation method to increase the quality of our product to conform the market requirements, mostly in chemicals and pharmaceuticals products which requires a high-grad from sulfate of barium $BaSO_4$.

Key words: Barite – Flotation – Ain Mimoun – Valorisation– Mine – grad from $BaSO_4$.



Sommaire



UNIVERSITE DE TEBESSA

Sommaire

Introduction générale	01
Chapitre I : Géologie et Exploitation	
Introduction	03
I. Situation géographique	03
II. Géologie régionale	04
II.1 Stratigraphie	04
II.1.1.Crétacé.....	04
II.1.2.Néogène.....	05
II.1.3.Quaternaire.....	05
III. La minéralisation	05
III.1.Morphologie du corps minéralisé.....	05
III.2.Mode génétique de la minéralisation barytique	06
III.3.Relation génétique entre barytine et paragénèses minérales	06
III.4. Paragénèses minérales.....	07
IV. Les réserves géologiques	08
V. Techniques d'exploitations utilisées à Ain Mimoun	08
V.1.Description du gisement de Ain Mimoun	08
V.2. Caractéristiques du filon 4	09
V.2.1.Filon 4 niveau 1770m	09
V.2.2.Filon 4 niveau 1730m.....	10
V.2.3.Filon 4 niveau 1690m	10
V.3.La Méthode d'exploitation appliquée (par sous niveaux abattus)	11
V.3.A.Les principaux paramètres de la méthode	11
V.3.B.Dépilage	12
V.3.C.Les avantages.....	12
V.3.D.Les inconvénients	12
V.4.Travaux de forage et de tir.....	12
V.5.Chargement et transport	13
Conclusion	14
Chapitre II : Recherche Bibliographique	
Introduction	16
I. La barytine	17
I.1.Définition.....	17
I.2.Formation de la barytine	17

Sommaire

I.3.Péetrographie et minéralogie de la barytine	18
I.4.Caractéristiques physico-chimiques.....	18
II. Les réserves de la barytine	19
II.1.Les réserves de la barytine au niveau national.....	19
II.2. Les réserves de la barytine au niveau mondial.....	19
III. La production de la barytine.....	20
III.1. Au niveau national	20
III.2. Au niveau mondial	20
IV. La consommation de la barytine.....	21
IV.1.Au niveau national.....	21
IV.2. Au niveau mondial	21
V. Les prix de barytine.....	21
VI. Domaines d'utilisations de la barytine.....	21
VI.1. Au niveau national	21
VI.2. Au niveau mondial.....	22
VI.2.A. La barytine dans l'industrie pétrolière.....	22
VI.2. B. La barytine dans l'industrie chimique	23
VI.2. C. La barytine comme charge minérale.....	24
VII. Méthodes de traitement de minerai barytique.....	26
VII.1. Au niveau national à L'usine de Bou-Caïd (Tissemsilt)	26
VII.2.Au niveau mondial	29
VII.2.A. La barytine de Bulgarie	29
VII.2.B.L'enrichissement de la barytine et la fluorine dans l'usine de traitement de Cavendish (La grande –Bretagne).....	31
VIII. Les effets de la barytine sur la santé et l'environnement.....	32
VIII.1.Les effets de la barytine sur la santé.....	32
VIII.2.Les effets de la barytine sur l'environnement	33
Conclusion.....	34
Chapitre III : Technologie de traitement de minerai barytique de Ain Mimoun	
Introduction.....	36
I. Etude du schéma technologique existant.....	38
I.1.Préparation mécanique du minerai	38
I.1.A.Concassage	38

Sommaire

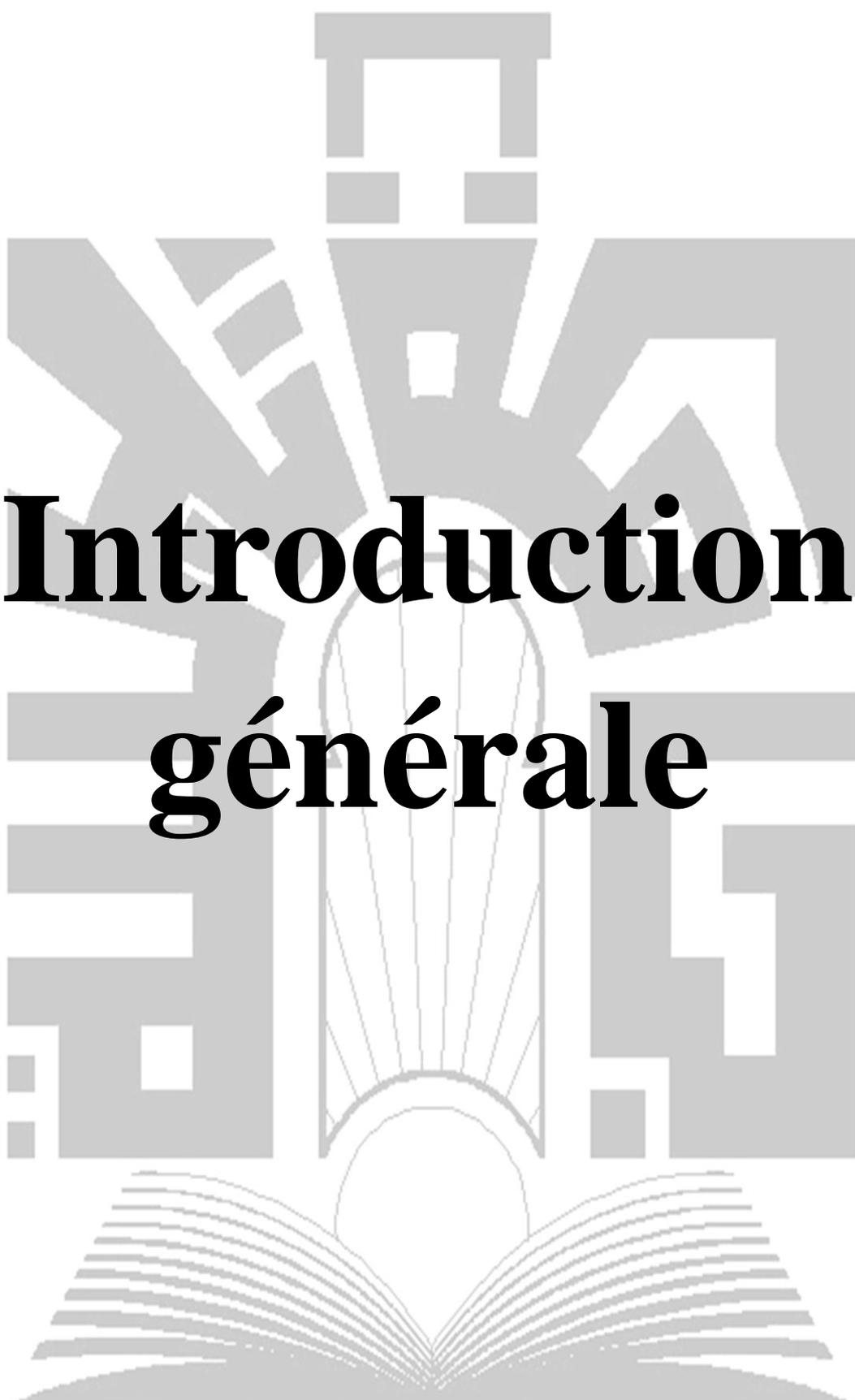
I.1.B.Criblage de contrôle	39
I.1.C.Concassage secondaire	40
I.2.Séparation par jig et classification	41
I.3.Station de séchage et broyage.....	42
I.3.A.Séchage	42
I.3.B.Broyage.....	42
I.3.C.Ensachage et conditionnement	44
II. Les capacités et l'état des installations.....	44
Conclusion.....	45
Chapitre IV : Calcul de schéma de traitement proposé	
Introduction.....	47
I. Caractérisation du minerai barytique de Ain Mimoun.....	48
I.1.La composition minéralogique.....	48
I.2.La composition chimique.....	49
I.3. Analyse microscopique des lames minces	49
I.4.L'analyse granulométrique	51
I.4.1. Description de l'essai	51
I.4.2. Expression des résultats de la courbe granulométrique	52
I.5.Mésure de la densité de chaque tranche	52
I.5.1. Description de l'essai	53
I.4.2. Expression des résultats	54
II. Schéma de préparation mécanique proposé.....	55
II.1.Calcul du schéma de préparation mécanique proposé	57
II.1.1.Calcul préalable du schéma d'atelier de concassage	57
II.1.1.1.Les Données de départ	57
II.1.1.2.La production théorique d'un atelier de concassage.....	57
II.1.1.3.Caractéristiques granulométriques de grosseur du minerai brut.....	58
II.1.1.4.Les degrés de concassage de chaque étage.....	59
II.1.1.5.Les dimensions des morceaux maximums	59
II.1.1.6.Dimensions des fentes de déchargement des concasseurs	60
II.1.1.7.Dimensions des ouvertures de chargement des concasseurs	60
II.1.1.8.Dimensions des ouvertures des cribles	60
II.1.1.9.L'efficacité de criblage	61
II.1.1.10.Les poids des produits pour le 1 ^{er} étage de concassage	61
II.1.1.11.Les rendements des produits dans le 2 ^{eme} étage de concassage	61

Sommaire

II.1.1.12.Les exigences aux concasseurs	62
II.1.1.13.Choix des concasseurs	62
II.1.2.Calcul final du schéma d'atelier du concassage et choix des équipements	63
II.1.2.1.Les fentes de déchargement des concasseurs	63
II.1.2.2.Dimension du morceau maximum après le concassage	64
II.1.2.3.Les degrés de concassage de chaque étage	64
II.1.2.4.Les dimensions des ouvertures et les efficacités de criblage	64
II.1.2.5.Les poids des produits 2 et 3.....	64
II.1.2.6.Calcul de la composition granulométrique des produits.....	65
II.1.2.7.Choix finale des concasseurs	67
II.1.2.8. Détermination des poids des produits : 6 ; 7 ; 8 ; et 9et leurs rendements.....	68
II.1.2.9. La caractéristique de grosseur du produit 09	68
II.1.2.10. Choix des concasseurs du deuxième étage d'après le poids du produit 08.....	69
II.1.2.11.Calcul de la composition granulométrique du produit 06 comme mélange des produits 05 et 09	70
II.1.2.12. La caractéristique de grosseur du produit 06.....	70
II.1.2.13.Calcul des paramètres de criblage	71
II.1.3. Calcul de schéma du broyage et choix des équipements	73
II.1.3.1. Détermination des poids et rendements des produits de schéma de broyage.....	74
II.1.3.2.Détermination de la charge spécifique	75
II.1.3.3.Détermination des productions spécifiques de chaque broyeur	75
II.1.3.4. Production théorique de chaque broyeur.....	76
II.1.4.Calcul des classificateurs	78
III. Schéma d'enrichissement proposé	81
III.1.Généralités sur la flottation	81
III.2.Principe de la flottation	82
III.3.Réactifs de la flottation.....	84
III.3.1.Moussants	84
III.3.2.Collecteurs	85
III.3.3.Déprimants	85
III.3.4.Activants	85
III.3.5.Régulateurs du milieu	86
III.4.L'efficacité de la flottation	86
III.4.A.Grosseurs des minéraux à flottés	87
III.4.B.La densité de la pulpe	87

Sommaire

III.4.C.Régime des réactifs de flottation	88
III.4.D.Intensité d'aéragage et d'agitation de la pulpe	88
III.4.E.Intensité de déchargement de la mousse	88
III.4.F.Température de la pulpe	89
III.4.G.Durée de la flottation	89
III.4.H.Schéma de la flottation	89
III.4.I.Le débit de la pulpe	89
III.5.L'épaississement	90
III.6.Filtration	90
III.7.Calcul du schéma de Flottation.....	91
III.7.A. détermination des teneurs et rendements des produits	93
III.7.B. détermination des poids de chaque produit Q_n	96
III.7.C. Détermination des degrés d'extraction ϵ_n	98
III.7.D. Détermination des poids des produits	101
III.7.E. Régime de réactif de flottation du minerai de baryte	102
IV. Calcul de schéma de circulation des eaux.....	104
IV. 1.Opération I : le Broyage	106
IV. 2.Opération II: La Classification	106
IV. 3.Opération III : La Flottation Principale	106
IV. 4.Opération IV: La Flottation relaveuse I.....	107
IV. 5.Opération VI : La Flottation relaveuse II	108
IV. 6.Opération VIII : La Flottation relaveuse III.....	109
IV. 7.Opération V : La Flottation de contrôle I.....	109
IV. 8.Opération VII : La Flottation de contrôle II.....	110
IV. 9.Opération IX : L'Épaississement.....	110
IV. 10.Opération X : La Filtration.....	111
Conclusion	113
Conclusion générale.....	115
Références bibliographique	
Annexes	

The logo of the University of Tébessa is a stylized emblem. It features a central vertical element resembling a sunburst or a stylized tower with radiating lines. This central element is flanked by two large, blocky, geometric shapes that resemble the letters 'U' and 'T'. Below the central element is a semi-circular shape, and at the very bottom, there is a stylized representation of an open book with many pages. The entire logo is rendered in a light gray color.

Introduction générale

UNIVERSITE DE TEBESSA

Introduction Générale

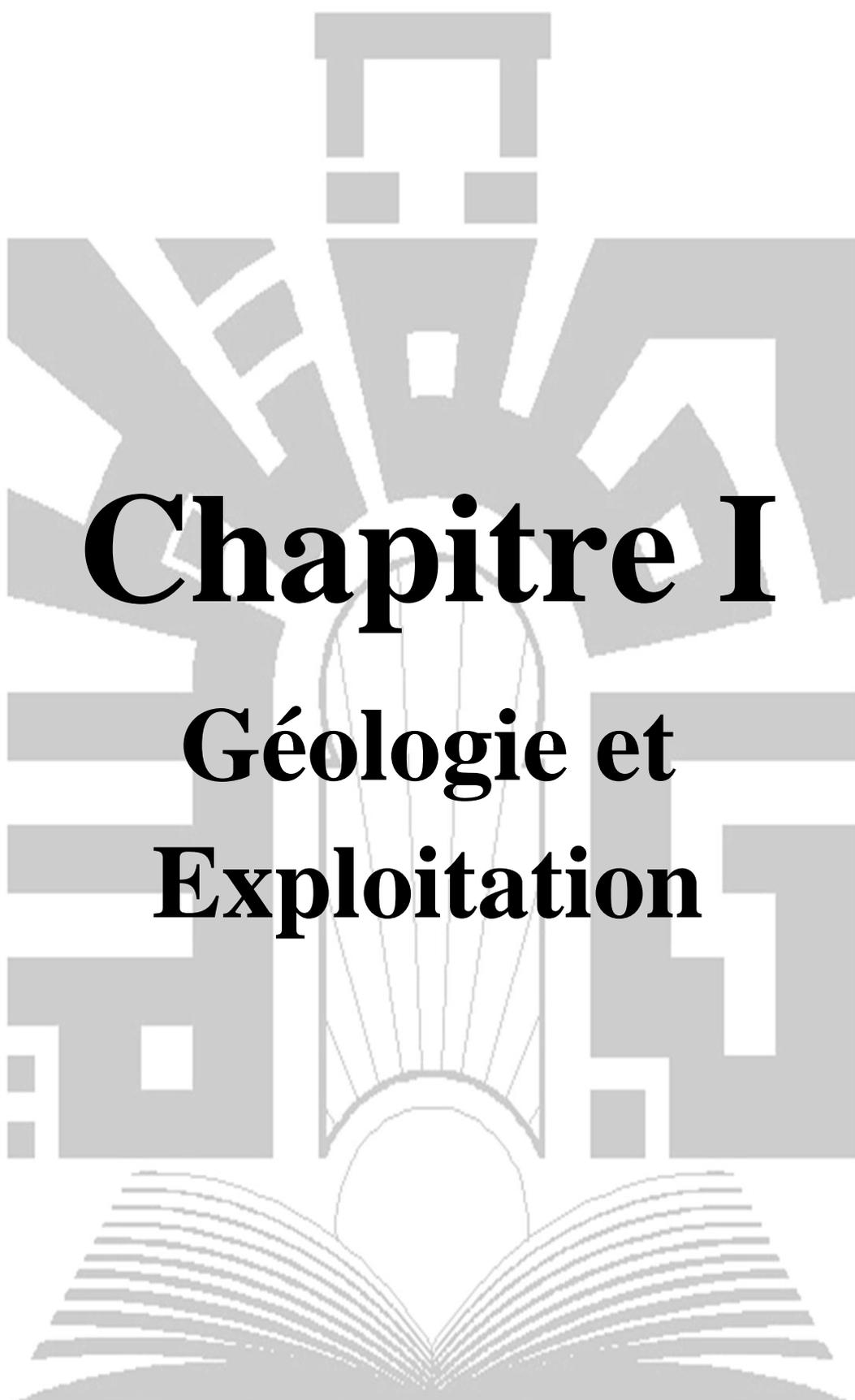
La barytine est un minéral qui a trouvé une large utilisation dans l'industrie depuis le milieu du siècle dernier. Aujourd'hui elle est utilisée principalement par les industries : pétrolières comme additif à forte densité pour les boues de forage ; chimique elle sert particulièrement dans la fabrication des dérivés de baryum, tels les carbonates, chlorures, oxydes, hydroxydes, peroxydes, nitrates et sulfates de baryum ; métallurgique, l'oxyde de baryum permet d'améliorer le rendement du four électrique. Le chlorure de baryum est utilisé comme durcisseur d'acier et de fondant de soudure.

Alors que dans l'industrie automobile, la barytine est employée comme charge inerte dans les matériaux de friction, tels que les plaquettes de freins et les disques d'embrayage. Dans celle de la construction, la barytine entre dans la fabrication des bétons denses utilisés dans la construction de ports ou de terminaux pétroliers. Ce type de béton est également employé comme contrepoids de ponts, stabilisateur de conduits sous-marins, ballast de bateaux et barrière de protection contre d'éventuelles radiations. Il sert aussi dans la construction de laboratoires, de centrales nucléaires et de bases militaires atomique.

La barytine se caractérise par : une densité élevée qui varie de 4,2 à 4,6; une dureté faible, de 2,5 à 3,5 selon l'échelle de Mohs; un point de fusion élevé (1 580 °C), une neutralité chimique, une blancheur et l'absence d'abrasif. Grace à ses propriétés particulières, Elle est utilisée comme charge minérale dans une grande variété de produits dont les peintures, le papier, le verre, le caoutchouc, les plastiques, les matériaux de friction ainsi que les barrières de protection contre le rayonnement.

Le but essentiel de ce travail est l'élaboration d'un nouveau schéma de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun pour améliorer leur qualité. Ce dernier est proposé afin de trouver la solution aux problèmes posés au niveau de la mine et parmi ces problèmes:

- Pertes en minéral utile dans les stériles avec une teneur en BaSO_4 20-30%.
- Diminution de la capacité de la production projetée.
- Concentré de moyenne qualité.
- Granulométrie limitée (difficulté pour les fines).

The logo of the University of Tébessa is a stylized emblem. It features a central vertical element resembling a sunburst or a stylized tower with a semi-circular base. This central element is flanked by two large, symmetrical, angular shapes that resemble stylized wings or architectural structures. Below the central element is a semi-circular shape with radiating lines, and at the very bottom, there are two curved, parallel lines that suggest an open book or a landscape horizon.

Chapitre I

Géologie et Exploitation

UNIVERSITE DE TEBESSA

Introduction

Le gisement barytique de Ain Mimoun s'allonge dans la partie centrale du massif montagneux de Khenchela et s'étend à la direction Nord-Est. Les filons barytiques du gisement sont classés en 02 groupes suivant leurs conditions de pendage, leur morphologie, stabilité et puissance.

-Le gisement a été découvert en 1968 lors de révision de la carte géologique de la région. Les travaux de recherche sur les filons ont été réalisés de 1968-1970.

- L'exploitation a débuté en 1971 par l'extraction à ciel ouvert et s'est enchaînée par l'extraction mixte (à ciel ouvert, souterrain).

I. Situation géographique

Le gisement barytique de Ain Mimoun est situé à 28 km au nord-ouest de la wilaya de Khenchela et à 96 km de la ville de Batna, il est constitué d'un ensemble de filets sous forme des filons dont le nombre est de 12. Actuellement le filon n° 1 est le plus bas et se trouve sur les côtes absolues de 1200-1250 m, le filon n° 11 est le plus haut et se trouve à 2015 m. L'étendue des filons de baryte varie largement en direction de 20-50m à 1400m, on distingue de grands filons de plus de 400m de long et de filons moyens, en profondeur les filons s'étendent jusqu'à 50-100 m. [01]

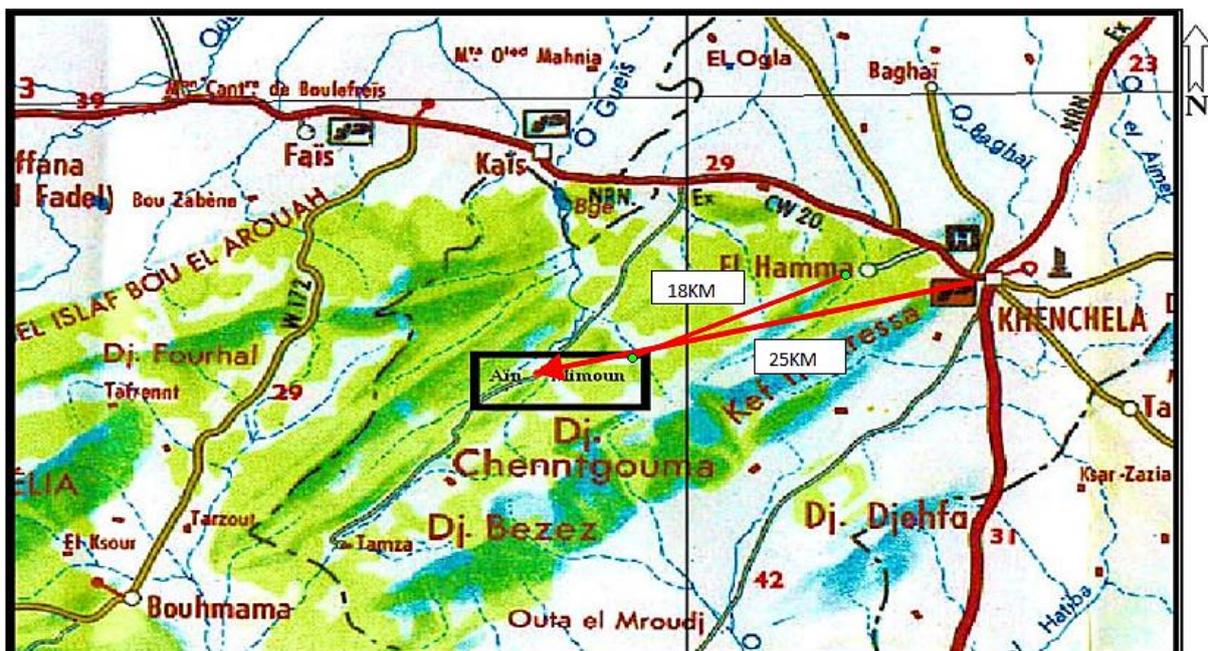


Figure I.01 : Localisation Géographique du gisement de Ain Mimoun
(sur la carte touristique d'Algérie). 1cm → 5 km [01]

II. Géologie régionale [01]

II.1 Stratigraphie

Les séries stratigraphiques rencontrées dans la région du gisement de MIZAB sont les suivantes:

II.1.1. Crétacé

A. Crétacé inférieur

A.1. Barrémien

Affleure dans le sud de la charnière de l'anticlinal, il est à prédominance de grès quartzeux blancs à stratification entrecroisée caractéristiques d'un faciès continental à intercalations de lits calcaïques de dolomies et d'argilites. Il a une épaisseur pouvant atteindre 900m.

A.2. Aptien

- Aptien. Inférieur. grès avec des lits de marnes et de calcaires (épaisse de 80 m).
- Aptien. Moyenne. Se subdivise en deux assises :
- Assise. Inférieure. (120 m d'épaisseur) calcaires gris foncé alternant avec des marnes.
- Assise. Supérieure. dolomies massives (épaisseur : 90 m).
- Aptien. Supérieur. Se subdivise en deux assises :
- Assise. Inférieure. (90 m d'épaisseur) grès quartzeux des intercalations marno-calcaires.
- Assise. Supérieure. formée de dolomies massives.

A.3. Albien

- Albien. Inférieur. Ces dépôts sont marqués par une diversité de faciès sur 70 m environ : argilites, grès, marnes, calcaires et dolomies.
- Albien. Moyenne. Faciès plus ou moins carbonaté marqué par des argilites et des grès mais les calcaires et les dolomies sont les plus dominants (80 m d'épaisseur).
- Albien. Supérieur. Le toit de l'albien devient généralement carbonaté sur 100 m ; les calcaires récifal, les calcaires dolomitiques et les dolomies sont largement développées avec des passages de grès et de marnes.

B. Crétacé supérieur

B.1. Cénomanién

Il est caractérisé par une absence totale de sédimentation détritique. Son épaisseur peut atteindre 1000 m par endroits.

- Cénomanién. Inférieur. Ces dépôts affleurent à l'extrême NW du champ minier ; faciès marneux sur 300 m, renfermant des passages de petits bancs de calcaires marneux
- Cénomanién. Supérieur. (400 m d'épaisseur) remplacement rapides des marnes par des calcaires avec toujours des passages marneux

II.1.2. Néogène

Représenté par des dépôts continentaux : conglomérats, poudingues, grès, argiles ; reposant en discordance oblique sur le Crétacé ; leur puissance varie de 250 à 300 m, ce faciès est reporté au Miocène supérieur et au Pliocène. Cependant le Miocène inférieur est formé de conglomérats et de poudingues, c'est des massifs de l'Aquitanién.

II.1.3. Quaternaire

Ce sont des formations largement répandues dans l'Aurès. Elles sont surtout représentées par les éboulis nappant les pentes des reliefs, et alluvions qui se développent dans les zones basses des terrasses. Vers le Sud-ouest, ce sont les dunes constituées d'argiles sableuses qui se forment dans les environs de Biskra et le long de la flexure sud atlasique.

III. La minéralisation [01]

III.1. Morphologie du corps minéralisé

Le contact filon-roche encaissante est :

- Bréchique : Si les roches sont tendres, marnes, grès marneux et calcaire marneux
- Bien net : Si les roches sont des calcaires, dolomies et grès consolidé.

L'épaisseur des filons est :

- Supérieur à 1 m jusqu'à 3 m : dans les séries tendres
- Inférieur à 1 m : dans les séries dures

La longueur et la forme des filons varient aussi selon la nature de l'encaissant

- Dans les séries marneuses, les filons sont un peu courbés et peuvent s'enfoncer en profondeur.
- Dans les séries les plus carbonatées, les filons sont de forme droite mais généralement accidentés par des cassures post minéralisations. [01]

III.2.Mode génétique de la minéralisation barytique

Les contraintes compressives génératrices des structures pliées ont donné naissance à des fractures qui ont permis la circulation des eaux chaudes chargées de minéraux métallifères et siliceux

La minéralisation barytique dans le Champ Minier de Mizab et sa mise en place se rapportent au phénomène de l'hydrothermalisme, qui se manifeste par le biais de la circulation d'eau chaude liée à la fin d'une éruption volcanique ou à celle de la cristallisation d'un magma, ou encore aux sources qui peuvent éventuellement en résulter. Les solutions hydrothermales dites aussi « hydrothermalismes » à 100°- 400°c et sous pression, contiennent divers corps avec : Fe, Ti, Cu, Pb, Zn, Sn, Hg ; ainsi que plusieurs autres éléments volatils.

Ces corps issus du magma lui-même, ou encore prélevés des roches encaissantes peuvent ensuite précipiter et se concentrer en filons ; c'est le cas de notre champ de Mizab. [01]

III.3.Relation génétique entre barytine et Paragénèses minérales

Les filons barytiques dans le champ minier de Mizab présentent habituellement un contact avec l'encaissant. Cette zone de contact se manifeste parfois par des brèches avec du ciment barytique

L'architecture intérieure des filons est assez simple, ils sont représentés par un agrégat mono minéral de Barytine, parfois avec des intercalations de roches encaissantes

Comme règle on rencontre généralement la minéralisation de : Panabase, Malachite, Azurite parfois Cinabre, Sphalérite et chalcopryrite dans les parties de contact. La puissance des zones minéralisées, qui d'habitude n'est pas considérable, ne dépasse pas 20 à 30 cm. La minéralisation de : Panabase, Malachite, Azurite, Cinabre et Sphalérite peut se développer aussi dans les parois des filons barytiques. Les minéraux de Quartz et Calcite sont associées généralement à tous les filons barytiques du champ minier de Mizab, on les rencontre en petites quantités dans les filons : 1, 2, 3, 7, 8 et 9. [01]

III.4. Paragénèses minérales [01]

La Barytine se présente sous deux espèces :

- **Barytine 1** : ou Baryte du premier stade, se caractérise par des cristaux grossiers à émanations allongées (de 0.2x2 à 7x200 mm) ou bien sous forme d'agrégats à structure fibreuse et actiniforme
- **Barytine 2** : ou Baryte du deuxième stade, se présente par des cristaux plus menus (de 0.03 à 0.2 mm) formant des plages en formes de grains isométriques entre la Barytine 1.

Le Quartz se présente sous deux générations

- **Quartz 1** : coulé, gris, en forme de séparations allotriomorphes (de 0.1 à 0.5 mm), se développe dans la partie du contact du filon et contient un grand nombre d'intercalations de roches encaissantes.
- **Quartz 2** : se trouve dans la masse barytique en forme de cristaux automorphes, prismatiques (de 0.2 à 1.2 mm) ainsi qu'en séparations en coup de balai
- **La Panabase** : sous l'aspect de grains de forme arrondis et angulaires (de 0.05 à 0.5 mm) forme la dissémination dans la Barytine le long des chaînons des zones affaiblies. Dans les cavités libres, la Panabase se forme sous l'aspect de séparations plus grandes accompagnées de Quartz prismatique.
- **La Chalcopryrite** se rencontre en formes de séparations irrégulières le long des fissures dans la Barytine.
- **La Sphalérite** en formes de grains arrondis (0.01 à 0.2 mm) se trouve au sein de la Barytine appartenant aux salbandes.
- **Le Cinabre** représenté par la dissémination des grains (de 3 à 4 mm) ensemble avec la Panabase et se développe dans les parties du filon qui se joignent aux salbandes.
- **La Calcite** se présente sous formes de séparations à contours irréguliers (de 0.02 à 0.3 mm), rencontrée aussi dans les roches sous forme de veinules.
- **La Dolomite** à cristaux grossiers de couleur brune, est développée dans la partie centrale sous forme de veinules et de séparations irrégulières.
- **Les Hydroxydes de Fer** sont dispersés régulièrement dans les contacts le long des fissures, ainsi que dans les étendues entre les grains.
- **La Malachite et l'Azurite** se rencontre en forme de séparation set de nids isolés, comme résultats de l'oxydation de Cuivre. [01]

IV. Les réserves géologiques

Le gisement de Ain Mimoun, avec des réserves de barytine importantes (ressources géologiques de 1.86 MT et de réserves exploitables estimées à 1.25 MT) avec une teneur moyenne 70% en BaSO₄. C'est pour cela ce gisement se classe parmi les grands gisements dans notre pays .Sa localisation dans la région de Khenchela a contribué au développement économique et social de la ville, de plus une partie considérable de la population constitue la main d'œuvre du complexe. [01]

V. Techniques d'exploitations utilisées à Ain Mimoun [14]

C'est un ensemble d'opérations pour exploiter un gisement de substance utile, à savoir :

- Choix de la méthode d'exploitation.
- Préparation.
- Abattage.
- Extraction.
- Transport.

V.1. Description du gisement de Ain Mimoun

Le gisement barytique de Ain Mimoun est de type filonien, encaissé dans un complexe carbonaté d'âge crétacé représenté par des calcaires, dolomies, marnes et argiles de dureté égale à 8-10 selon échelle PROTODIAKONOV.

Le programme d'exploitation de l'année 2016 est basé sur le filon n°4 qui regroupe trois niveaux d'exploitation 1770 m, 1730 m et 1690 m.

Le programme de développement de l'unité de Ain Mimoun à court terme sera basé sur plusieurs filons à savoir filon 10, filon 2 Est et filon 15 niveau 1395 m, les deux derniers nécessitent des travaux de confirmation par des travaux de recherche. [01]

V.2. Caractéristiques du filon 4 [01]

Le filon 04 est situé à 11 km à l'Est de l'usine de traitement relié à celle-ci par une piste praticable, ce filon a été découvert par 27 tranchés en surface et 20 sondages en profondeur.

- Longueur de filon : 1450 m.
- Puissance moyenne minéralisée : 1,80 m.
- Pendage de filon : 45° à 83°.
- Les réserves géologiques initiales : 529100 tonne.
- Réserves extraits : 141496 tonne.

Dans le filon 04, il existe trois niveaux : 1690 m, 1730 m, 1770 m.

V.2.1.Filon 4 niveau 1770m

Ce niveau renferme un potentiel de 226560 tonnes classées, leur exploitation a débuté en 2012.



Figure I.02 : L'entrée de la galerie du niveau 1770 m

V.2.2.Filon 4 niveau 1730m

Ce niveau renferme un potentiel de 56565 tonnes dont 35673 tonnes, qui représente les pertes en exploitation, le niveau 1730 m a déjà été exploité en 2015 avec une production en tout venant de 15000 tonnes.



Figure I.03 : L'entrée de la galerie du niveau 1730 m

V.2.3.Filon 4 niveau 1690m

Ce niveau renferme un potentiel de **67496** tonnes, le niveau 1690 m à déjà été exploité en 2015 avec une production en tout venant de 16000 tonnes.



Figure I.04: L'entrée de la galerie du niveau 1690 m

V.3. La Méthode d'exploitation appliquée (par sous niveaux abattus)

Le choix de la méthode d'exploitation est le plus important dans un projet. Les méthodes retenues sont :

- Chambres et piliers.
- Chambres magasins.
- Méthode d'exploitation par sous niveaux abattus.
- Méthode d'exploitation par traçage et défilage.

La méthode appliquée au niveau du filon 4 est celle de sous niveaux abattus. La méthode consiste au creusement des trémies de soutirage au niveau de la voie de roulage, ensuite le creusement des sous niveaux du bas vers le haut et des recoups pour le traçage et le découpage et enfin un tir de masse par bloc pour récupérer le reste du gisement. [01]

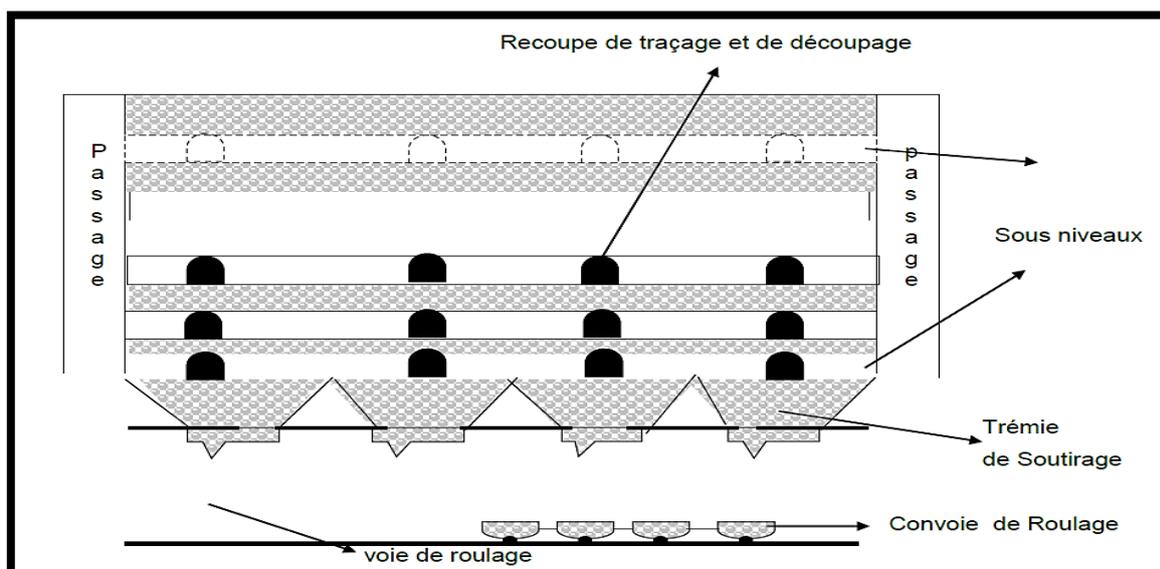


Figure I.05 : Schéma de la méthode des sous niveaux abattus

V.3.A. Les principaux paramètres de la méthode

La longueur du bloc varie de 30 à 60 m pour la disposition des chambres en direction du gisement, et de 50 à 80 m, disposition des chambres en travers de la direction du gisement :

- La hauteur du bloc varie de 30 à 60 m.
- L'épaisseur du pilier de couronne varie de 5 à 7 m.
- L'épaisseur du pilier de base varie de 8 à 15 m.
- Démentions du pilier entre les chambres varie de 6 à 12 m.
- Distance entre les chaînées de soutirage de 4 à 6 m.

V.3.B.Dépilage

L'abatage du minerai se réalise par des trous profonds verticaux ou en éventail. Le minerai abattu chute dans des entonnoirs auxquels par la galerie de roulage, il sera évacué dans des berlines vers le jour.

V.3.C.Les avantages

- Sécurité durant les travaux.
- L'aérage dans les chantiers d'abattage se réalise sans difficulté.
- Faible consommation du bois.
- Bon rendement.

V.3.D.Les inconvénients

- Coût des travaux dans le bloc important.

V.4.Travaux de forage et de tir [01]

En général les travaux d'abattages sont les plus essentiels des travaux miniers, qui comprennent les procédés suivants :

- Travaux de forages.
- Chargement des trous.
- Bourrage.
- Tir.

Ainsi pour faire les travaux de tir, il faut faire une connexion qui réside à un tir, c'est-à-dire quand doit choisir une connexion entre les trous de forage qui donnent un bon tir et une bonne fragmentation des roches, d'où il existe les méthodes de connexion suivant :

- Connexion en série.
- Connexion en parallèle.
- Connexion mixte.

Enfin, après chaque tir, la ventilation joue un rôle répondeur pour évacuer les poussières et gaz toxiques revenant et des moteurs explosions et pour rendre l'air qui se trouve dans l'excavation respirable (la méthode utilisée au niveau de Ain Mimoun est l'aération naturelle).

V.5.Chargement et transport

Les déblais sont chargés soit à l'aide des pelles sur rails, qui versent leurs contenus dans les wagonnets enchaînés et entraînés par un locotracteur.



Figure I.06: Loco tracteur (diésel)



Figure I.07 : Pelle sur rail de chargement

L'évacuation du minerai et des déblais de fond vers l'aire de stockage ou vers les terrils se fait par les wagonnets de capacité de 2 tonnes pour chacune enchaîné avec un locotracteur qui ramène ces wagonnets à l'extérieur. Et pour le transport du minerai de la zone de stockage vers les laveries et les stations de traitement, ils utilisent des camions de capacité de 18 tonnes pour chacun, et une pelle chargeuse de godet de volume de 1.5 m³. [01]



Figure I.08 : Camion du Transport



Figure I.09 : Pelle chargeuse

Conclusion

Le gisement de Ain Mimoun est sous forme d'une structure filonienne, avec des réserves de barytine importantes (ressources géologiques de 1.86 MT et des réserves exploitables estimées à 1.25 MT) et avec une teneur moyenne de 70% en BaSO₄.

Comme types de minéralisation dans la mine de Ain Mimoun, on trouve la minéralisation hydrothermale de malachite, azurite et parfois de cinabre, de sphalérite et de chalcopryrite.

Le choix de la méthode d'exploitation est le plus important. La méthode choisie doit répondre aux exigences principales à savoir :

- Protection de travail.
- Intensification d'exploitation du gite.
- Un bas prix de revient d'extraction au minerai.
- Bonne productivité haute de du travail.
- Taux minimum de perte et dilution minérale en minerai.

La méthode d'exploitation appliquée au niveau de la mine de Ain Mimoun est celle des sous niveaux abattus.



Chapitre II

Recherche

Bibliographique



UNIVERSITE DE TEBESSA

Introduction

La barytine, sulfate naturel de baryum ($BaSO_4$), est largement utilisée dans différents secteurs industriels pour ses propriétés particulières : densité élevée (4,5), grande stabilité chimique, blancheur et faible abrasivité. Son usage principal est comme additif de forte densité pour les boues de forage dans l'industrie pétrolière (85 % de la consommation mondiale), mais on l'emploie aussi dans l'industrie chimique pour la production de dérivés du baryum (carbonate de baryum destiné aux tubes cathodiques de télévision ; chlorure, oxyde) et comme charge minérale (papier, peintures, plastiques, etc.), dont elle est l'unique source commerciale.

La production mondiale 4,5 Mt est largement dominée par la Chine (1,72 Mt), les USA (0,434 Mt) et le Maroc (0,32 Mt).

L'Algérie produit d'environ 100,000 tonnes de barytine par an et importe 150.000 tonnes, 80 % de cette matière est utilisée comme boue de forage est destinée uniquement au secteur hydrocarbures et le reste entre dans la fabrication des peintures et dans l'industrie chimique et autres.

I. La barytine

I.1. Définition

La barytine du grec barus ($\beta\alpha\rho\upsilon\sigma$: lourd), est le sulfate de baryum naturel (BaSO_4). minéral largement utilisé dans nombreuses filières industrielles du fait de propriétés particulières : forte densité ($d=4.48$ quand elle est pur), neutralité chimique, blancheur élevée, faible abrasivité En anglais ce minéral est désigné sous les termes 'baryte' ou 'barite', alors qu'en français la dénomination baryte désigne l'oxyde de baryum BaO [02].



Figure II.01 : Cristal de baryte extrait au Maroc [03]

I.2. Formation de la barytine

La barytine est un minéral assez ubiquiste, présent dans des formations géologiques très vastes, aussi bien dans les socles que dans les bassins sédimentaires :

- Dans les roches métamorphiques, magmatiques et volcaniques (granites, basaltes), cas le plus fréquent, les occurrences et les gisements sont de types filonien et parfois stratiformes .la barytine étant généralement associée à d'autres minéraux tels la fluorine, la Célestine (SrSO_4), le quartz, les sulfures de Plomb-Zinc...
- Dans les roches sédimentaires ,comme les grés ,calcaires ,dolomies et marnes , la barytine se présente en lentilles stratiformes ,mais aussi en petits filons dans des fissures de ces roches ,les occurrences et les gisements étant moins fréquents que dans les roches de socles ..

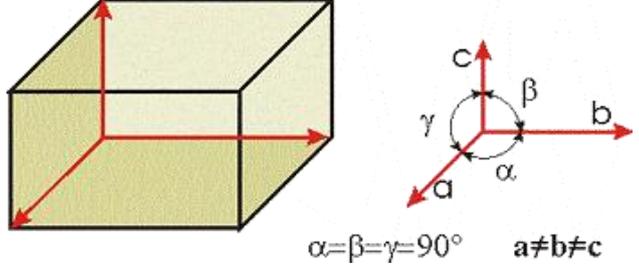
Il existe également des gisements résiduels, issus de la dégradation de gisements primaires, ou des gisements piégés dans des structures géologiques favorables après remaniement et transport. [02]

I.3. Pétrographie et minéralogie de la barytine

La barytine cristallise dans le système orthorhombique. Elle forme généralement des concrétions globulaires, fibreuses ou lamellaires, blanche plus ou moins translucide. Des cristaux bien individualisés. Ces minéralisations parfois colorées selon la nature des impuretés (oxydes de fer, sulfures, matières organiques...) contiennent souvent des traces de Sr, Ca, Mg et Pb. [02]

I.4. Caractéristiques physico-chimiques

Tableau.II.01 : Caractéristiques physico-chimiques de la barytine [04]

Composition chimique	BaSO ₄ (Sulfate de Baryum)
Classe minéralogique	Sulfates
Système cristallin	Orthorhombique
 <p style="text-align: center;">$\alpha = \beta = \gamma = 90^\circ$ $a \neq b \neq c$</p>	
Densité	4,48 La baryte est remarquable par son poids exceptionnel et la perfection de ses cristaux.
Dureté	3 à 3,5 sur l'échelle de Mohs
Clivage	Parfait dans une direction, faible dans les autres. La barytine grossière constitue divers agrégats, en général clivables.
Fracture	Conchoïdale (comme celle du verre).
Trace	Blanche.
Eclat	Vitreux.
Fluorescence	La baryte n'est pas ou très peu fluorescente, par contre, chauffée, elle devient luminescente

II. Les réserves de la barytine

II.1. Les réserves de la barytine au niveau national [05]

Les gisements barytiques présentant un intérêt économique sont localisés au Nord du pays à Aïn Mimoun (W. Khenchela), Bou caïd (W. Tissemsilt), Mellal (W. Tlemcen), Mesloula (Tébessa) et Koudiat Safia (W. Médéa).

Par ailleurs, des travaux de recherche minière ont permis de mettre en évidence plusieurs gisements dans le Sud-Ouest algérien près de Béchar. Il s'agit des gisements de Draïssa Sud-Ouest, Djebel Draïssa, Draïssa Nord-Est et Draïssa Guelb El Tahtani. Cet ensemble de gisement totalise des réserves près de 07 Mln de tonnes de baryte. [05]

Le gisement d'Ichmoul (w.Batna) : le site minier est localisé au versant nord du djebel Ichmoul, à 12 Km au nord du chef-lieu d'Arris. la structure est considérée favorable. Des travaux été effectués en 1971 et avaient conclu l'existence d'un corps barytine $BaSO_4$ dont le taux était entre 30% et 50% avec des réserves qui peuvent atteindre 1.548.280 tonnes. [06]

II.2. Les réserves de la barytine au niveau mondial [07]

Il n'y a aucun système mondial admis pour classer les réserves Un système développé aux Etats-Unis (US Bureau of Mines & US Geological Survey, 1981; US Geological Survey, 1982) définit les réserves en tant que «ressources identifiées en minerai qui peut être extrait de manière profitable au moyen de la technologie existante et dans les conditions économiques actuelles» .Le tableau suivant donne les importants pays qui ont des grandes réserves de barytine.

Tableau.II.02 : Les réserves mondiales de barytine en 2015 [07]

Pays	Réserves ($\times 10^6$ tonnes)
Chine	100
Kazkhistane	85
Turquie	35
Inde	32
Thaïlande	18
États-Unis	15
Russie	12
Maroc	10
Algérie	07
Mexico	07
Pakistan	01
Autres pays	66
Total	358

III. La production de la barytine

III.1. Au niveau national [05]

Le potentiel de production est représenté par les mines de Bou caïd et Aïn Mimoun actuellement en exploitation et qui fournissent 50 000 tonnes de barytine utilisée principalement dans le secteur des forages pétroliers.

III.2. Au niveau mondial

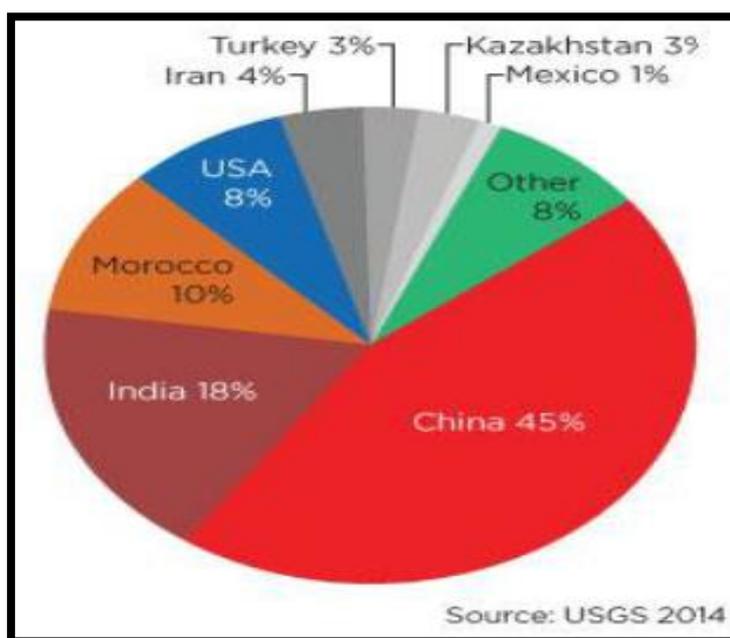


Figure II.02 : La production mondiale de la barytine en 2014 (USGS) [07]

Tableau.II.03 : La production mondiale de la barytine [07]

Pays	La production ($\times 10^3$ tonnes)	
	En 2013	En 2014
Chine	4.000	4.100
Kazakhstan	250	250
Turquie	250	270
Inde	1.740	1.600
Iran	270	270
États-Unis	700	720
Maroc	1.000	1.000
Algérie	40	50
Mexico	344	400
Pakistan	118	75
Autres pays	558	575

IV. La consommation de la barytine

IV.1. Au niveau national

La consommation de la barytine en Algérie en 2015 a atteint 250000 tonnes. Une part de 100000 tonnes est assurée par les producteurs locaux et le reste par l'importation.

IV.2. Au niveau mondial [08]

Tableau.II.04 : La consommation mondiale de la barytine [08]

Pays	La consommation ($\times 10^3$ tonnes)
Chine	1450
États-Unis	2690
Pays de golfe	700
Amérique du sude	370
Inde	330
Russie	330
Afrique	290
Malaisie	210
Union européen	670
Monde	8400

V. Les prix de barytine [02]

Les prix pratiques sont très variables et dépendent de la qualité du matériau et des procédés de traitement plus au moins sophistiqués qui sont utilisés pour répondre aux besoins des consommateurs.

La barytine brute pour le forage vaut environ 40 dollars du tonne (FOB Maroc). La barytine Broyée qualité forage coute 75 dollars du tonne (CIF USA) .En Europe, le cout moyen de la barytine broyée pour la chimie varie de 75 à 95 dollars du tonne, la barytine broyée pour charges et verrerie coute entre 130 et 135 dollars du tonne.

VI. Domaines d'utilisations de la barytine

VI.1. Au niveau national [05]

La barytine algérienne, est utilisée seulement dans le domaine pétrolier ou La barytine est l'alourdissement le plus utilisé dans les boues de forages, afin d'augmenter la densité.

VI.2. Au niveau mondial [02]

Le sulfate de baryum, oxyde cristallin, blanc, n'est pas soluble dans l'eau. Sous forme de poudre blanche, il couvre un vaste domaine d'applications. Certaines formes sont toxiques.

Les utilisations industrielles de la barytine sont basées sur leur densité, stabilité chimique, blancheur et son abondance relative dans la nature.

VI.2. A. La barytine dans l'industrie pétrolière [02]

Ce secteur correspond à plus de 78 % de la consommation mondiale.

Les boues de forage sont des milieux fluides complexes constitués d'eau ou d'huile, de produits chimiques et des minéraux en suspension. La boue injectée dans les forages, doit être capable de faire remonter correctement à la surface les débris de roche produits au fond du trou. Elle assure le refroidissement et la lubrification des outils dans le forage. Elle assure aussi l'imperméabilisation et la stabilité des parois du trou.

La densité de la boue permet d'équilibrer le poids important des tiges de sonde et les éventuelles venues de gaz sous pression, pour prévenir les risques d'explosion. Par addition de barytine on peut porter la densité des boues de bentonite qui est d'environ 1.05 à la valeur voulue qui peut atteindre 2.5.

La barytine représente jusqu'à 40 % des constituants des boues de forage pétrolier, la consommation de cette matière dans un forage pétrolier varie beaucoup suivant le type de terrain traversé, la pression des gaz rencontrés et la profondeur du forage.

La barytine vendue pour boue de forage doit avoir une densité au moins égale à 4.2 et contenir une très faible proportion (250 ppm maximum) de sels solubles, tels que le calcium soluble. 90 à 95 % du produit doit avoir une granulométrie inférieure à 45 µ. La couleur grise ou marron et la présence d'oxyde de fer ne sont pas rédhibitoires. L'humidité du produit livré ne doit pas dépasser 3% ou 5% maximum. Les spécifications précises de la barytine pour boue de forage sont fournies par "American Petroleum Institute" (API), "Oil Companies Material Association" (OCMA) et l'Association de Recherche sur les Techniques d'Exploitation de Pétrole (ARTEP).

VI.2. B. La barytine dans l'industrie chimique [02]

L'industrie chimique absorbe près de 16 % de la consommation mondiale. La barytine est la principale matière pour la fabrication des dérivés du baryum : carbonates, chlorures, oxydes, hydroxydes, nitrates, peroxydes et sulfates de baryum.

- **Le carbonate de baryum** est le plus important car il est à l'origine de la production de nombreux autres dérivés. Il est utilisé dans la fabrication de produits en terre cuite, tuiles et brique, pour contrôler les effets dus à la présence de gypse ou de sulfate de magnésium ; pour diminuer la porosité et prévenir la décoloration. Le carbonate de baryum entre dans la composition d'une grande variété de produits : verre spéciaux pour écrans cathodiques, téléviseurs, écrans d'ordinateurs, barrières contre les rayonnements, vernis céramiques, électrocéramiques, porcelaines, émaux, ferrites, etc...
- **Le sulfate de baryum précipité**, chimiquement pur, est appelé "blanc fixe". Il est obtenu par traitement d'une solution de sulfure de baryum par une solution de sulfate de sodium. Il est utilisé comme charge blanche dans les peintures, caoutchouc, encres et autres produits qui exigent un degré de pureté supérieur à celui que l'on peut obtenir par adjonction de barytine. Le sulfate de baryum extrêmement pur, ou "blanc-baryte", est donné pour 99% de blancheur, (100%=blanc idéal) ; il sert d'étalon pour l'évaluation de la blancheur d'un produit.
- **Le lithopone**, est le résultat d'une double précipitation d'une solution de sulfate de zinc par une solution de sulfate de baryum. Le produit final contient du sulfate de baryum et de 30% à 60% de sulfure de zinc. La fabrication de lithopone requiert en général une tonne de barytine par tonne de produit. Ce pigment blanc a été longtemps apprécié pour la peinture grâce à ses propriétés: blancheur, résistance aux intempéries, pouvoir couvrant, affinité pour l'huile. Dans le passé il a été fabriqué en gros tonnage, mais actuellement il est largement remplacé par des oxydes de titane.
- **Le chlorure de baryum**, est utilisé dans le traitement de surface comme durcisseur de l'acier, dans la purification des eaux, dans le traitement du cuir et des tissus et dans la fabrication du magnésium métal. Par électrolyse du chlorure de baryum on obtient le baryum métal.

- **Le nitrate de baryum**, est utilisé en très faibles tonnages en pyrotechnie (couleur vert de la flamme), dans la fabrication de balles traçantes, de détonateurs et d'émaux.
- **L'oxyde de baryum**, permet dans la métallurgie du fer, d'améliorer le rendement du four électrique.
- **L'hydroxyde de baryum**, permet d'obtenir des stéarates de baryum. Les graisses à baryum sont appréciées pour leur résistance au lessivage ; il sert d'additif de stabilisation à la chaleur des PVC.
- **Le titanate de baryum**, entre dans la fabrication de composés électroniques et d'équipements de communication.
- **Le baryum métal**, est aussi produit par réduction de l'oxyde de baryum. Le métal est utilisé comme capteur de gaz dans les tubes sous-vide, dans les alliages pour bougies et dans les tubes électroniques d'émission d'éléments.

La production de carbonate de baryum exige une qualité correspondant à un minimum de 97 à 98 % de BaSO_4 . Les impuretés restantes représentent des frais pour le chimiste et des pénalités pour le producteur. Les oxydes de fer ou la silice ne doivent pas dépasser le seuil de 1% ; ce qui correspond, en prix de revient, à une diminution de plusieurs pourcents de BaSO_4 . Le ratio $\text{SrSO}_4 / \text{BaSO}_4$ exprimé en % doit être aussi faible que possible, environ de 1 %. La teneur en CaF_2 doit correspondre à des traces ; quelques centaines de ppm. Les chimistes veillent à utiliser des concentrés à faibles contenus en sulfures de plomb et de zinc, en cuivre, en nickel, terre rares et carbonates.

VI.2. C. La barytine comme charge minérale [02]

Seulement 5 à 6 % de la consommation mondiale de barytine correspondent à l'emploi comme charge dans une grande variété de produits.

Avec ces dérivés synthétiques que sont le lithopone et le blanc fixe, la barytine a l'avantage d'être blanche, inerte, dense et non abrasive. Elle est résistante aux intempéries et a la faculté d'absorber les radiations.

Ces différentes qualités sont mises à profit dans la fabrication de peintures, papier, caoutchouc, plastiques, barrières de protection contre les rayonnements et matériaux de friction.

Recherche bibliographique

- En peinture automobile, la barytine entre comme charge dans les couches d'apprêt pour contribuer à l'aspect lustré de la dernière couche.
- La barytine entre dans la composition des plastiques et caoutchouc des dessous de moquettes et de certaines carpettes et dans les éléments plats insonorisant pour l'industrie automobile.
- Dans l'industrie papetière, la barytine est utilisée comme support des couches sensibles pour impression photographique.
- Elle entre dans la composition des encres d'imprimeries.
- En verrerie, l'emploi de la barytine permet d'économiser l'énergie, elle décolore les pates de verre, les rends plus aptes aux manipulations et augmente la brillance. Les fabricants verreries demandent généralement une barytine avec $\text{BaSO}_4 > 90\%$; $\text{SiO}_2 < 2.5\%$ et $\text{Fe}_2\text{O}_3 < 0.15\%$. la granulométrie doit être comprise entre 0.60 et 0.106 mm (-0.60 +0.106) mm.

En général la barytine pour charge doit être blanche ou blanchissable par traitement à l'acide sulfurique et non abrasif. Dans les charges pour peintures la barytine peut être substituée par des carbonates et sulfates de strontium et des carbonates de calcium, généralement moins chers.

- La barytine est employée dans les bétons denses qui occupent 60 % du volume d'un béton standard. Les applications concernent une grande variété d'ouvrages : construction de ports ou de terminaux pétroliers, contre-poids de ponts, stabilisateurs de conduites sous-marines, ballaste de bateaux.
- Les bétons denses à barytine forment aussi des barrières de protection contre d'éventuelles radiations ; ils sont mis en œuvre pour la construction de laboratoire, de centres nucléaires et de bases militaires atomiques.
- La barytine est employée comme charge inerte dans les matériaux de friction tels que plaquettes de freins et disques d'embrayage. Selon le produit, la quantité de barytine varie entre 10 et 40 %. La barytine doit avoir une densité au moins égale à 4.3 et 99% du produit doit avoir une granulométrie inférieure à 40 μ .

VII. Méthodes de traitement de minerai barytique

Dans certains gisements, le minerai est suffisamment pur et peut être simplement criblé et concassé. En général, la barytine primaire est obtenue par triage manuel, ou après concentration par flottation, gravimétrie, séparation magnétique, séparation radiométrique... puis séchage, broyage et classification. [02]



Figure II.03 : Cellules de flottation dans l'usine de Chaillac –France-[02]



Figure II.04 : séparation gravimétrique du minerai barytique de Ain Mimoun
Khenchela –Algérie-

VII.1. Au niveau national à L'usine de Bou-Caïd (Tissemsilt) [09]

Le champ minier de Bou-Caïd est situé à 70 Km au Nord-Est du Chef-lieu de la wilaya de Tissemsilt et à 250 Km Au Sud-Ouest de la capitale et 900 Km de Hassi Messaoud. L'usine de Bou-Caïd traite, enrichit et transforme le Tout-venant Barytique provenant des différents quartiers dont le but est d'obtenir un produit marchand conforme aux normes API (American Petroleum Institutu).

Recherche bibliographique

Le Tout-venant avec une grosseur maximale de 500 millimètres et une teneur minimale de 60% en BaSO₄ passe dans Trois stations.

- station de concassage
- station d'enrichissement
- Station de pulvérisation et conditionnement

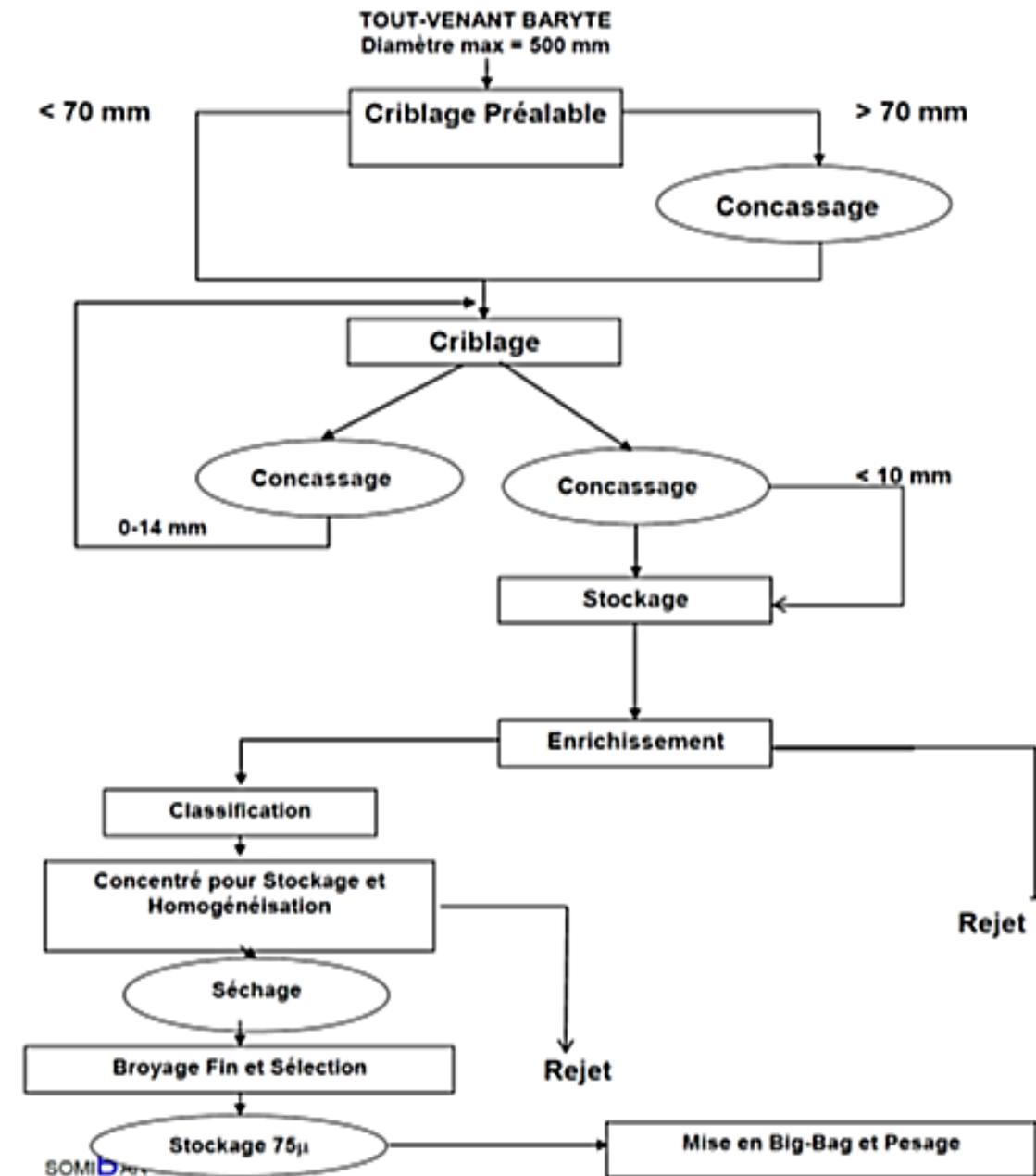


Figure II.05 : La chaîne de traitement de minerai barytique de Bou-Caïd –Tissemsilt-[09]

1. Station de concassage

Cette étape consiste à réduire le Tout-venant jusqu'à une grosseur admise par la prochaine étape pour pouvoir l'enrichir.

Le Tout-venant est chargé à l'aide d'une pelle chargeuse dans une trémie réceptrice de capacité de 120 tonnes à partir d'une aire de stockage pouvant atteindre jusqu'à 5000 tonnes.

Le Tout-venant avec une grosseur maximale de 500 mm à l'alimentation subit trois opérations de réduction de grosseur :

- Réduction à 70 mm à l'aide d'un concasseur primaire à mâchoires à simple effet type VB67 BERGEAUD.

- Criblage et réduction de grosseur à 14 mm dans un groupe mobile broyeur crible SYMENS. Cette opération de séparation des granulats entre 10 et 14 mm passe par un crible à 03 étages et qui facilite la séparation et le concassage de cette étape.

- Réduction à 6mm dans un concasseur à cylindres lisse type BCR 60X80.

Le Tout-venant réduit à une grosseur inférieure à 6 mm et stocké dans trois trémies tampons de 120 tonnes de capacité à chacune.

2. Station d'enrichissement

Le Tout-venant réduit à une dimension inférieure à 6 mm subit une séparation gravimétrique humide dans un appareil appelé Remer-Jig de marque WEMCO.

Le produit lourd (la Barytine) est récupéré du bas de l'appareil dans un classificateur spiral puis évacué vers des chambres pour l'égouttage.

Le produit léger (les rejets) est acheminé en surface avec l'eau vers une digue pour une décantation, stockage et recyclage de l'eau clarifiée.

Le produit lourd représente le concentré est déposé à proximité dans une aire de stockage allant jusqu'à 9000 tonnes de capacité.

3. Station de pulvérisation et conditionnement

Cette opération permet de transformer le concentré à un produit fini marchand conforme aux normes.

Le concentré avec une humidité maximale de 2 à 5 % à l'entrée subit une opération de séchage dans un sécheur rotatif de 14 mètres de long et de 2 mètres de diamètre ou il est ramené à un taux inférieur à 0.1% à la sortie du séchage.

Le produit séché subit un broyage fin dans un broyeur pendulaire BP16 à un rendement moyen de 14 tonnes/heure et une séparation en granulométrie dans un séparateur statique ou les particules inférieures à 75 Microns sont stockées dans une trémie de stockage de produit fini.

Le produit réduit à 75 microns est mis en Big-Bag des ensacheuses de marque TESTUT et pesé dans une balance électronique.

Le produit conditionné dans des Big-Bags de 1,5 tonne représente le produit fini de l'usine. Il est destiné pour l'utilisation comme boue de forage pétrolier

VII.2. Au niveau mondial

VII.2.A. La barytine de Bulgarie [10]

Le schéma technologique pour la production du concentré de la barytine des minéraux ferreux et de la barytine brut dans la mine de Kremikovtzi est représenté dans la II.06. Cette figure synthétisée basée sur les recherches des mines pas seulement dans la Bulgarie mais aussi dans d'autres pays.

Tableau .II.05 : La composition chimique de la barytine brut de Kremikovtzi [10]

Le composant	Les teneurs (%)
BaSO ₄	30.4
CaO	15.9
Fe	12.4
SiO ₂	9.6
Mn	2.5
Pb	1.21

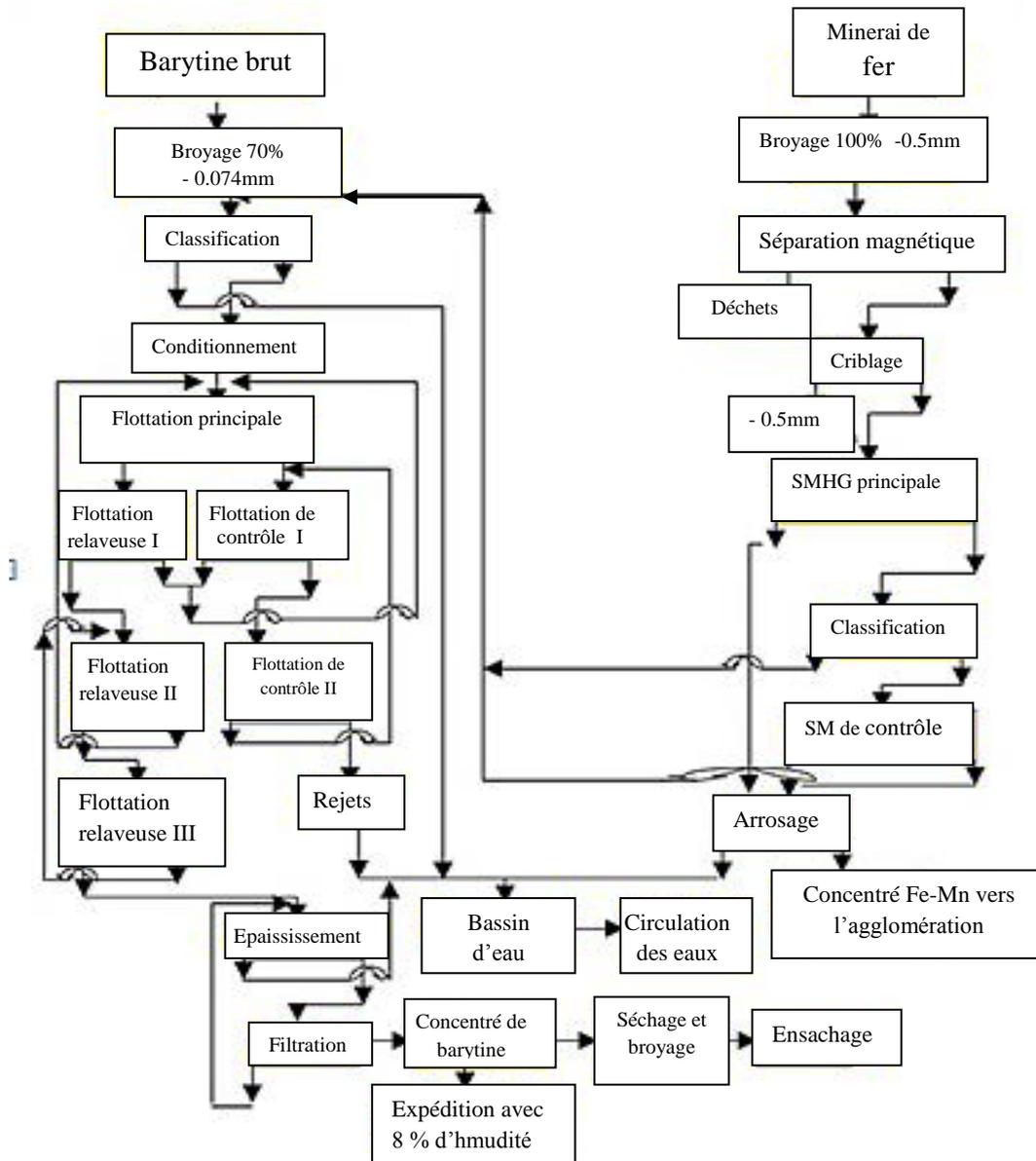


Figure II.06 : Schéma technologique de traitement de minerai barytique de Kremikovtzi Bulgarie [10]

Les éléments ferreux sont récupérés au départ à l'aide du schéma sélectif. La chaîne opposée est destinée pour l'extraction de la barytine des minerais bruts. La barytine est récupérée préalablement chez les particules ayant la taille optimale pour la flottation. Le développement de cette technologie est approuvé. L'introduction de la séparation magnétique à haute intensité SMHI pour récupérer les éléments ferreux des résidus de flottation de la barytine est concevable. La composition chimique du concentré obtenue après cette chaîne de traitement est représentée dans le tableau suivant ;

Recherche bibliographique

Tableau .II.06 : La composition chimique du concentré obtenu après le traitement de l'usine de Kremikovtzi Bulgarie. [10]

Les éléments chimiques	Les teneurs %	
	Le concentré obtenu	Le concentré exigé
BaSO ₄	97.08	> 90.00
SiO ₂	0.44	< 2.50
Fe ₂ O ₃	0.60	< 0.15
CaO	0.05	...
MnO	0.90	...
Pb	0.07	...
CaF ₂	...	< 1.00

VII.2.B.L'enrichissement de la barytine et la fluorine dans l'usine de traitement de Cavendish (La grande –Bretagne) [11]

La production de la barytine et la fluorine dans l'usine de Cavendish est réalisée à l'aide d'une méthode de séparation combinée (séparation gravimétrique et flottation). A partir d'un minerai brut ayant la composition chimique suivante :

Tableau .II.07: La composition chimique de minerai brut de Cavendish. [11]

Le composant	Les teneurs %
Fluorite	30 – 40
La barytine	20 – 25
Calcaires	15 – 20
Silices	15 – 20
Les sels	01 – 02

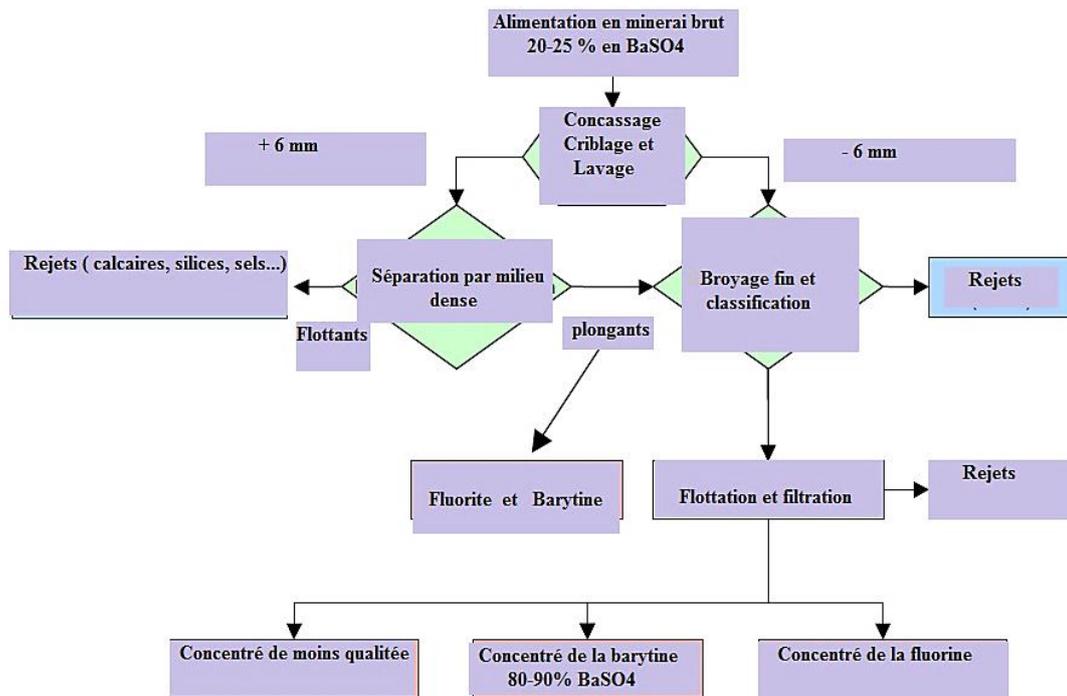


Figure II.07: Schéma technologique d'enrichissement de la barytine et la fluorine dans l'usine de traitement de Cavendish (La grande -Bretagne). [11]

Avec cette méthode on peut obtenir deux concentrés de minerai barytique l'un est destiné pour le forage pétrolier et l'autre de très bonne qualité destiné pour les autres utilisations qui exigent une teneur élevée en BaSO₄ (industrie chimique et pharmaceutique).

VIII. Les effets de la barytine sur la santé et l'environnement [12]

VIII.1. Les effets de la barytine sur la santé

Les niveaux de Baryum naturellement présent dans l'environnement sont très faibles. On ne peut trouver des grandes quantités de baryum que dans les sols et les aliments tels que les noix, les algues les poissons et certaines plantes. La quantité de baryum qui est détectée dans la nourriture ou l'eau n'est en général pas assez élevée pour devenir un souci pour la santé. Les personnes ayant un plus grand risque d'exposition au baryum, avec des conséquences pour la santé sont celles qui travaillent dans l'industrie du baryum. La plupart des ennuis de santé qu'ils peuvent subir sont provoqués par le fait de respirer de l'air qui contient du sulfate de baryum ou du carbonate de calcium.

Recherche bibliographique

Beaucoup de sites de déchets dangereux contiennent une certaine quantité de baryum. Les gens vivant à proximité peuvent être exposés à des niveaux nocifs. On peut alors être exposé en respirant de la poussière, en mangeant des plantes ou de la terre ou en buvant de l'eau polluée par du baryum. Il peut aussi y avoir contact avec la peau. Les conséquences du baryum sur la santé dépendent de la solubilité dans l'eau des composés. Les composés du baryum qui se dissolvent dans l'eau peuvent être nocifs pour la santé. L'absorption d'une quantité importante de ces composés peut provoquer des paralysies et, dans certains cas, la mort.

De petites quantités de ces composés peuvent provoquer des difficultés respiratoires, une augmentation de la pression artérielle, des modifications du rythme cardiaque, une irritation de l'estomac, une faiblesse musculaire, des modifications des réflexes nerveux, une inflammation du cerveau et du foie, des dommages aux reins et au cœur.

VIII.2. Les effets de la barytine sur l'environnement

Le baryum est un métal blanc argenté qui peut être trouvé dans l'environnement, où il existe naturellement. Il y est présent en combinaison avec d'autres produits chimiques tels que le soufre, le carbone et l'oxygène.

A cause de l'utilisation intensive du baryum dans l'industrie, des quantités importantes de baryum ont été ajoutées dans l'environnement. Par conséquent, dans certains lieux, les concentrations de baryum dans l'air, l'eau et le sol peuvent être plus élevées que les concentrations que l'on trouve naturellement.

Le baryum pénètre dans l'air lors des procédés d'exploitation minière, de raffinage, et lors de la production des composés de baryum. Il peut aussi se retrouver dans l'air lors de la combustion du charbon et du pétrole.

Certains composés du baryum qui sont libérés lors des procédés industriels se dissolvent facilement dans l'eau et on peut les trouver dans les lacs, les fleuves et les rivières. Comme ils sont solubles dans l'eau, ces composés peuvent parcourir de longues distances. Lorsque les poissons et autres organismes aquatiques absorbent les composés de baryum, le baryum s'accumule dans leur corps. Les composés de baryum qui sont persistants restent en général à la surface des sols ou dans les sédiments au fond des eaux. En général, on trouve des niveaux faibles de baryum dans les sols, ces niveaux peuvent être plus élevés dans les sites de déchets dangereux.

Conclusion

Dans ce chapitre nous avons constaté que la barytine est un minéral très important dans le domaine industriel et surtout dans l'industrie pétrolier et chimique à cause de ces différentes propriétés (densité, blancheur, absorbance des rayons ...etc).

- Barytine utilisé dans le domaine pharmaceutique exige une teneur supérieure ou égale 95 % en BaSO_4 .
- Barytine utilisée dans l'industrie chimique exige une teneur supérieure à 90% BaSO_4 au minimum.

Il existe plusieurs gisements barytique autre que Ain Mimoun mais ne sont pas mis en exploitation (Berouaghia, Ichmoul, Dhraissa...etc) et qui peuvent être exploités.

Parmi les méthodes les plus utilisées pour le traitement de la barytine au niveau mondial on peut citer :

- La séparation gravimétrique.
- La séparation optique et radiométrique.
- La flottation (elle est la plus utilisée surtout pour l'obtention du barytine de haute qualité).

The background features a large, light gray watermark of the University of Tébessa logo. It consists of a central emblem with a sunburst rising from an open book, flanked by two stylized figures or structures. The text 'UNIVERSITE DE TEBESSA' is written in a sans-serif font at the bottom of the emblem.

Chapitre III

Technologie de traitement de minerai barytique de Ain Mimoun

UNIVERSITE DE TEBESSA

Technologie de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun

Introduction

L'usine de Ain Mimoun traite, enrichit le Tout-venant Barytique provenant des différents filons dont le but est d'obtenir un produit marchand conforme aux normes API (American Petroleum Institu).

Le procédé de traitement du minerai barytique de la mine de Ain Mimoun est la séparation gravimétrique par jigage qui est basé sur le principe suivant :

Opération de séparation de deux minéraux de poids spécifique différent. Les produits sont soumis à une pulsation verticale périodique au cours de leur écoulement dans un bac. La pulsation est engendrée soit par le mouvement du bac, soit par le mouvement de l'eau, le bac étant fixe. Ces appareils se sont les jigs ou les bacs à piston.

Le traitement de minerai barytique de Ain Mimoun passe par les étapes suivantes :

- Concassage : réduction de la taille des particules afin de libérer le minéral utile de la gangue stérile.
- Criblage : cette opération consiste de faire contrôler la granulométrie du minerai concassé et l'efficacité de cette fragmentation, jusque à l'obtention d'une granulométrie acceptable pour le procédé d'enrichissement suivant.
- Jigage : classement des particules suivant leur densité dans un courant d'eau.
- Séchage : réduction de l'humidité du produit sous l'effet de la chaleur.
- Broyage et classification : pulvérisation du produit et classification granulométrique.
- Ensachage et conditionnement du produit fini pour l'expédition et la commercialisation.

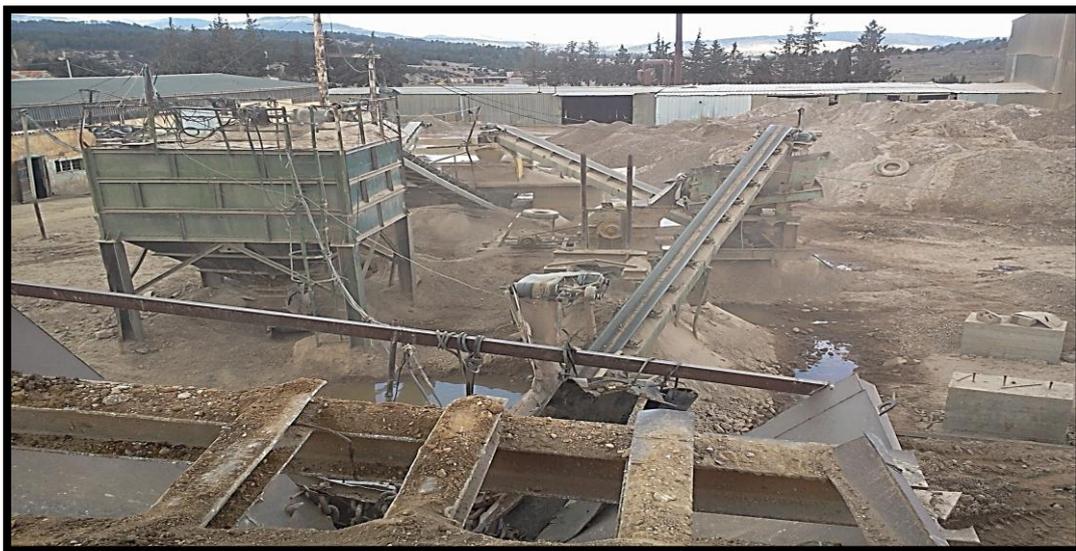


Figure III. 01 : Vue générale de la station du traitement actuel de Ain Mimoun

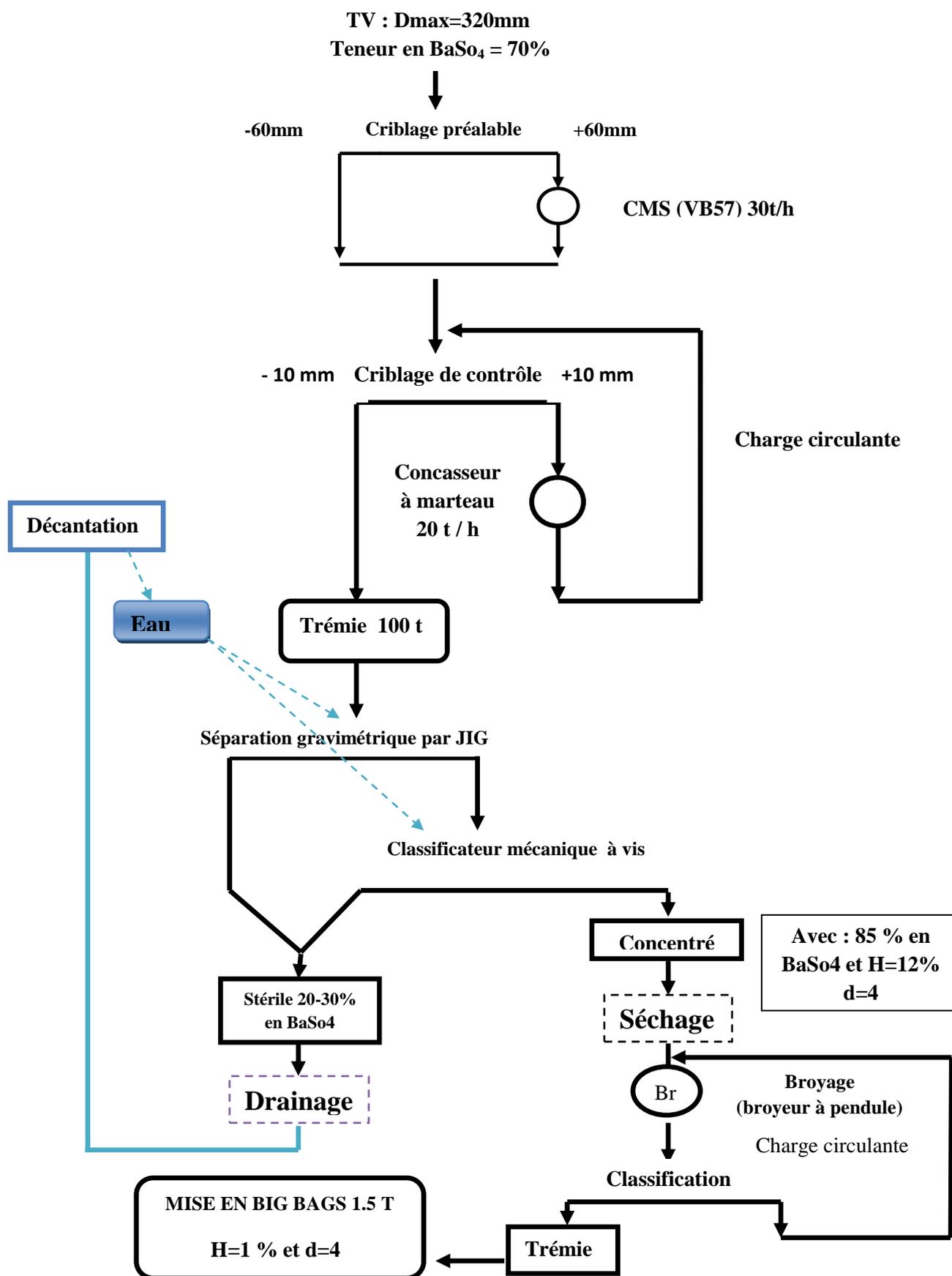


Figure III.02 : Schéma technologique de traitement de la Barytine de Ain Mimoun

I. Etude du schéma technologique existant

I.1.Préparation mécanique du minerai [01]

Cette étape est très importante, ayant pour but de fragmenter le minerai jusqu'à une grosseur nécessaire pour la séparation gravimétrique et en même temps elle assure la libération de la barytine de la gangue. Plusieurs opérations contribuant dans cette étape à savoir; concassage, criblage, broyage et la classification.

I.1.A.Concassage

Le minerai stocké sur une aire de stockage de tout-venant est repris par une pelle chargeuse qui le déverse dans une trémie réceptrice installée au-dessus du concasseur primaire une grille de protection pour ne laisser passer que les blocs inférieurs à 320 mm, le concasseur primaire à mâchoire de marque BERGEAUT (VB57) est alimenté par un vibro-alimentateur situé au fond de la trémie réceptrice qui permettait d'avoir une alimentation constante et régulière.

Les produits obtenus après fragmentation ont une dimension inférieure à 60 mm, la capacité du concasseur primaire est de 20 t/h.

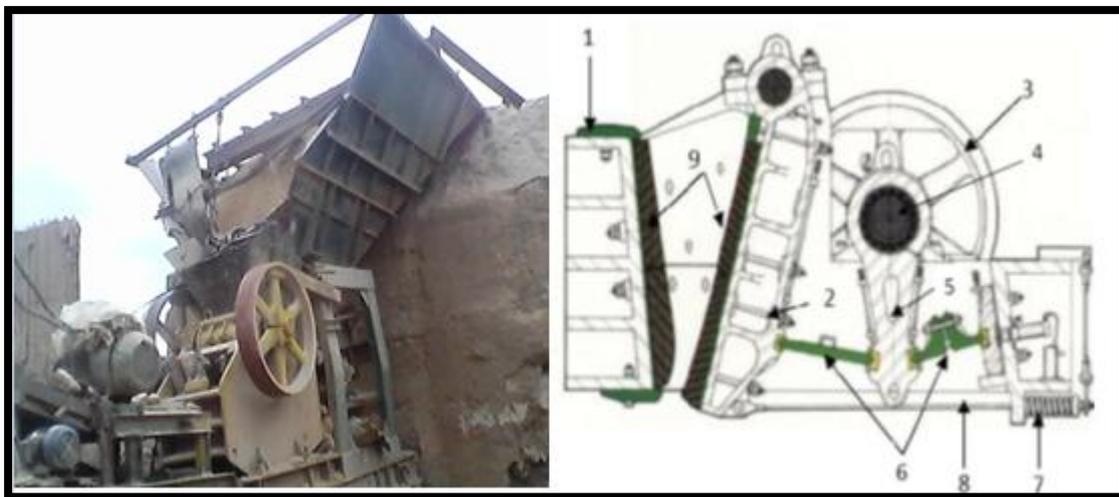


Figure III.03 : Concasseur à mâchoires à simple effet

- | | |
|-----------------------|---------------------------------|
| 1. mâchoire fixe. | 6. plaques articulées. |
| 2. mâchoire mobile. | 7. ressort. |
| 3. volant. | 8. la tige. |
| 4. arbre excentrique. | 9. les plaques des revêtements. |
| 5. la bielle. | |

Technologie de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun

Les concasseurs à mâchoires sont des équipements de travail intense, donc leur construction doit être très robuste. Ils sont faits en acier et munis de blindages en acier et au manganèse. Les plaques peuvent être lisses ou cumulées, ces dernières meilleures pour des minerais durs ou abrasifs. L'angle entre les mâchoires est inférieur à 26° , car un angle plus grand produirait du glissement qui réduit la capacité et augmente l'usure.

➤ Principe de fonctionnement [13]

Il se compose de deux mâchoires. L'une est fixe **1**, et l'autre mobile **2**, autour d'un axe, La mâchoire mobile est animée d'un mouvement alternatif par un volant **3**, excentrique **4**, bielle **5**, et deux plaques articulées **6**.

La mâchoire mobile se rapproche de la mâchoire fixe lorsque la bielle commandée par l'excentrique, monte lors de la rotation de l'arbre excentrique à l'aide de la bielle et les plaques articulées provoquant un mouvement de va-et-vient de la mâchoire mobile.

Le retour de la mâchoire mobile est assuré par son propre poids et le ressort **7**, avec la tige **8**. Le concassage de minerai s'effectue périodiquement au rapprochement des mâchoires, lors de recul de la mâchoire mobile de celle fixe, s'effectue le déchargement des matériaux concassés.

I.1.B. Criblage de contrôle [01]

Le minerai de granulométrie inférieure à 60 mm est acheminé à l'aide d'une bande transporteuse sur un crible vibrant de marque BERGEAUT CVB 1020. Le crible muni d'une toile tissée de mailles de 10 mm d'ouverture.

Le refus du crible (+10mm) passe dans un concasseur à percussion (à marteau) pour réduire la dimension jusqu'à 10mm. Après fragmentation, la charge retourne avec le minerai sortie du concasseur primaire et déversé sur le même crible pour contrôler la granulométrie.



Figure III.04 : Crible vibrant de Ain Mimoun (Mauvais état)

Technologie de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun

Le crible vibrant installé dans la chaîne de traitement de Ain Mimoun est dans une mauvaise état, ce qui influe sur l'efficacité de séparation du jig. C'est pour cela qu'il faut le remplacé par un nouveau crible.

I.1.C. Concassage secondaire [01]

Le refus du crible +10 mm passe dans un concasseur à percussion de marque LORO PARISINI. Après fragmentation la charge retourne avec le minerai qui sort du concasseur primaire sur crible.

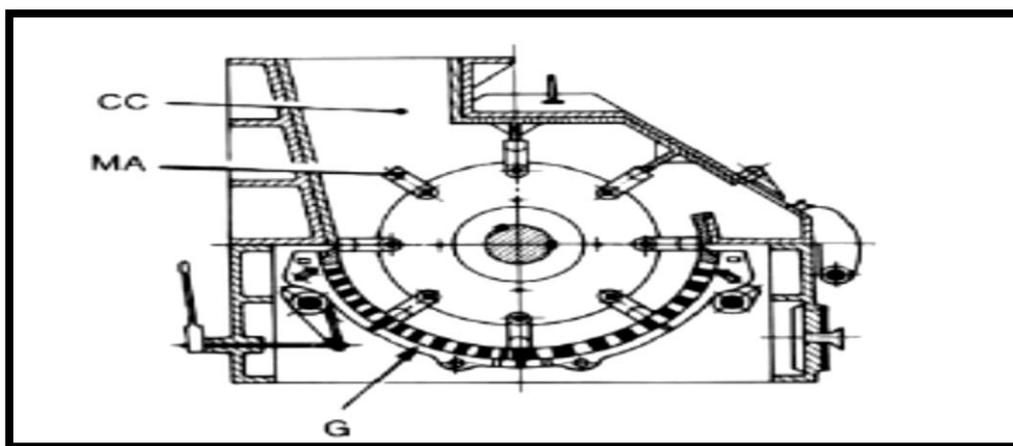


Figure III.05 : Concasseur à percussion (mono rotor à marteau articulé) [13]

CC : Chambre de concassage.

MA : Marteau articulé.

G : Grille de décharge.

➤ **Mode de fonctionnement du concasseur à marteaux** [13]

Le mode d'action principal de ces concasseurs est la percussion. Celle-ci peut être soit directe sous l'action d'outils métalliques tournant à grande vitesse, soit indirecte par projection des matériaux à très grande vitesse contre des plaques de choc formant des enclumes fixes. Les appareils sont donc munis de rotors équipés d'outils de choc qui tournent à grande vitesse autour d'un axe, généralement horizontal, à l'intérieur d'une chambre de concassage dont la sortie peut être équipée d'une grille. Communément, on différencie les concasseurs à impact (percussion indirecte) des concasseurs à marteaux articulés (percussion directe), bien que tous les deux conjuguent les mêmes modes d'action.

Le passant du crible dont la granulométrie est inférieure à 10 mm transporter à l'aide d'une bande transporteuse est déverser dans une trémie intermédiaire de 100 t , cette dernière permettait , d'une part d'avoir une autonomie de fonctionnement pour le jig de 3 à 4 heures d'autre part d'avoir une alimentation contrôlée et constante au niveau de la section Jigage.

Technologie de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun

I.2.Séparation par jigage et classification [01]

Le minerai concassé inférieur à 10 mm stocké dans la trémie qui alimente un jig WEMCO REMER qui consiste à enrichir le produit par la séparation des particules légères par voie humide et dont le rendement dépend de la qualité du minerai concassé, de sa granulométrie et du rapport solide / liquide qui doit être de 0,3 à 0,5.



Figure III.06: Jig WEMCO de Ain Mimoun

Après traitement gravimétrique deux produits sont obtenus :

- Une fraction lourde dite : concentré.
- Une fraction légère dite : stérile.

La fraction lourde (concentré de baryte) est par l'intermédiaire d'une goulotte déversé dans un classificateur à vis sans fin. Cette dernière assure la remontée du concentré en continu tout en laissant s'écouler l'eau. Le concentré ainsi évacué par le classificateur avec une humidité avoisinant de 20 à 25 % et à l'aide d'une bande transporteuse est mis sur une aire de stockage, pour lui permettre de s'égoutter naturellement et de réduire l'humidité, la capacité du jig est de 10 à 12 T/heure.

La fraction légère (stérile) est par gravité à l'aide d'une goulotte évacuée sur une aire de stockage, après égouttage, il est repris à l'aide d'une pelle chargeuse pour être stocké à l'extérieur du site.

Le concentré après égouttage est repris par une pelle chargeuse pour y être stocké dans une trémie à proximité du four sécheur.

L'usine est alimentée en eau claire par un sondage situé à quelques kilomètres en amont de l'usine, cette eau qui arrive à l'usine par gravité est stockée dans un bassin qui alimente le jig, et l'eau de traitement est recyclée après décantation dans une digue.

I.3.Station de séchage et broyage [01]

I.3.A.Séchage

Un sécheur rotatif Soudron CHM200 avec une vitesse de rotation de 2.5 tr / min et une température qui peut atteindre 120 °C. Le sécheur est alimenté en minerai concentré avec $H= 12\%$ max par un distributeur et une bande transporteuse. Le produit se débarrasse de l'humidité 1% max et par l'intermédiaire d'un élévateur, il sera stocké dans la trémie du produit brut.



Figure III.07: Station de séchage

I.3.B.Broyage

Le broyeur pendulaire Soudron SACRE BP16 est alimentés par la trémie de produit sec ($d < 10\text{ mm}$), ce dernier est broyé jusqu'à une finesse de 3 % max refus de la classe 74 μm , le produit broyé passe à une trémie de stockage par une voie d'air (aspiration par une ventilateur à grande capacité), les schlamms du broyeur sont aspirées et stockées.

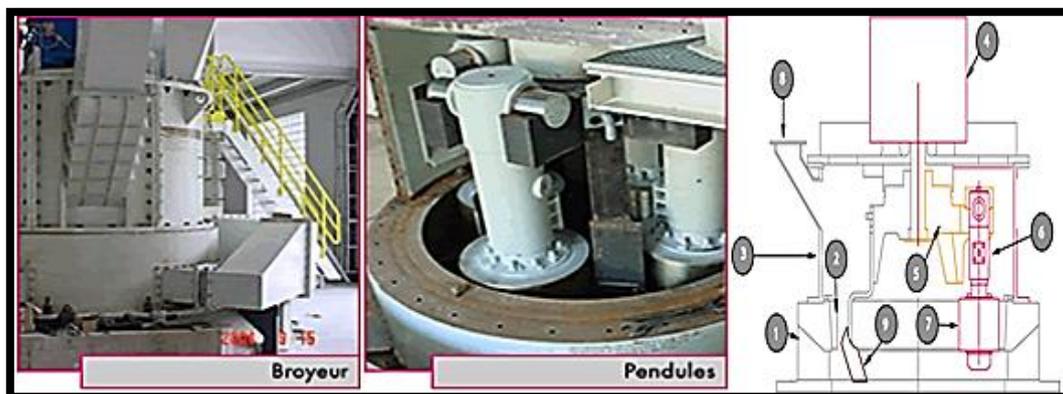


Figure III.08 : Broyeur à pendules (pendulaire) [14]

Technologie de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun

➤ Description de l'installation [14]

1- Le broyeur repose sur la base 1 autour de laquelle se trouve une volute de répartition de l'air de transport de la matière pulvérisée. La base est munie d'aubes profilées qui assurent l'entrée tangentielle de l'air dans le broyeur, ce qui provoque une première sélection.

2- La base supporte le chemin de roulement horizontal 2.

3- Au-dessus de la base se trouve la chambre de broyage 3 composée de segments démontables permettant un accès aisé aux pendules pour leur lubrification et leur démontage durant les périodes d'entretien.

4- La commande se compose d'une transmission à poulies et courroies ou d'un réducteur conique 4. Les arbres sont exempts de clavettes. Les calages sont réalisés au moyen d'un dispositif de fretage à froid facile à monter et à démonter

5- L'extrémité inférieure de l'arbre vertical supporte une étoile 5 à deux, trois ou quatre branches

6- A chacune des branches est suspendu librement un pendule vertical 6 par l'intermédiaire de deux tourillons

7- A l'extrémité de chaque pendule se trouve un galet 7 tournant librement. La rotation de l'étoile entraîne les pendules et le broyage s'effectue sous la pression des galets contre le chemin de roulement

8- La matière à broyer est alimentée par le distributeur alvéolaire 8 et tombe dans la base

9- La matière à broyer est reprise par les socs 9 pour être projetée entre les galets et le chemin de roulement.

➤ Caractéristiques techniques

Les granulométries allant de 0-30 mm à l'alimentation et de 40 µm à 150 µm à la sortie.

Le broyeur pendulaire BP16 est capable de broyer 16 t/ h. Ce broyeur avec ses auxiliaires a une puissance installée totale d'environ de 800 KW.

I.3.C. Ensachage et conditionnement [01]

Le produit fini est ensaché et conditionnées dans des big - bag de 1,5 tonne par des ensacheuses de marque Testut. Un contrôle et effectué par prélèvement sur chaque lot de 20 tonnes, les résultats sont consignés sur le registre journalier de production de produit fini.

II. Les capacités et l'état des installations

La station de concassage criblage est reconnue vétuste et pose les problèmes suivants :

- Arrêts fréquents.
- Difficultés de réparation compte tenu de l'ancienneté des équipements (difficultés de trouver des pièces sur le marché, irrationalité du système de criblage ...etc.)

On voit qu'en cas d'augmentation de la production, les capacités opérationnelles seront en mesure d'y faire face, sans doute avec plus de difficulté de maintenance. la rénovation des installations de concassage sont prévue.

Tableau III.01 : Les capacités et l'état des installations [01]

Désignation	Capacité installée en T/Heure	Capacité actuelle en T/Heure	Etat des équipements
Concassage primaire	60	30	Mauvais
Concassage secondaire	35	18	Mauvais
Jig	20-30 en tout-venant	12 à 15	Etat de dégradation très avancé
Séchage	12-16	12-16	Bon
Broyage fin	12-15	12-15	Bon
Conditionnement	16	10-12	Bon

Conclusion

La méthode de traitement gravitationnelle est considérée comme étant la plus économique, cependant certains problèmes demeurent sans solutions.

- Concentré de moyenne qualité
- Granulométrie limitée (difficulté pour les fines)
- Décharge de stériles nocives dans l'environnement.
- La dureté des autres roches.

La méthode de traitement gravitationnelle appliquée au niveau de la mine de Ain Mimoun a démontrée ses limites. Le concentré obtenu par la chaîne de traitement actuel ne répond pas en quantité et en qualité aux exigences de certains consommateurs (produits pharmaceutiques et chimiques etc.).

- Barytine utilisée dans le domaine pharmaceutique exige une teneur supérieure ou égale 95 % en BaSO_4 .
- Barytine utilisée dans l'industrie chimique exige une teneur supérieure à 90% BaSO_4 .

La valorisation interne du produit reste faible et ne pourra pas satisfaire en quantité et qualité la demande nationale vu la structure actuelle des ateliers et le schéma technologique de traitement utilisé. Entraînant ainsi :

- Pertes en minéral utile dans les stériles avec une teneur en BaSO_4 de 20 à 30%
- Diminution de la capacité de production projetée
- Augmentation du prix de revient d'une tonne de concentré de barytine.

The background features a large, light gray watermark of the University of Tébessa logo. The logo consists of a central emblem with a sunburst rising from an open book, flanked by two stylized buildings. The text 'UNIVERSITE DE TEBESSA' is written in a sans-serif font at the bottom of the emblem.

Chapitre IV

Calcul du schéma de traitement proposé

UNIVERSITE DE TEBESSA

Introduction

Les marchés de la barytine sont conditionnés par un usage principal (80 %) lié aux forages d'exploration et d'exploitation pétrolière et gazière. Ce marché fluctue, puisqu'il dépend du volume des travaux de recherche et de production des hydrocarbures dans le monde.

la barytine est très important dans le domaine pétrolier puis que il est utilisé comme une boue de forage, on peut dire que la consommation de la barytine dans le forage est réduite pour cela il faut avoir de nouveaux consommateurs de ce produit (la pharmacie, la verrerie, la chimie...etc.), mais il est nécessaire de trouver une nouvelle méthode de traitement qui nous donne un concentré de barytine qui répond aux exigences de ces divers domaines d'utilisation puis que le concentré obtenu à Ain Mimoun avec la chaîne de traitement actuelle à une teneur limitée qui ne dépasse pas 85 % en BaSO₄ (l'utilisation de ce type de barytine est limité seulement dans le forage pétrolier) en plus de ça dans l'unité de Ain Mimoun il y a beaucoup perte de barytine dans les rejets qui occupe 25% de la production avec une teneur de 20 % en BaSO₄.

L'utilisation de la barytine dans le domaine chimique exige une teneur riche en BaSO₄. La production de carbonate de baryum exige une qualité correspondant à un minimum de 97 à 98 % de BaSO₄. Les impuretés restantes représentent des frais pour le chimiste et des pénalités pour le producteur. Les oxydes de fer ou la silice ne doivent pas dépasser le seuil de 1% ; ce qui correspond, en prix de revient, à une diminution de plusieurs pourcents de BaSO₄. Le ratio SrSO₄/ BaSO₄ exprimé en % doit être aussi faible que possible, environ de 1 %. La teneur en CaF₂ doit correspondre à des traces ; quelques centaines de ppm. Les chimistes veillent à utiliser des concentrés à faibles contenus en sulfures de plomb et de zinc, en cuivre, en nickel, terre rares et carbonates. [02]

Tableau IV.01 : les exigences en barytine dans l'industrie chimique [10]

Les éléments chimiques	La teneur en BaSO₄ % Dans le concentré exigé
BaSO ₄	> 90.00
SiO ₂	< 2.50
Fe ₂ O ₃	< 0.15
CaO	...
MnO	...
Pb	...
CaF ₂	< 1.00

Calcul du schéma de traitement proposé

En verrerie,. Les fabricants demandent généralement une barytine avec $\text{BaSO}_4 > 90 \%$; $\text{SiO}_2 < 2.5 \%$ et $\text{Fe}_2\text{O}_3 < 0.15 \%$. [02]

A partir des données collectées pendant le stage et les informations qui se trouvent dans la recherche bibliographique, on trouve que la flottation est la meilleure technique utilisée pour l'obtention d'un concentré de bonne qualité qui répond aux exigences industriels.

Pour élever les indices technologiques, on ne peut pas utiliser la même méthode pour toutes les classes granulométrique, c'est pourquoi, on doit utiliser deux ou trois méthodes d'enrichissement.

La qualité du tout venant du minerai barytique de Ain Mimoun est bonne (minerai riche 60 à 70 % en BaSO_4) ; alors que le concentré obtenu est d'une mauvaise qualité 85 % en BaSO_4 . On peut dire que ce traitement n'est pas rationnel, car on a vu qu'on peut obtenir des concentrés de bonne qualité avec une teneur supérieure à 95 % en BaSO_4 à partir des minerais pauvres ou complexes.

I. Caractérisation du minerai barytique de Ain Mimoun

L'étude de caractérisation a pour but de déterminer les différentes espèces minérales constituant le minerai de Ain Mimoun et leurs proportions. Dans cette étude on a aussi réalisés quelques essais sur des échantillons prélevés lors du stage pratique au sein de la mine.

I.1. La composition minéralogique

Tableau IV.02 : Composition minéralogique de la barytine de Ain Mimoun. [1]

Minéral	Densité	Dureté	Couleur
Sulfate de Baryum BaSO_4	4,4	3 - 3,5	Blanche
Calcite CaCO_3	2,72	2,5 - 3	incolore ou blanc opaque
Quartz SiO_2	2,5 - 2,6-5	7	Blanc
Hématite Fe_2O_3	5,26	5 - 6	gris ou noir
Galène PbS	7,58	2,5	Gris de plomb
Covelline CuS	4,6 - 4,76	1,5 - 2	Bleu
Malachite Cu_2CO	3,9 - 4,05	3,5 - 4	vert brillant
Feldspath KAlSi_3	2,5 - 2,6	6 - 6,5	Incolore
Bauxite Al_2O_3	2,5	Friable	gris bleuté

I.2. La composition chimique

Tableau IV.03 : la composition chimique de la barytine de Ain Mimoun [15]

Teneur des éléments majeurs (%)											
BaSO ₄	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	SrO	P ₂ O ₅	PAF
70.82	23.13	0.46	0.60	1.45	0.01	0.52	0.01	0.39	2.19	-----	0.80

Suite à la composition chimique de La barytine de Ain Mimoun il est remarquable que le sulfate de baryum BaSO₄ est dominant (70.82 %) avec une présence d'une teneur peu importante de silice (SiO₂). Il contient des teneurs très faibles d'autres éléments (Al₂O₃, Fe₂O₃, MgO).

I.3. Analyse microscopique des lames minces [16]

Une lame mince de roche est une préparation spécifique effectuée par un litho-préparateur. Ces préparations consistent à amincir un échantillon de roche, préalablement collé sur une plaque de verre, à une épaisseur de 30 micromètres (davantage pour les lames destinées à la micropaléontologie)

La réalisation de ces lames minces est élaborée suit un protocole précis dont les principales opérations sont :

- le sciage de l'échantillon à la scie diamantée ; on découpe un « sucre », petit volume de roche n'excédant pas 8 à 10 centimètres cubes.
- le rodage de la surface à coller ; Les sucres et les lames de verre qui seront utilisés doivent avoir une planéité parfaite pour être collés ensemble.
- le collage de l'échantillon sur plaque de verre ; Les sucres sont collés sur les lames en verre à l'aide d'une résine de type Araldite.
- le sciage de la préparation à environ 1 mm ; Le sucre est scié avec un disque diamanté de précision qui garantit le parallélisme entre la face collée et la face sciée.
- la mise à l'épaisseur de la lame mince ; Il faut maintenant abaisser progressivement l'épaisseur de la roche jusqu'à ce qu'elle devienne transparente.
- la couverture ou le polissage de la préparation selon analyses ultérieures ; Avec les poudres abrasives, par passes successives, on diminue très lentement l'épaisseur de la roche en vérifiant fréquemment l'avancement du rodage.

Calcul du schéma de traitement proposé

- L'observation au microscope polarisant ; L'observation va se faire au microscope photonique polarisant. L'épaisseur standard de 30 micromètres permet la reconnaissance des minéraux constitutifs de la roche.
- Interprétation des résultats.

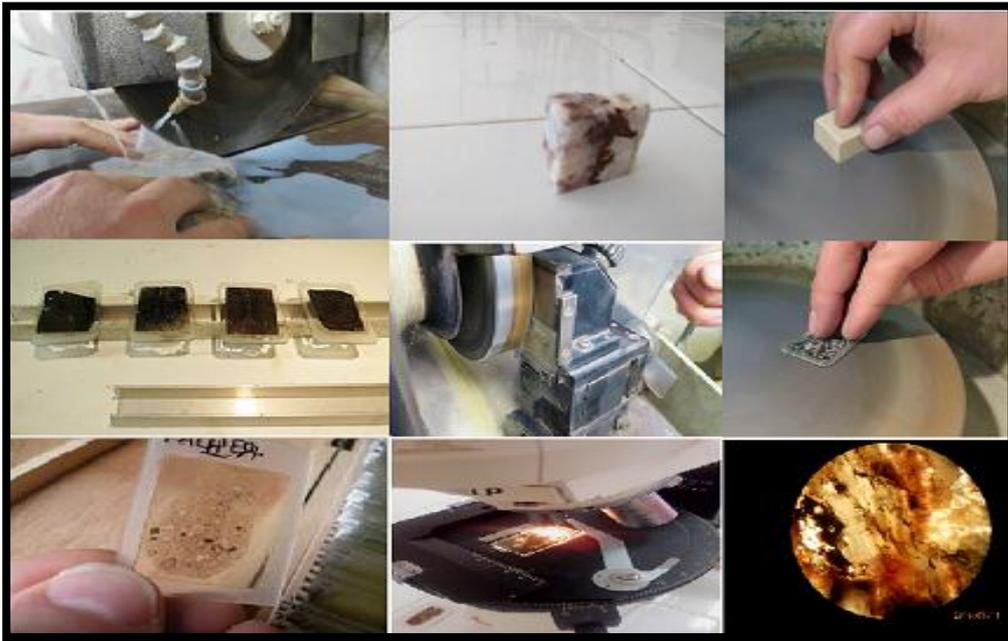


Figure IV.01 : étapes de préparation des lames minces

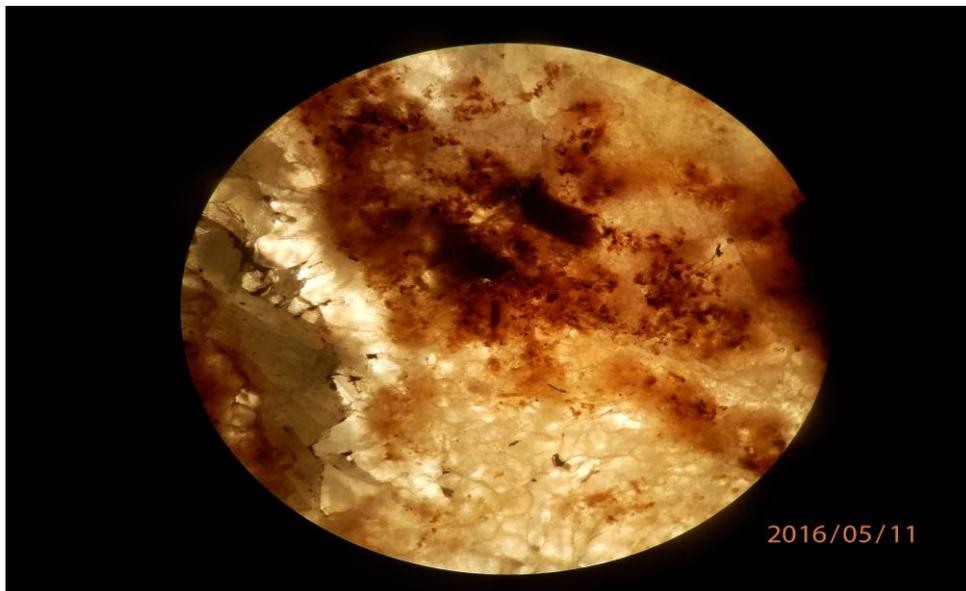


Figure IV.02 : Vue microscopique des lames minces de la barytine de Ain Mimoun

L'observation a été effectuée sous un microscope optique de laboratoire de département de la géologie de l'université de TEBESSA. Les résultats de l'analyse microscopique sont illustrés dans la figure IV.02, montre la présence des grains grossiers de sulfate de baryum encaissé

dans un complexe carbonaté représenté par des calcaires, dolomies, marnes et argiles, ils montrent aussi la présence des oxydations de fer .

I.4.L'analyse granulométrique

I.4.1. Description de l'essai

Le matériau est séché dans l'étuve à une température de 105 °C (ou sur une plaque chauffante), après on fait l'homogénéisation en utilisant le diviseur pour un échantillon représentatif. On emboîte les tamis les uns sur les autres, dans un ordre tel que la progression des ouvertures soit croissante du bas de la colonne vers le haut. En partie inférieure, on dispose un fond étanche qui permettra de récupérer les fines. Un couvercle sera disposé en haut de la colonne afin d'interdire toute perte de matériau pendant le tamisage.

On appellera tamisât le poids du matériau passant à travers un tamis donné et refus le poids de matériau retenu par ce même tamis.



Figure IV.03 : Photo qui montre le séchage du matériau avant le tamisage



Figure IV.04: Tamiseuse électro-vibrante de laboratoire des mines

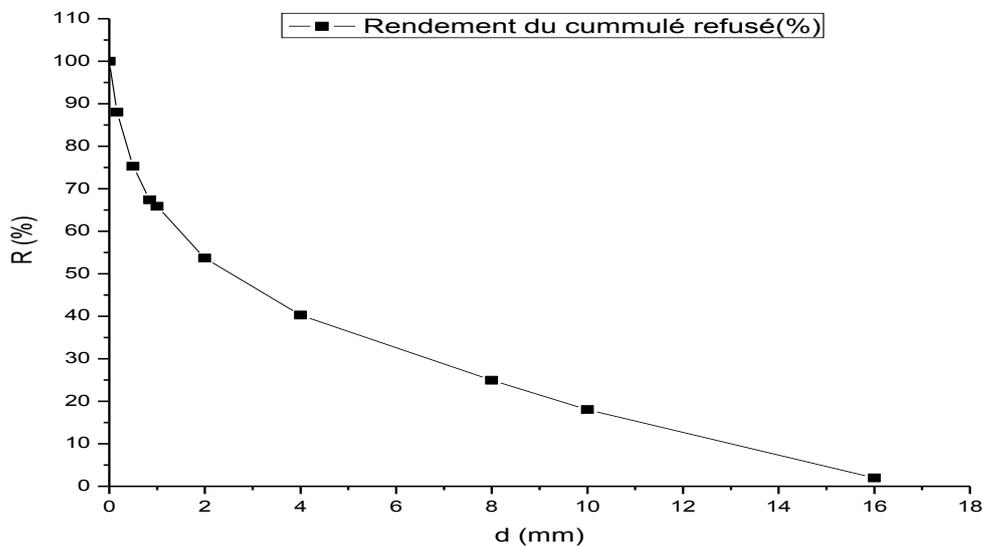
Calcul du schéma de traitement proposé

I.4.2. Expression des résultats de la courbe granulométrique

Les résultats de la composition granulométrique du tout-venant TV qui alimente le jig sont représentés dans le tableau suivant.

Tableau IV.04: Résultats d'analyse granulométrique du TV concassé qui alimente le jig.

Tranches Granulométriques En (mm)	Poids en (g)	Rendements		
		Partiale γ en (%)	Cummulé des classes refus $\sum \gamma \downarrow$ en (%)	Cummulé des classes passées $\sum \gamma \uparrow$ en (%)
+16	25.3	1.95	1.95	100
-16 +10	207.7	16.07	18.02	98.05
-10 +08	89.6	6.93	24.95	81.98
-08 +04	198.1	15.33	40.28	75.05
-04 +02	172.8	13.37	53.65	59.72
-02 +01	158	12.22	65.87	46.35
-01 +0.85	19.1	1.52	67.39	34.13
-0.85 +0.5	101.5	7.85	75.24	32.61
-0.5 +0.16	165.2	12.78	88.02	24.76
-0.16 +0	154.8	11.98	100	11.98
Total	1292	100	----	----



Graphe IV.01 : La caractéristique de grosseur du TV

I.5. Mesure de la densité de chaque tranche

La densité est l'une des propriétés bien connue de la barytine et lié directement à son usage dans plusieurs domaines. Cette propriété varie en fonction de la teneur en $BaSO_4$. On a réalisé l'essai de densité sur chaque tranche granulométrique pour déterminer la tranche la plus riche en $BaSO_4$.



Figure IV.05 : les tranches granulométrique a analysé

I.5.1. Description de l'essai

La densité est le rapport de la masse volumique d'un solide sur la masse volumique du liquide utilisé pour mesurer la densité (l'eau en général). Il existe plusieurs méthodes pour déterminer la densité, la méthode pycnométrique est utilisée dans notre présente étude. Qui se base sur le changement d'un volume connue (V_i) a un volume final (V_f) après de déverser une masse connue d'une tranche granulométrique dans le pycnomètre gradué.



Figure IV.06 : Pycnomètre gradué utilisé pour l'essai

La densité = la masse volumique du solide / la masse volumique du liquide (eau)

$$d = \rho_{\text{solide}} / \rho_{\text{eau}}$$

Calcul du schéma de traitement proposé

ρ_{solide} : la masse volumique du solide (g/cm^3).

ρ_{eau} : la masse volumique du liquide (eau) (g/cm^3).

La masse volumique calculée selon la formule suivante :

$$\text{la masse volumique} = \frac{\text{masse du solide}}{\text{volume finale} - \text{volume initial}} \quad (\text{g}/\text{cm}^3)$$

La masse du solide : la masse de tranche prélevée (g).

Volume initial dans le pycnomètre : V_i en (cm^3).

Volume final dans le pycnomètre : V_f en (cm^3).

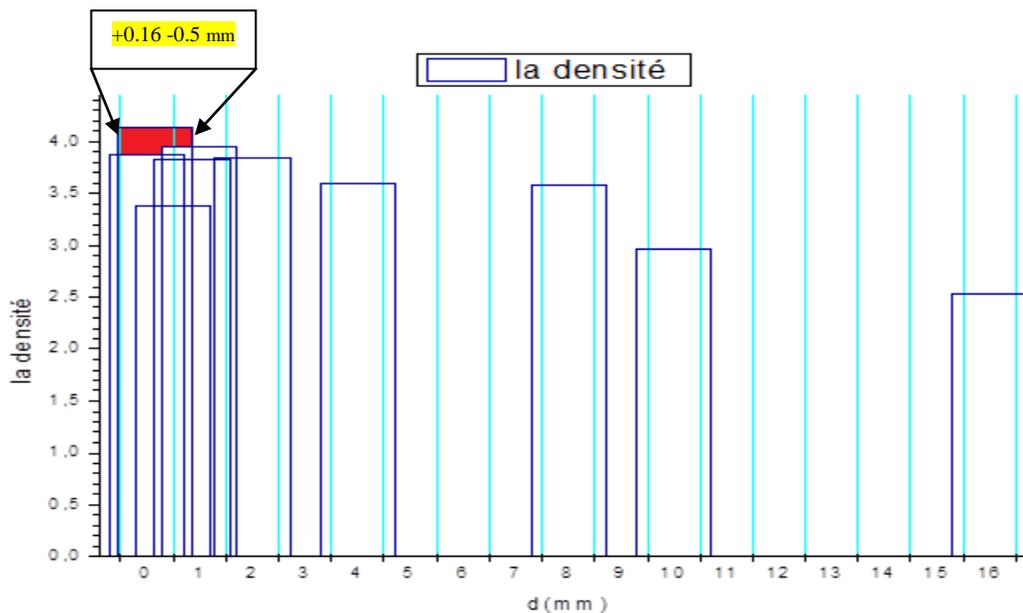
La masse volumique du liquide (eau) $\rho_{\text{eau}} = 1 \text{ g}/\text{cm}^3$.

I.4.2. Expression des résultats

Les résultats des densités obtenues de chaque tranche sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau IV.05: Résultats de la densité de chaque tranche

La tranche granulométrique (mm)	masse (g)	V_i (cm^3)	V_f (cm^3)	ρ_{solide} (g/cm^3)	Densité
+16.0	25.3	100	110	2.53	2.53
-16.0 +10.0	207.7	250	320	2.96	2.96
-10.0 +8.00	89.6	150	175	3.58	3.58
-8.00 +4.00	198.1	150	205	3.6	3.6
-4.00 +2.00	172.8	200	245	3.84	3.84
-2.00 +1.00	158	200	240	3.95	3.95
-1.00 +0.85	19.1	100	105	3.82	3.82
-0.85 +0.50	101.5	200	230	3.38	3.38
-0.50 +0.16	165.2	180	220	4.13	4.13
-0.16 +0.00	154.8	250	290	3.87	3.87



Graphe IV.02 : Histogramme des densités de chaque tranche granulométrique

L'histogramme présente les densités en fonction de la granulométrie des tranches il montre que la tranche la plus riche en BaSO_4 est celle de [0.16 à 0.5].

II. Schéma de préparation mécanique proposé

Le schéma de préparation mécanique proposé pour le minerai barytique de Ain Mimoun en vue d'augmenter la production et d'améliorer la qualité, ce dernier comprend seulement deux stades de concassage et un stade de broyage (la grosseur maximale est 320 mm, le minerai mi-dur avec une dureté de 3.2 à 3.5). Dans le premier stade, le tout-venant doit subir un criblage préalable avant le concassage. Dans le deuxième stade, le minerai concassé est acheminé vers un crible de contrôle avec une charge circulante, le minerai concassé est contrôlé et stocké dans des trémies pour le processus de traitement suivant.

70% du minerai concassé est stocké dans des trémies pour alimenter la station de jigage et le reste 30% est déversé directement dans le broyeur pour subir une réduction jusqu'à la dimension nécessaire pour la flottation (+0 -0.5 mm la tranche la plus riche en BaSO_4). A la fin du broyage, le minerai est dirigé vers la classification

Calcul du schéma de traitement proposé

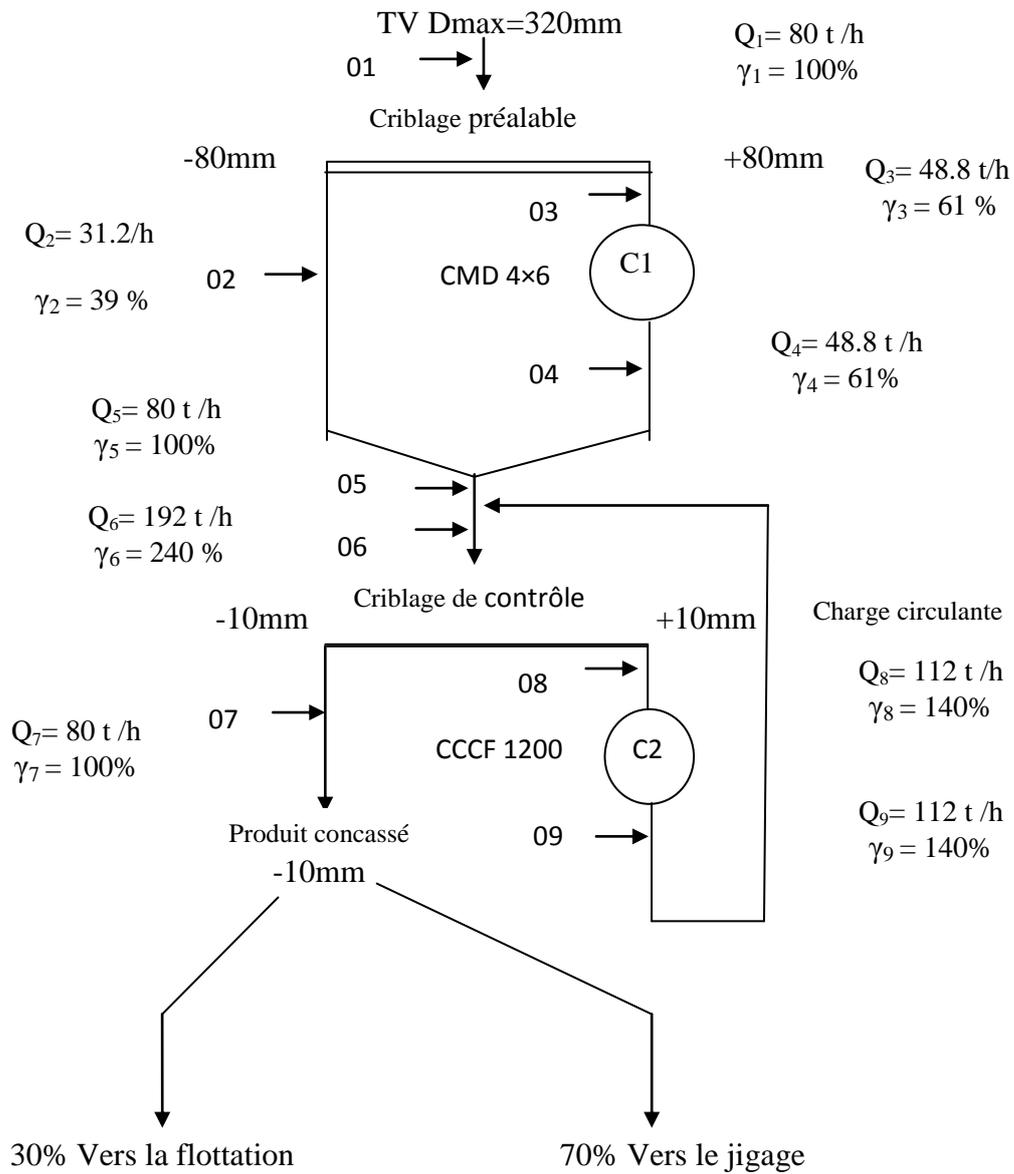


Figure IV.07: Schéma de préparation mécanique proposé

II.1. Calcul du schéma de préparation mécanique proposé

II.1.1. Calcul préalable du schéma d'atelier de concassage

Le schéma de concassage est calculé à deux reprises. Dans le calcul préalable on détermine approximativement les poids de tous les produits et on établit les exigences qui déterminent le choix des concasseurs.

II.1.1.1. Les Données de départ

- Teneur du tout-venant en BaSO₄: 70 %.
- Grosseur maximale du tout-venant : $D_{\max} = 320\text{mm}$.
- Production annuelle : $Q_{\text{ans}} = 460800 \text{ t/an}$.
- Teneur du concentré obtenue par le jigage : 85% en BaSO₄.
- Densité du minerai = $4,20 \text{ g/cm}^3$.
- La dureté du minerai = 3,2-3,5.
- Densité foisonné : $d = 3.36 \text{ t/m}^3$
- Coefficient de foisonnement $k_f = 0.8$.

II.1.1.2. La production théorique d'un atelier de concassage

- On détermine la production théorique d'un atelier de concassage d'après la formule suivante :

$$Q_1 = \frac{Q \cdot M_{br}}{M_c \cdot N_p \cdot N_h}$$

Où :

Q : Production d'un atelier de broyage = 1280t/j

M_{br}: Nombre des jours de travail d'un atelier de broyage par semaine = 5

M_c : Nombre des jours de travail d'un atelier de concassage par semaine = 5

N_p : Nombre des postes d'un atelier de concassage par 24 heures = 2

N_h : Nombre des heures de travail d'un atelier de concassage par poste = 8

$$Q_1 = (Q \times M_{br}) / (M_c \times N_p \times N_h)$$

$$Q_1 = \frac{1280 \times 5}{5 \times 2 \times 8} = \frac{6400}{80} \quad Q_1 = 80 \text{ t/h}$$

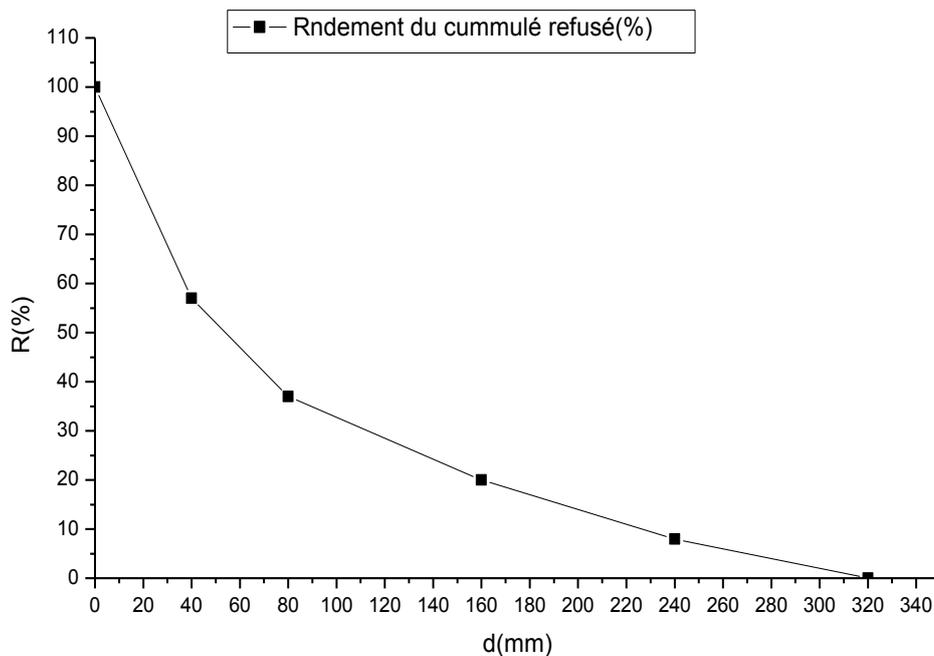
Calcul du schéma de traitement proposé

II.1.1.3. Caractéristiques granulométriques de grosseur du minerai brut

- Pour tracer le graphique de la caractéristique de grosseur du minerai brut il faut calculer les rendements d'après le rendement total : $D_{\max} = 320$ mm.

Tableau IV.06 : analyse de tamisage du minerai TV

Tranche granulométrique en fonction de D_{\max}	Classes granulométrique (mm)	Rendements%	
		Partiel γ (%)	Cummulé Refusé $\sum \gamma$
$-D_{\max}$ $+3/4 D_{\max}$	-320 + 240	08	100
$-3/4 D_{\max}$ $+1/2 D_{\max}$	-240 + 160	12	92
$-1/2 D_{\max}$ $+1/4 D_{\max}$	-160 + 80	17	80
$-1/4 D_{\max}$ $+1/8 D_{\max}$	-80 +40	20	63
$-1/8 D_{\max}$ +0	-40 + 0	43	43
Total	-----	100	-----



Graphé IV.03 : La caractéristique de grosseur du minerai brut

II.1.1.4. Les degrés de concassage de chaque étage

- On fixe des degrés de concassage pour chaque étage de concassage.
- Le degré général est égal à

$$i_g = \frac{D_{max}}{d_{max}} = i_1 \times i_2$$

- D_{max} : grosseur maximale des morceaux.
- d_{max} : grosseur de l'alimentation du broyage.

$$i_g = \frac{D_{max}}{d_{11}} = \frac{d_1}{d_{11}}$$

$$= \frac{320}{10}$$

$$I_g = 32$$

$$I_{moy} = \sqrt[3]{I_g} = \sqrt[3]{32}$$

$$I_{moy} = 3.17$$

i_m : degré moyen de concassage.

i_1, i_2 , sont les degrés de concassage dans le premier et deuxième .

- $i_1 = 3$ à 4 on fixe $i_1 = 4$
- $i_2 = 4$ à 8 on fixe $i_2 = 8$

II.1.1.5. Les dimensions des morceaux maximums

- On détermine les dimensions des morceaux maximums d'après les formules suivantes :

- $d_5 = d_1 / i_1 = 320 / 4$

$$d_5 = 80 \text{ mm}$$

- $d_7 = d_5 / i_2 = 80 / 8$

$$d_7 = 10 \text{ mm}$$

- $d_9 = \frac{d_1}{i_1 \cdot i_2} = 320 / 32$

$$d_9 = 10 \text{ mm}$$

II.1.1.6. Dimensions des fentes de déchargement des concasseurs

- On détermine les dimensions des fentes de déchargement des concasseurs d'après les données pratiques moyennes

Tableau IV. 07 : grosseur relative du produit concassé

Catégories de la dureté du minerai	Concasseur grossier		Concasseur à cône	
	A cône CCI(Z ₁)	A mâchoires (Z ₁)	CCI (Z ₂)	CCF (Z ₃)
Minerai demi dur	1.4	1.5	2,5	3.2

$$S_1 = d_5 / Z_1 = 80 / 1.5 = 53.33 \text{ mm}$$

$$S_2 = d_9 / Z_2 = 10 / 3.2 = 3.125 \text{ mm}$$

$$S_3 = 0.8 \times d_{11} = 0.8 \times 8 = 6.4 \text{ mm}$$

II.1.1.7. Dimensions des ouvertures de chargement des concasseurs

- D'habitude les dimensions des ouvertures de chargement des concasseurs sont approximativement de 10 à 20 % plus grandes que la dimension du morceau maximum entrant dans un concasseur c'est-à-dire
- $B_1 = (1,1 - 1,2) d_1$; $B_2 = (1,1 - 1,2) d_5$; $B_3 = (1,1 - 1,2) d_9$
Donc ;
- $B_1 = 1,15 \times d_1$; $B_1 = 368 \text{ mm}$
- $B_2 = 1,15 \times d_5$; $B_2 = 92 \text{ mm}$

II.1.1.8. Dimensions des ouvertures des cribles

- On fixe les dimensions des ouvertures des cribles entre la dimension du morceau obtenu dans l'étage donné de concassage et la dimension de la fente de déchargement d'un concasseur .c'est-à-dire :

$$d_5 \geq L_1 \geq S_1 \quad , \quad d_9 \geq L_2 \geq S_2 \quad , \quad d_{11} \geq L_3 \geq S_3$$

On prend souvent dans les calculs préalables :

- $L_1 = d_5 = 80 \text{ mm}$
- $L_2 = d_9 = 10 \text{ mm}$

II.1.1.9.L'efficacité de criblage

- On fixe l'efficacité des opérations de criblage conformément au type supposable de crible.
- Dans le premier étage comme d'habitude on installe des cribles à barreaux fixes .Ils ont une 'efficacité de 60 à 70 % ($E_1=0,6 : 0,7$). Dans le deuxième on installe des cribles vibrants. Ils ont une efficacité de criblage de 0,8 à 0,85.

Donc :

- $E_1=65\%$
- $E_2=85\%$

II.1.1.10.Les poids des produits pour le 1^{er} étage de concassage

- On détermine les poids des produits pour le premier étage de concassage d'après les formules suivantes :

- $Q_2 = Q_1 \times B_1^{-1} \times E_1$

On a : $Q_1 = 80 \text{ t/h}$

$$B_1^{-1} = 0,6 \quad E_1 = 0,65$$

Donc : $Q_2 = 80 \times 0,6 \times 0,65$

$$Q_2 = 31.2 \text{ t/h}$$

- $Q_3 = Q_1 - Q_2 = 80 - 31.2$

$$Q_3 = 48.8 \text{ t/h}$$

- $Q_4 = Q_3 = 48.8 \text{ t/h}$

- $Q_5 = Q_1 = 80 \text{ t/h}$

II.1.1.11.Les rendements des produits dans le 2^{eme} étage de concassage

- On détermine les rendements des produits dans le 2^{eme} étage de concassage à l'aide des données moyennes pratiques :
- Pour la charge circulante γ_9 d'un minerai demi- dur ; $\gamma_9 = (100-140)\%$.
- On fixe $\gamma_9 = 140$.

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_i} \times 100 \longrightarrow Q_n = \frac{Q_i \times \gamma_n}{100}$$

Donc $Q_9 = Q_1 \times \gamma_9 = 80 \times 1.4 = 112 \text{ t/h}$ ou $Q_8 = Q_6 - Q_7 = 192 - 80 = 112 \text{ t/h}$.

Calcul du schéma de traitement proposé

$$Q_6 = Q_5 + Q_9 = 192 \text{ t/h}$$

$$Q_7 = Q_1 = 80 \text{ t/h}$$

$$Q_8 = Q_9 = 112 \text{ t/h}$$

II.1.1.12. Les exigences aux concasseurs

Les exigences aux concasseurs reçues à la suite du calcul préalable.

Tableau IV. 08: Les exigences aux concasseurs

Concasseur du	Dimension de l'ouverture de chargement (mm)	Dimension de l'ouverture de déchargement (mm)	Capacité de la production (t/h)
1 ^{ère} étage	$B_1 = 368$	$S_1 = 32$	$Q_3 = 48.8$
2 ^{ème} étage	$B_2 = 92$	$S_2 = 3.125$	$Q_8 = 112$

II.1.1.13. Choix des concasseurs

- On choisit les concasseurs en raison de la comparaison techno-économique des plusieurs variantes possibles. On exécute la comparaison d'après la grandeur de la puissance installée qui caractérise les dépenses d'exploitation et d'après le poids des concasseurs proportionnels à la valeur de dépenses d'installation. On choisit les concasseurs pour les deux étages de concassage :

- Pour le premier étage :

D'après les caractéristiques qui existent on installe un concasseur à mâchoires à simple effet de type (CMS 4×6) avec une capacité nominale à largeur d'ouverture $Q_{\text{nom}} = 20 \text{ m}^3/\text{h}$ donc :

- $Q_C = 20 \times 3.36 = 67.2 \text{ t/h}$ ou 3.36 t/m^3 la densité foisonnée du minerai.
- $n_1 = \frac{Q_3}{Q_C} = \frac{48.8}{67.2} = 0.72 \approx 1$
- Pour le deuxième étage on installe un concasseur à cône à concassage fin (CCCF1200)

donc :

- $Q_S = Q_{\text{max}} - \frac{Q_{\text{max}} - Q_{\text{min}}}{S_{\text{max}} - S_{\text{min}}} (S_{\text{max}} - S_2)$ avec :

Q_S : débit d'un concasseur pour la fente calculé.

Q_{min} : débit d'un concasseur pour la fente minimum.

$$Q_{\text{min}} = 12 \text{ t/m}^3 = 12 \times 3.36 = 40.32 \text{ t/h}$$

Calcul du schéma de traitement proposé

Q_{\max} : débit d'un concasseur pour la fente maximum.

$$Q_{\max} = 55 \text{ t/m}^3 = 55 \times 3.36 = 184.8 \text{ t/h}$$

S_{\max} : la fente maximum du concasseur choisis. $S_{\max} = 13\text{mm}$.

S_{\min} : la fente minimum du concasseur choisis. $S_{\min} = 3\text{mm}$.

S_2 : la fente du concasseur calculé. $S_2 = 3.125 \text{ mm}$.

$$\text{Donc: } Q_s = 184.8 \cdot \frac{184.8 - 40.32}{13 - 3} (13 - 3.125)$$

$$Q_s = 42.125 \text{ t/h}$$

- Le nombre des concasseurs $n_2 = \frac{Q_8}{Q_s} = \frac{112}{42.125} = 2,65 \approx 3$ concasseurs.

- les caractéristiques des concasseurs choisis sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau IV.09 : les caractéristiques des concasseurs choisis pour le calcul préalable

Type	Nombre	Débit (t/h)		Coefficient D'exploitation	Poids (t)		Puissance (KW)	
		L'un	Total		L'un	Total	L'un	Total
CMS 4×6	1	67.2	67.2	$\frac{48.8}{67.2} = 0,72$	7.6	7.6	28	28
CCCF 1200	3	42.125	126.375	$\frac{112}{126.375} = 0,88$	22.8	68.4	75	225

II.1.2. Calcul final du schéma de l'atelier du concassage et choix des équipements

Dans le calcul final, on détermine les poids des produits en fonction des caractéristiques détaillées de la grosseur d'après les paramètres des concasseurs indiqués dans le calcul préalable.

II.1.2.1. Les fentes de déchargement des concasseurs

Partant des données de calcul préalable on fixe les fentes de déchargement des concasseurs c'est-à-dire : S_1 ; $S_2 = 0.8 d_9$.

- $S_1 = 80 \text{ mm}$
- $S_2 = 0.8 \times d_9 = 0,8 \times 10 = 8\text{mm}$

II.1.2.2. Dimension du morceau maximum après le concassage

On détermine les dimensions du morceau maximum de minerai après le concassage dans chaque étage. On choisit les valeurs des coefficients Z à partir des données pratiques d'après les équipements déjà admis à l'installation en fonction du caractère du minerai.

- $d_4 = S_1 \times Z_1 = 80 \times 1,5 = 120 \text{ mm}$
- $d_9 = S_2 \times Z_2 = 8 \times 3,2 = 25,6 \text{ mm}$

II.1.2.3. Les degrés de concassage de chaque étage

On calcule finalement les degrés de concassage dans chaque étage.

- $i_1 = \frac{d_1}{d_5} = \frac{320}{120} = 2,6 \approx 3$
- $i_2 = \frac{d_5}{d_7} = \frac{120}{10} = 12$

II.1.2.4. Les dimensions des ouvertures et les efficacités de criblage

On fixe les dimensions des ouvertures des cribles et les efficacités de criblage dans chaque opération ; Donc :

- $S_1 \leq L_1 \leq d_5$; parce que : $80 < L_1 \leq 120 \rightarrow L_1 = 80 \text{ mm}$
- $L_2 = d_7 = 10 \text{ mm}$
- $E_1 = 0,65$ (65%)
- $E_2 = 0,85$ (85%)

II.1.2.5. Les poids des produits 2 et 3

On détermine les poids des produits 2 et 3 d'après les formules suivantes :

- $Q_2 = Q_1 \times \beta_1^{-L_1} \times E_1 = 80 \times 0,6 \times 0,65$
 $Q_2 = 31,2 \text{ t/h}$
- $Q_3 = Q_1 - Q_2 = 80 - 31,2$
 $Q_3 = 48,8 \text{ t/h}$

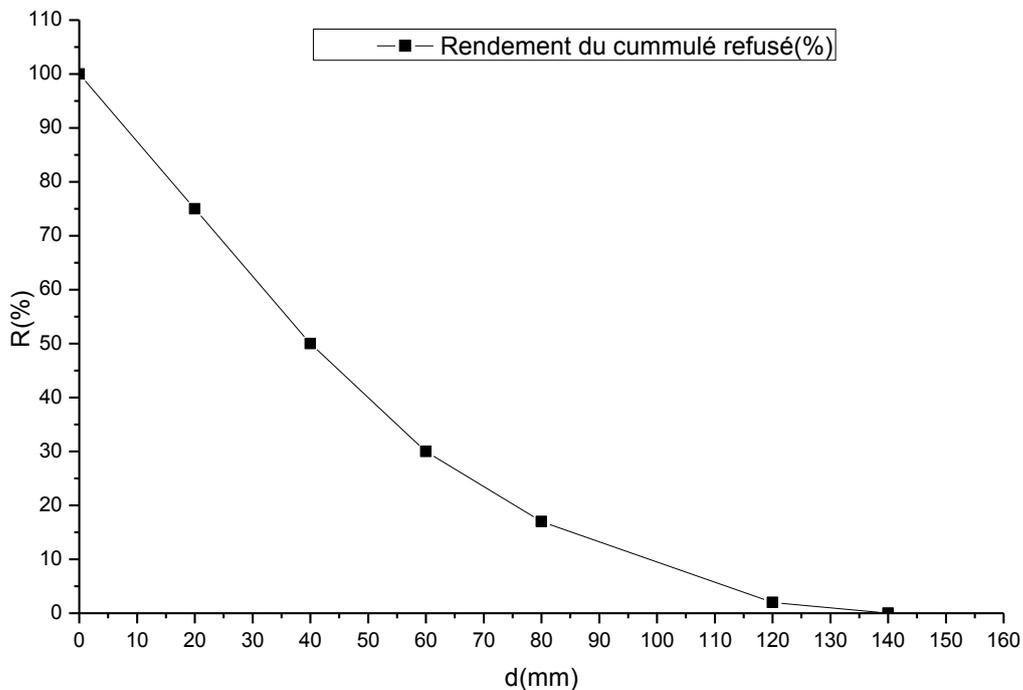
Calcul du schéma de traitement proposé

II.1.2.6. Calcul de la composition granulométrique des produits

On commence le calcul de la composition granulométrique du produit 05 .pour cela il faut tracer la caractéristique de grosseur du produit 04.

Tableau IV.10 : la Caractéristique de grosseur du produit 04

Granulométrie en fonction de S_1	Classes granulométrique (mm)	Rendements %	
		Partiel $\sum Y$	Cummulé Refusé $\sum Y'$
$-2 S_1 \quad +1.75S_1$	-160 +140	0	100
$-1.75 S_1 \quad +1.5 S_1$	-140 +120	2	100
$-1.5 S_1 \quad + S_1$	-120 +80	15	98
$-S_1 \quad +0.75 S_1$	-80 +60	13	83
$-0.75 S_1 \quad +0.5 S_1$	-60 +40	20	70
$-0.5 S_1 \quad +0.25 S_1$	-40 +20	25	50
$-0.25 S_1 \quad +0$	-20 +0	25	25
Total	-----	100	-----



Graphe IV .04 : La caractéristique de grosseur du produit 04

Calcul du schéma de traitement proposé

-la composition granulométrique du produit 5 est calculée comme mélange des produits 2 et 4 d'après la relation suivante :

$$B_5^{-d} = \frac{Q_2(B_2^{-d}) + Q_4(B_4^{-d})}{Q_1}$$

- On trace la caractéristique granulométrique du produit 5 d'après la formule suivante :

$\beta_2^{-d} = \beta_1^{-d} / \beta_1^{-L1}$.Donc : $\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} \times E_1^{-L1} + (1 - \beta_1^{-L1} \times E_1^{-L1}) \times \beta_4^{-d}$; Alors :

- $\beta_5^{-140} = 0,73 \times 0,65 + (1 - 0,6 \times 0,65) \times 1 = 1$

$$\beta_5^{-120} = 0,71 \times 0,65 + (0,61 \times 0,98) = 1$$

- $\beta_5^{-80} = 0,6 \times 0,65 + (0,61 \times 0,83) = 0,9$

$$\beta_5^{-60} = 0,51 \times 0,65 + (0,61 \times 0,70) = 0,76$$

- $\beta_5^{-30} = 0,3 \times 0,65 + (0,61 \times 0,37) = 0,42$

$$\beta_5^{-20} = 0,2 \times 0,65 + (0,61 \times 0,25) = 0,28$$

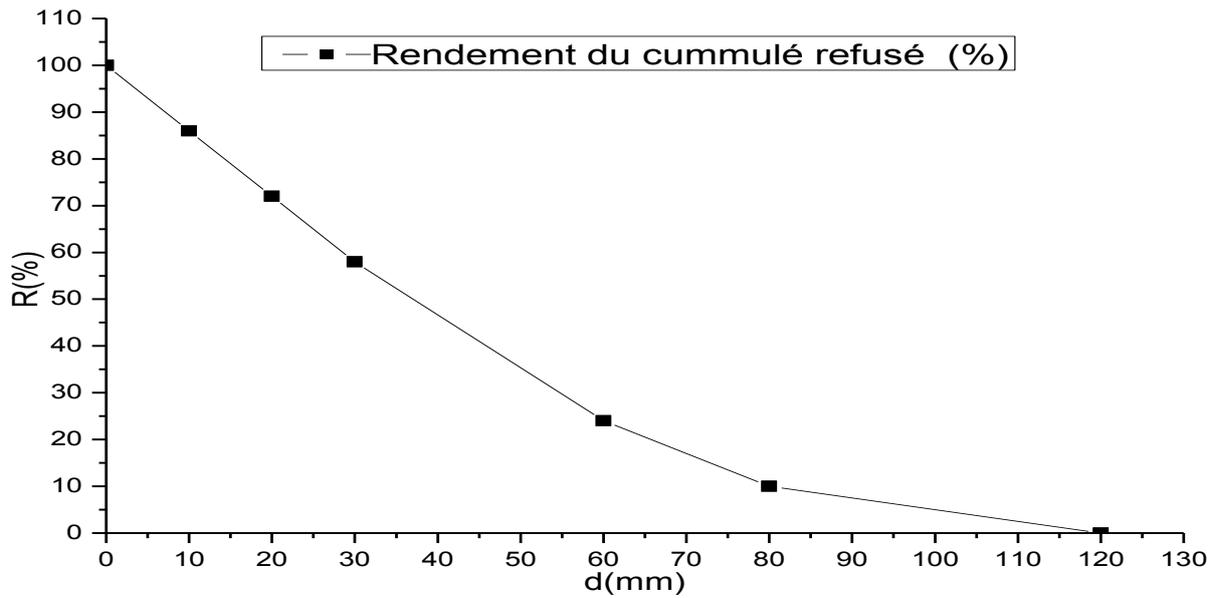
- $\beta_5^{-10} = 0,1 \times 0,65 + (0,61 \times 0,13) = 0,14$

- A l'aide de ces teneurs, on trace la courbe du refus du produit 05, donc il faut construire le tableau de caractéristique de grosseur du produit 05 comme suite.

Tableau IV.11: Caractéristique de la grosseur de produit 05

Classes granulométriques (mm)		Rendements%	
		Partiel $\sum \gamma$	Cummulé Refusé $\sum \gamma \checkmark$
-120	+80	10	100
-80	+60	14	90
-60	+30	34	76
-30	+20	14	42
-20	+10	14	28
-10	+0	14	14
Total		100	-----

Calcul du schéma de traitement proposé



Graphique IV.05 : La caractéristique de grosseur de produit 05

II.1.2.7. Choix final des concasseurs

Les exigences aux concasseurs reçues à la suite du calcul final dans le tableau suivant :

Tableau IV.12: les exigences aux concasseurs du 1^{ère} étage selon le calcul final

Concasseur du	Dimension de l'ouverture de chargement (mm)	Dimension de l'ouverture de déchargement (mm)	Capacité de la production (t/h)
1 ^{ère} étage	$B_1 = 368$	$S_1 = 80$	$Q_3 = 48.8$

Pour le premier étage il faut installer un grand concasseur

Tableau IV.13: les caractéristiques des concasseurs choisis dans le premier étage selon le calcul final

Type	Nombre	Débit (t/h)		Coefficient D'exploitation	Poids (t)		Puissance (KW)	
		L'un	Total		L'un	Total	L'un	Total
CMD 4×6	1	50.4	50.4	$\frac{48.8}{50.4} = 0,96$	7	7	40	40

Calcul du schéma de traitement proposé

II.1.2.8. Détermination des poids des produits : 6 ; 7 ; 8 ; et 9 et leurs rendements

$$Q_7 = Q_5 = Q_1$$

$$Q_7 = 80\text{t/h}$$

$$Q_9 = Q_8$$

$$Q_9 = 112\text{t/h}$$

$$Q_8 = 112\text{t/h}$$

$$Q_6 = Q_5 + Q_9 = 192\text{t/h}$$

$$\gamma_6 = \frac{Q_6}{Q_1} \times 100 = \frac{192}{80} \times 100 = 240 \%$$

$$\gamma_7 = \frac{Q_7}{Q_1} \times 100 = \frac{80}{80} \times 100 = 100 \%$$

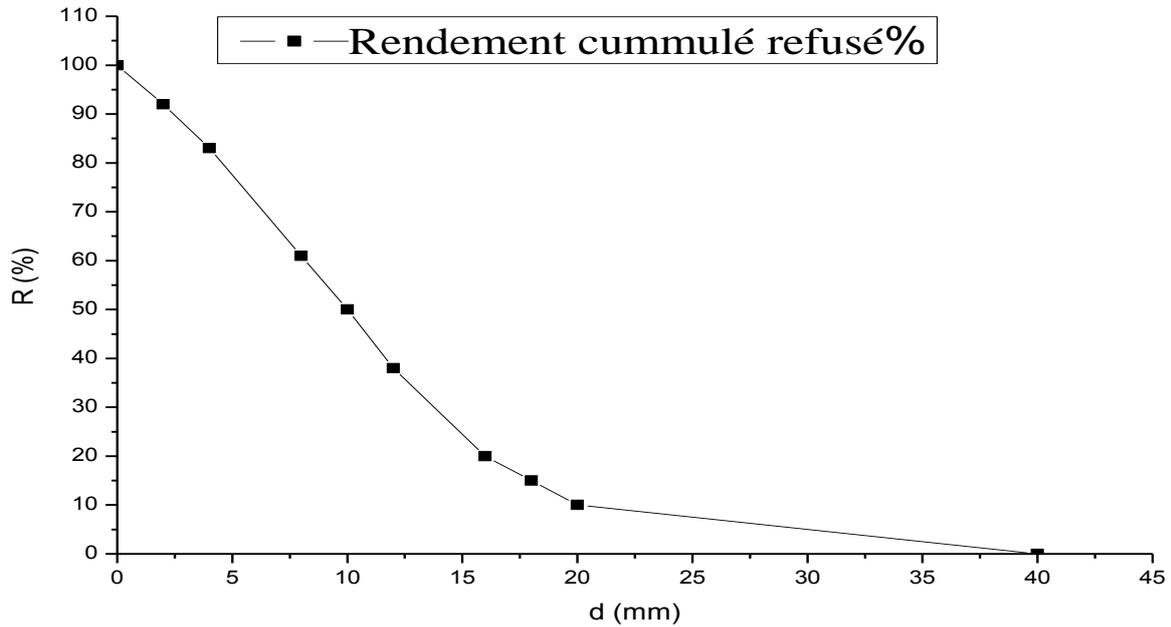
$$\gamma_8 = \frac{Q_8}{Q_1} \times 100 = \frac{112}{80} \times 100 = 140 \%$$

II.1.2.9. La caractéristique de grosseur du produit 09

Où la fente de chargement du concasseur du deuxième étage ; $S_2 = 8 \text{ mm}$

Tableau IV.14: Caractéristique de la grosseur de produit 09

Granulométrie en fonction de S_2	Classes granulométrique (mm)		Rendements%	
			Partiel γ	Cummulé Refusé $\sum \gamma$
+5 S_2	+40		00	00
+2.5 S_2	-40	+20	10	10
-2.5 S_2 +2.25 S_2	-20	+18	5	15
-2.25 S_2 +2 S_2	-18	+16	5	20
-2 S_2 +1.5 S_2	-16	+12	18	38
-1.5 S_2 +1.25 S_2	-12	+10	12	50
-1.25 S_2 + S_2	-10	+8	11	61
- S_2 +0.5 S_2	-8	+4	22	83
-0.5 S_2 +0.25 S_2	-4	+2	9	92
-0.25 S_2 + 0	-2	+0	8	100
Total	-----		100	-----



Graph IV.06 : La caractéristique de grosseur du produit 09

II.1.2.10. Choix des concasseurs du deuxième étage d'après le poids du produit 08

Tableau IV.15: les exigences aux concasseurs du 2^{ème} étage selon le calcul final

Concasseur du	Dimension de l'ouverture de chargement (mm)	Dimension de l'ouverture de déchargement (mm)	Capacité de la production (t/h)
2 ^{ème} étage	$B_2 = 25.6$	$S_2 = 8$	$Q_8 = 112$

Tableau IV.16 : les caractéristiques techniques du concasseur choisi dans le 2^{ème} étage selon le calcul final

Type	Nombre	Débit (t/h)		Coefficient D'exploitation	Poids (t)		Puissance (KW)	
		L'un	Total		L'un	Total	L'un	Total
CCF 1200	1	112.56	112.56	$\frac{112}{112.56} = 0,99$	22.8	22.8	75	75

Calcul du schéma de traitement proposé

II.1.2.11. Calcul de la composition granulométrique du produit 06 comme mélange des produits 05 et 09

$$B_6^{-d} = \frac{Q_5(B_5^{-d}) + Q_9(B_9^{-d})}{Q_5 + Q_9}$$

Pour cela, il faut prendre 5 points : 18, 16, 12, 10 et 08

$$B_5^{-18} = 0.25 = 25\%$$

$$B_9^{-18} = 0.85 = 85\%$$

$$B_5^{-16} = 0.24 = 24\%$$

$$B_9^{-16} = 0.80 = 80\%$$

$$B_5^{-12} = 0.18 = 18\%$$

$$B_9^{-12} = 0.62 = 62\%$$

$$B_5^{-10} = 0.15 = 15\%$$

$$B_9^{-10} = 0.50 = 50\%$$

$$B_5^{-08} = 0.11 = 11\%$$

$$B_9^{-08} = 0.39 = 39\%$$

On calcule les teneurs B_6^{-d} pour tracer la caractéristique de grosseur du produit 06 :

$$B_6^{-18} = \frac{(80 \times 0.25) + (112 \times 0.85)}{112 + 80} = 60$$

$$B_6^{-16} = \frac{(80 \times 0.24) + (112 \times 0.8)}{192} = 56\%$$

$$B_6^{-12} = \frac{(80 \times 0.18) + (112 \times 0.62)}{192} = 43\%$$

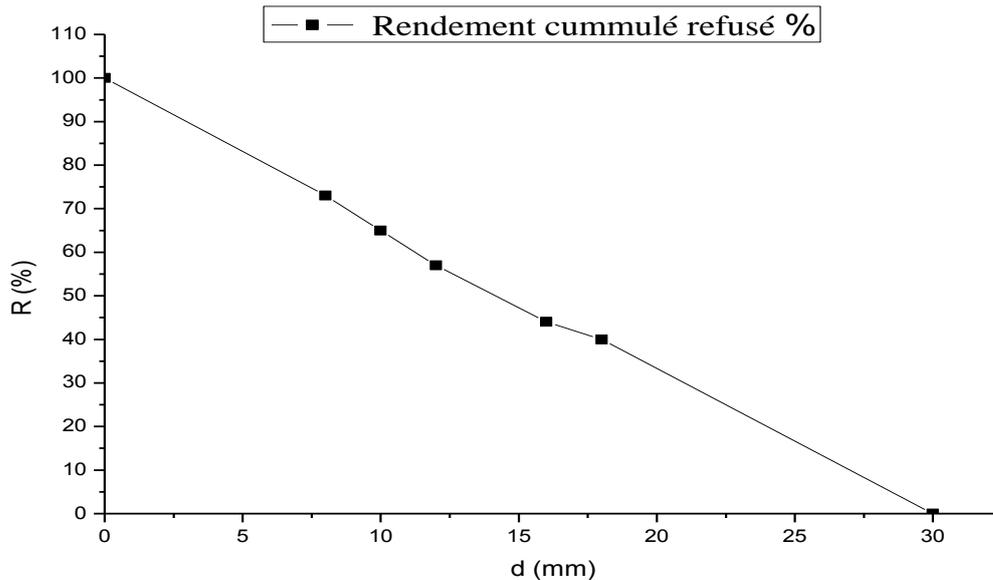
$$B_6^{-10} = \frac{(80 \times 0.15) + (112 \times 0.5)}{192} = 35\%$$

$$B_6^{-08} = \frac{(80 \times 0.11) + (112 \times 0.39)}{192} = 27\%$$

II.1.2.12. La caractéristique de grosseur du produit 06

Tableau IV.17: Caractéristique de la grosseur de produit 06

Classes granulométriques (mm)	Rendements %	
	Partiel	Cummulé Refusé
	$\Sigma \gamma$	$\Sigma \gamma \leftarrow$
-50 +30	00	00
-30 +18	40	40
-18 +16	4.0	44
-16 +12	13	57
-12 +10	8.0	65
-10 +8	8.0	73
-8 +0	27	100
Total	100	-----



Graphique IV.07 : La caractéristique de grosseur du produit 06

II.1.2.13. Calcul des paramètres de criblage

Dans cette étape, on cherche à calculer les surfaces spécifiques des cribles et de choisir les cribles nécessaires selon cette surface pour chaque étage de concassage comme suite.

II.1.2.13.A. Pour le premier étage

Dans le premier étage du concassage avant chaque Concasseur à concassage grossier il faut installer un crible à barreaux, la surface de crible doit être non moins que la surface déterminée d'après les formules suivantes : $F = \frac{Q_1}{2.4 \times L_1 \times N_1}$ Dans laquelle :

L_1 : dimension de la fente du crible, mm

N_1 : nombre des concasseurs à concassage grossier et par conséquent le nombre des cribles.

Mais d'habitude, on détermine la surface de criblage pour un crible à barreaux on utilise les formules suivantes :

- $B = (2d_1 + 100) \div 3d_1$ (m)
- $L = 2B$ (m)
- $S = B \times L$ (m²)

S, B, L : sont, successivement, la surface, la largeur et la longueur du crible

- $B = 3d_1 = 3(320) = 960 \text{ (mm)}$

$$B = 0.96 \text{ (m)}$$

- $L = 2 \times B = 2 \times 0.96 = 1.92 \text{ m}$

Donc:

- $S = 1.92 \times 0.96 = 1.84 \text{ m}^2$

II.1.2.13.B. La surface de criblage nécessaire aux cribles installés dans le deuxième étage

La surface nécessaire de criblage pour des cribles installés dans les deuxième et troisième étages de concassage est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$F = \frac{Q}{q \times \delta \times k \times L \times m \times n \times o \times p} \text{ (m}^2\text{)}$$

- Q : débit d'un crible par rapport à l'alimentation initiale t/h.
- q : débit spécifique d'un crible par rapport au volume foisonné lors l'ouverture donnée $\text{m}^3/\text{m}^2 \times \text{h}$.
- δ : densité foisonnée du minerai t/m^3 .
- k, l, m, n, o, p : les coefficients de corrections qui déterminent les conditions du criblage ou :
 - k : détermine l'influence de produit fin.
 - l : détermine l'influence des grains gros.
 - m : détermine l'influence de l'efficacité de criblage.
 - n : détermine l'influence de la forme des grains.
 - o : détermine l'influence de l'humidité du minerai.
 - p : détermine l'influence du mode de criblage.

Pour le deuxième étage :

$$Q = Q_6 = 192 \text{ t/h}$$

$$q = 19 \text{ m}^3/\text{m}^2 \cdot \text{h}$$

$$\delta = 3.36 \text{ t} / \text{m}^3$$

$$n = 1 \text{ matériaux concassé}$$

$$p = 1$$

$$m = 1.3$$

$$k = 0.24$$

$$L = 3.2$$

$$o = 1 \text{ minerai humide}$$

$$B^{-5} = 0.06 = 6\%$$

$$B^{+10} = 0.87 = 87\%$$

Calcul du schéma de traitement proposé

$$F = \frac{192}{19 \times 3.36 \times 0.24 \times 3.2 \times 1.3 \times 1 \times 1 \times 1} = 3.01 m^2$$

On détermine le nombre des cribles :

$$n = \frac{F}{S} = 3.01 / 3.2 = 0.94 \approx 1$$

Donc on installe un seul crible du type **(CIL-32)**

Tableau IV.18 : Les caractéristiques techniques des cribles choisis

Type	Nbr des tamis	Diamètre des tamis (m)		S (m ²)	Diamètre de l'ouverture des tamis (mm)		D Max (m)	Pu Elec (KW)	Capacité (m ³ /h)	Masse (T)
		Largeur	Longueur		supérieur	inférieur				
CIL-32-	2	1.25	2.5	3.12	20 ; 25 ; 40	12 ; 16 ; 20 ; 25	300	10	360	3.23

II.1.3. Calcul de schéma de broyage et choix des équipements

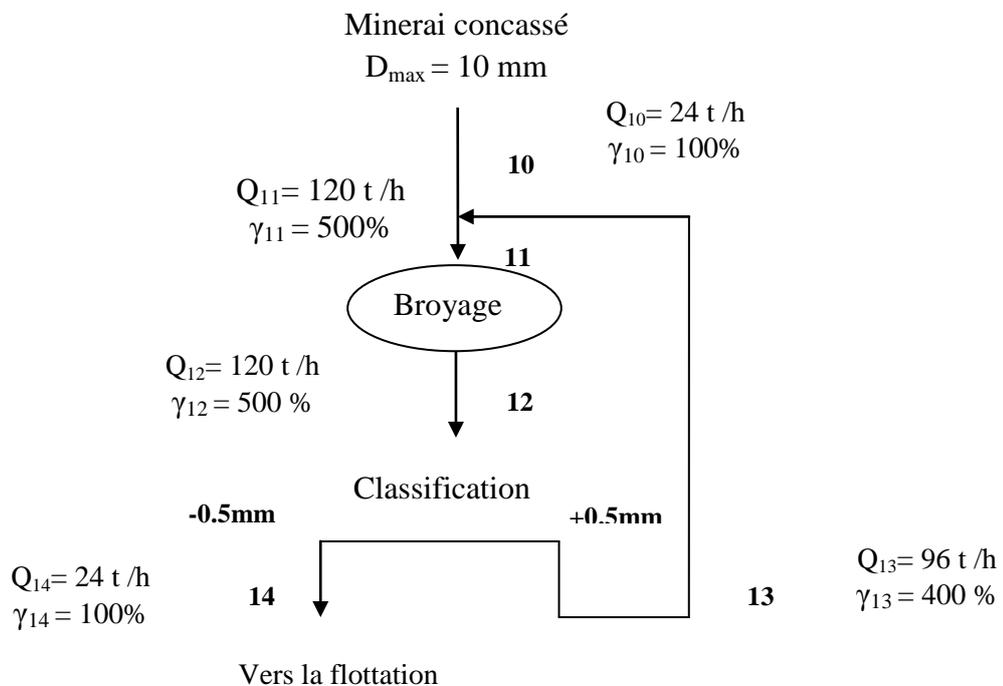


Figure IV.08 : Schéma de broyage proposé

II.1.3.1. Détermination des poids et des rendements des produits du schéma de broyage

II.1.3.1.A. Détermination des poids des produits

$$Q_{10} = 0.3 \times Q_7 = 0.3 \times 80 = 24 \text{ t/h}$$

$$\gamma_{13} = (2.5 \text{ à } 5) \gamma_{10}$$

Pour un minerai demi dur, la charge circulante est comprise entre 250 et 500%

$$C = (250 \text{ à } 500)\% , \text{ On fixe } C = 400\%$$

$$Q_{10} = Q_{br} = 24 \text{ t/h}$$

$$Q_{10} = 24 \text{ t/h}$$

$$Q_{13} = C \times Q_{10} = 4 \times 24 = 96 \text{ t/h}$$

$$Q_{13} = 96 \text{ t/h}$$

$$Q_{11} = Q_{10} + Q_{14} = 24 + 96 = 120 \text{ t/h}$$

$$Q_{11} = Q_{12} = 120 \text{ t/h}$$

$$Q_{14} = Q_{12} - Q_{13} = 120 - 96 = 24 \text{ t/h}$$

II.1.3.1.B. Détermination des rendements des produits

$$\gamma_{10} = 100 \times (Q_{10} / Q_{br}) = 100 \times (24/24) = 100\%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_{12} = (Q_{12} / Q_{br}) \times 100 = (120/24) \times 100 = 500\% \text{ ou } \gamma_{11} = \gamma_{10} + \gamma_{13} = 100 + 400 = 500\%$$

$$\gamma_{14} = (Q_{14} / Q_{br}) \times 100 = (24/24) \times 100 = 100\% \text{ ou } \gamma_{14} = \gamma_{12} - \gamma_{13} = 500 - 100 = 100\%$$

$$\gamma_{13} = (Q_{13} / Q_{br}) \times 100 = (96/24) \times 100 = 400\%$$

En fonction de la productivité de l'usine d'enrichissement, il faut choisir 3 ou 4 type de broyeurs avec des différentes dimensions. On installe par exemple 03 broyeur, les broyeurs sont calculés sur la base de la charge spécifique du broyeur étalon la classe 0.074.

Le broyeur étalon (D.L) 3600×400.

Les broyeurs choisis sont : 3600×4000.

4000×5000.

4500×5000.

II.1.3.2. Détermination de la charge spécifique

- On détermine la charge spécifique selon la formule suivante :

$$q_e = \frac{Q_{13}(B_F - B_{min})}{V}$$

Où

B_F : Teneur de la classe 0.074mm dans le produit broyé.

$B_F = 60\%$

B_{min} = teneur de la classe 0.074 mm de l'alimentation du broyeur.

$B_{min} = 10\%$

V : volume du travail du broyeur étalon. $V = 36 \text{ m}^3$

Donc, la charge spécifique est égal à :

$$q_e = [24 \times (0.6 - 0.1)] / 36 = 0.33 \text{ t/m}^3\text{h}$$

II.1.3.3. Détermination des productions spécifiques de chaque broyeur

- On détermine la production spécifique de chaque broyeur par la formule suivante :

$$q_d = q_e \cdot K_b \cdot K_g \cdot K_D \cdot K_t$$

K_b : coefficient prenant en considération la distribution en broyabilité du minerai projeté et du minerai étalon : $K_b = 1$

K_g : coefficient tenant compte de la distribution de la grosseur du produit avant et après le broyage.

$$K_g = m/m_e; m = 0.68; m_e = 1$$

$$K_g = 0.68/1 = 0.68$$

K_t : coefficient prenant en considération la distribution du type de broyeur à calculer et du broyeur étalon. $K_t = 1.15$

K_D : coefficient prenant en considération la distribution entre le diamètre du broyeur à calculer

et de broyeur étalon $K_D = \sqrt{\frac{D-0.15}{D_e-0.15}}$. D_e : diamètre du broyeur étalon $D_e = 3.6\text{m}$

$$K_{D1} = \sqrt{\frac{3.6-0.15}{3.6-0.15}} = 1$$

$$K_{D2} = \sqrt{\frac{4-0.15}{3.6-0.15}} = 1.05$$

$$K_{D3} = \sqrt{\frac{4.5-0.15}{0.9-0.15}} = 1.12$$

- Donc la production spécifique de chaque broyeur est égale :

$$q_d = q_e \cdot K_b \cdot K_g \cdot K_D \cdot K_t$$

$$q_{D1} = 0.33 \times 1 \times 0.68 \times 1.15 \times 1$$

$$q_{D1} = 0.25 \text{ t/m}^3 \cdot \text{h}$$

$$q_{D2} = 0.33 \times 1 \times 0.68 \times 1.05 \times 1.05$$

$$q_{D2} = 0.27 \text{ t/m}^3 \cdot \text{h}$$

$$q_{D3} = 0.33 \times 1 \times 0.68 \times 1.15 \times 1.02$$

$$q_{D3} = 0.26 \text{ t/m}^3 \cdot \text{h}$$

II.1.3.4. Production théorique de chaque broyeur

- On détermine la production théorique de chaque broyeur en t/h. On ne prend pas en considération la charge circulante :

$$Q_{D1} = q_{D1} \cdot \pi (D_1 - 0,15)^2 L_1 / 4 (B_{13}^{-0,074} - B_{10}^{-0,074})$$

$$\text{On a: } B_{13}^{-0,074} = 60\%$$

$$B_{10}^{-0,074} = 10\%$$

$$\text{Donc : } Q_{D1} = 0,25 \cdot 3,14 (3,6 - 0,15)^2 \cdot 4 / 4 (0,6 - 0,1)$$

$$Q_{D1} = 18,68 \text{ t/h}$$

- La même méthode sera appliquée pour les deux autres broyeurs ; alors, on obtienne:
- $Q_{D2} = 31,41 \text{ t/h}$
- $Q_{D3} = 38,62 \text{ t/h}$

Calcul du schéma de traitement proposé

- On calcule le nombre des broyeurs pour chaque type :
 - Type 01 : $n_1 = Q_{10}/Q_{D1} = 24/18,68 = 1,28$; $n = 2$
 - Type 02 : $n_2 = Q_{10}/Q_{D2} = 24/31,40 = 0,76$; $n = 1$
 - Type 03 : $n_3 = Q_{10}/Q_{D3} = 24/38,62 = 0,62$; $n = 1$

Tableau IV.19 : caractéristiques technique des broyeurs choisis

Type des broyeurs	Nombre des broyeurs		Coefficient D'exploitation	Poids (t)		Puissance (KW)	
	D'après le calcul	Il faut installer		L'un	Total	L'un	Total
A boulets et grille 3600×4000	1,28	2	0,64	162,4	324,8	1000	2000
A boulets et grille 4000×5000	0,76	1	0,76	261	261	2000	2000
A boulets et grille 4500×5000	0,62	1	0,62	300,8	300,8	2500	2500

On fait une comparaison technico-économique des broyeurs choisis d'après le tableau précédant :

- Coefficient D'exploitation le plus élevé.
- Poids des équipements minimum.
- Puissance électrique minimal.

Donc ; on installe un broyeur à boulet et à grille de type **BBG 4000×5000** qui caractérisée par ;

- Volume nominal du tambour 55 m^3 .
- Vitesse de rotation du tambour 17,18 t/min.
- Puissance du moteur électrique 2000 KW.
- Masse du broyeur sans équipement électrique 261 tonne.

II.1.4. Calcul des classificateurs

- On installe pour un cycle fermé un classificateur à spirale immergée.
- On peut déterminer le diamètre de classificateur à spirale immergée d'après la formule suivante :

$$D = 0.07 + 0.11 \sqrt{\frac{Q_d}{m.a.b}}$$

Où :

D : diamètre de la spirale en mètre

m : nombre de spirales

a : correction de la grosseur du débordement

b : diamètre de densité du matériau

Q_d : quantité de solide dans un débordement de chaque classification

- On fixe le nombre des classificateurs n d'après le nombre des broyeurs accepté au montage et on détermine le rendement d'un classificateur selon un débordement par jour Q_d .

$$Q_d = (Q_{13} \times 24)/n$$

n = 1 ; nombre des broyeurs

$$Q_d = 24 \times 24 = 576 \text{ t/j}$$

m = 2 spirales

a = 1,5

b = 1,8

Donc :

$$D = 0.07 + 0.11 \sqrt{\frac{576}{2 \times 1,8 \times 1,5}} = 1,2 \text{ m}$$

- On choisit le classificateur convenable d'après le diamètre de spirale (**D=1,2 m**) et le nombre des classificateurs dépend du nombre des broyeurs donc on installe un classificateur **2 CSI-12** dont les caractéristiques sont les suivantes :

- Nombre de spirales 02
- Diamètre de la spirale 1,2 m
- Puissance du moteur électrique 3,5 KW
- Masse sans équipement électrique 16 tonne.

Calcul du schéma de traitement proposé

- On exécute la vérification du rendement selon des sables :

$$Q_S = 135 \cdot m \cdot b \cdot n \cdot D^3 ; t/24h.$$

Ou : n vitesses de rotation d'une spirale tour/min. $n = 8,3$ t/min.

$$m = 2, b = 1,8 \text{ et } D = 1,2 \text{ m.}$$

$$Q_S = 135 \times 2 \times 1,8 \times 8,3 \times 1,2^3 = 6970,4 \text{ t/24h.}$$

- On compare la valeur calculé Q_S avec le rendement d'un classificateur selon des sables ; c'est-à-dire il faut que :

$$Q_S \geq 24 \cdot Q_{14} / n ; n : \text{nombre des classificateurs.}$$

$$Q_{14} = 96 \text{ t/h.}$$

$$n = 1.$$

$$\text{Donc } 24 \times 96 / 1 = 2304 \text{ t/24h. et } Q_S = 6907,4 \text{ t/24h.} \Rightarrow Q_S \geq 24 \cdot Q_{14} / n.$$

Donc l'équation est vérifié, le classificateur qu'on doit installer assure largement le débit selon les sables.

Tableau IV.20 : tableau récapitulatif des indices technologique de préparation mécanique

Produit	Débites Q (t/h)	Rendements γ %
1	80	100
2	31.2	39
3	48.8	61
4	48.8	61
5	80	100
6	192	240
7	80	100
8	112	140
9	112	140
10	24	100
11	120	500
12	120	500
13	96	400

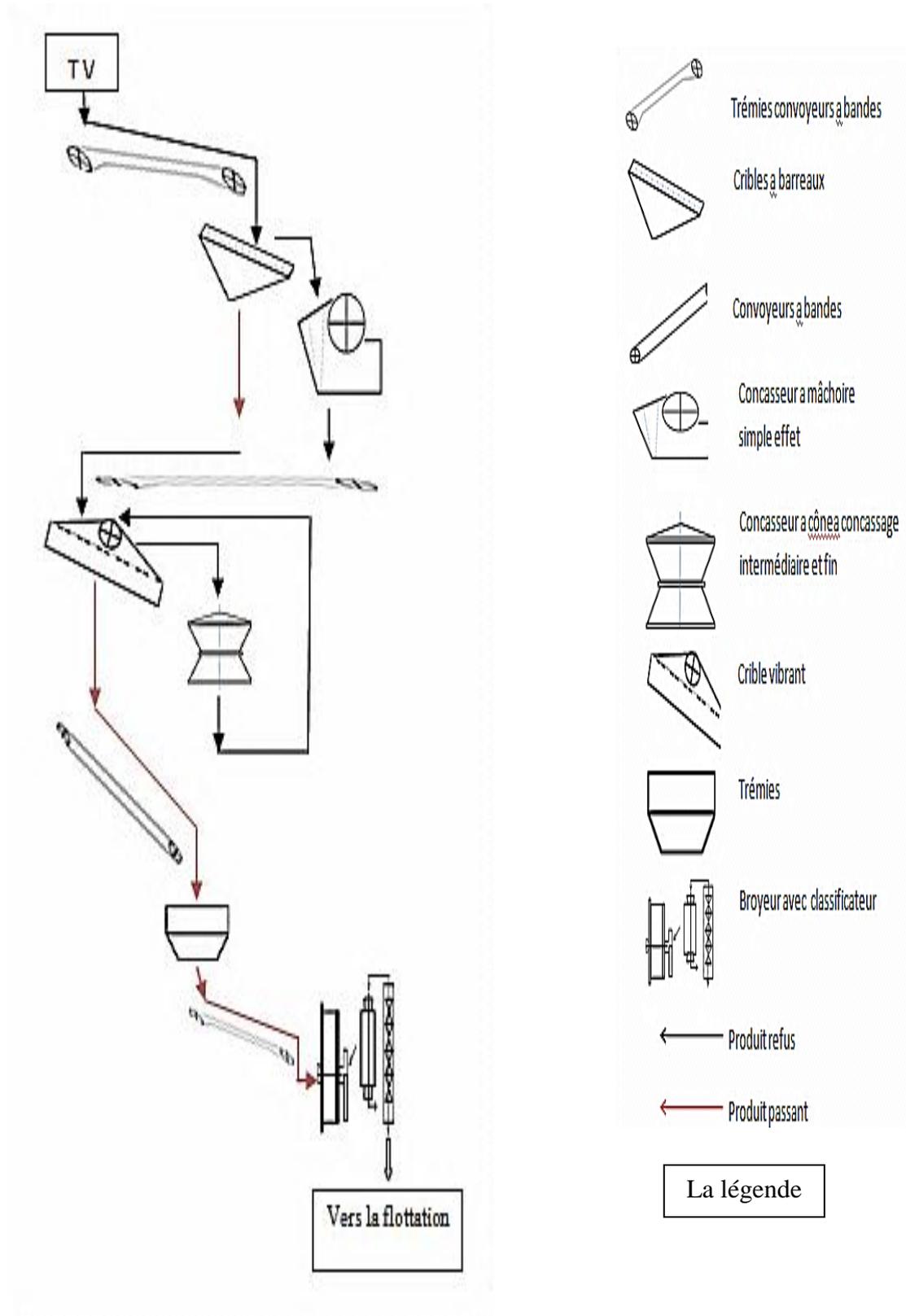


Figure IV.09 : Schéma d'appareillage de la préparation mécanique

III. Schéma d'enrichissement proposé

On a proposé la flottation comme méthode d'enrichissement, il existe dans le monde entier des milliers de laveries qui traitent par flottation des minerais ferreux, non ferreux et rares, minerais de barytine, des autres sulfures, feldspath, fluorine...

Il contribue à la résolution de plusieurs problèmes comme l'exploitation des gisements pauvres, valorisation des minéraux complexes, traitement des schlamms.

D'après la recherche bibliographique, la flottation est la plus utilisée dans les pays producteurs de la barytine (Bulgarie, Grande Brtaine ...etc.).

La technique de jigage est limitée pour le traitement du minerai barytique surtout pour les fines, Donc la flottation est la méthode la plus efficace pour augmenter la teneur en $BaSO_4$ pour le minerai barytique de Ain Mimoun.

III.1. Généralités sur la flottation

La flottation est un procédé d'enrichissement de plusieurs minéraux utiles. Il existe dans le monde entier des milliers de laveries qui traitent les sulfates, sulfures, feldspaths, fluorine et pour les minéraux rares et non ferreux il n'existe d'autres procédés d'enrichissement plus efficace que la flottation. Comme tous les procédés de traitement, la flottation est basée sur la différence en propriétés des minéraux à séparer. On utilise pour cela la différence en propriétés physico-chimiques de surfaces des minéraux et plus précisément la différence de leurs énergies superficielles libres. En effet certains minéraux plongés dans un liquide, sont hydrophobes leurs surfaces ne mouillent pas et ils ont tendance à s'attacher des bulles d'aires qui remontent à la surface du bain. D'autres minéraux sont hydrophiles, ils ne s'attachent pas aux bulles d'aires et restent en suspension dans le bain. La grosseur des particules à flotter ne doit pas dépasser 0,6mm. Le système de flottation est hétérogène ; il comprend trois phases liquides, solides et gazeuses, qui forment trois surfaces de séparation (trois interphases) : liquides-solide (L-S), liquide-gaz (L-G) et solide-gaz (S-G). Chaque interphase se caractérise par sa valeur d'énergie superficielle libre.

Le domaine d'application de la flottation est théoriquement illimité. N'importe quel minéral peut être séparé par la flottation parce qu'il n'existe pas dans la nature des minéraux ayant la même valeur d'énergie spécifique superficielle libre. La pratique d'enrichissement confirme la possibilité d'application de la flottation pour la séparation de tous les minéraux et l'importance de la flottation dans l'industrie s'accroît toujours.

L'application de la flottation s'élargit toujours. La flottation occupe la première place parmi les autres procédés d'enrichissement d'après la qualité et la variété de la matière première traitée. [17]

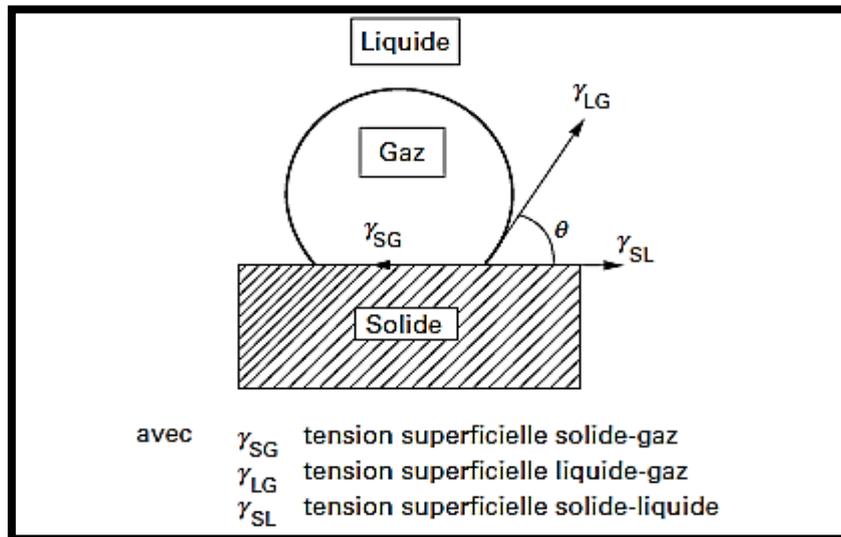


Figure IV.10: Angle de contact pour un système solide-liquide-gaz [18]

III.2.Principe de la flottation [19]

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

Parmi les réactifs qui sont utilisés, un ou plusieurs sont appelés collecteurs (ou plus généralement surfactants) et ont pour fonction de donner l'hydrophobicité à la surface des particules.

Les autres réactifs sont connus sous le nom des modificateurs et sont utilisés afin de rendre sélective l'action des collecteurs par activation ou par dépression. On dit qu'un solide est activé lorsque ne flottant pas avec une combinaison connue des réactifs comprenant un collecteur, l'addition d'un nouveau réactif (l'activant) le fait flotter on dit qu'un sel est déprimé lorsque flottant avec une combinaison donnée de réactifs, l'addition d'un nouveau réactif (le déprimant) l'empêche de flotter.

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

La pulpe ainsi conditionnée est alors introduite dans des cellules de flottation c'est à dire des réacteurs munis d'un agitateur de diaphragmes ou de l'électrode qui dispersent ou engendrent des bulles d'air dans la suspension. Les bulles d'air, dont la dimension est conditionnée par le mode d'introduction l'agitation et la présence d'un agent surfactant à l'interface liquide-gaz (le moussant) vont se fixer sur les particules dont la surface est hydrophobe. Sous l'action de la poussée d'Archimède résultante, l'ensemble particule + bulle d'air (bulle flotte à la surface du réacteur) suivant la quantité et le type de moussant. On peut former un écume dynamiquement stable à la partie supérieure du cellule de flottation dans laquelle vont se rassembler les particules qui flottent. L'écume enrichie en phase solide à séparer peut être enlevée de la cellule à fin de former le concentré de flottation. La flottation peut être décomposée en un certain nombre d'opérations élémentaires :

- a) Adsorption de collecteurs à l'interface solide / solution aqueuse afin de conférer une hydrophobicité suffisante a interface.
- b) Modulation de l'adsorption de ces collecteurs.
- c) Contact entre les particules solides et les bulles d'air.
- d) Transfert de l'agglomérat élémentaire particule / bulle l'écume.

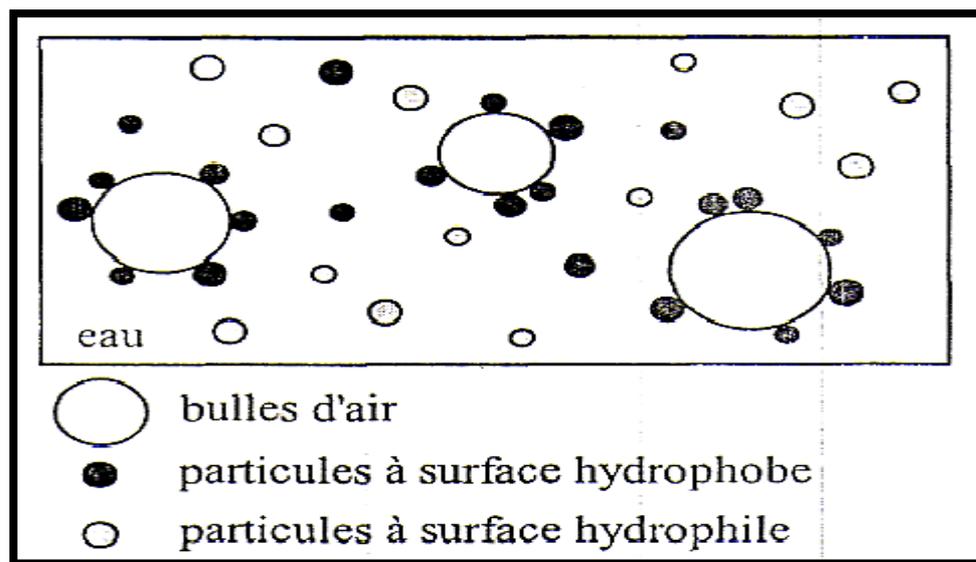


Figure IV.11 : Fixation des particules à la surface hydrophobe aux bulles d'air. [20]

III.3.Réactifs de la flottation [20]

Le rôle des réactifs de flottation est de désigné le changement d'énergie superficielles des interphases dans le but de changer les indices de flottabilité des minéraux a séparé , la quantité et les dimensions des bulles d'air et leur rigidité .les réactifs de flottation peuvent être d'origine organique ou non organique la classification actuelle des réactifs est basé sur leurs rôle, on distingue les classes des réactifs suivantes:

III.3.1.Moussants [18]

Les moussants sont des agents tensioactifs hétéropolaires de matière organique qui sont absorbé sur l'interface [air-eau](bulles) les particules des moussants comportent une tête polaire orienté vers l'eau et la non polaire vers l'air. Parmi les plus utilisés on a huile de pin et alcool aliphatique...etc

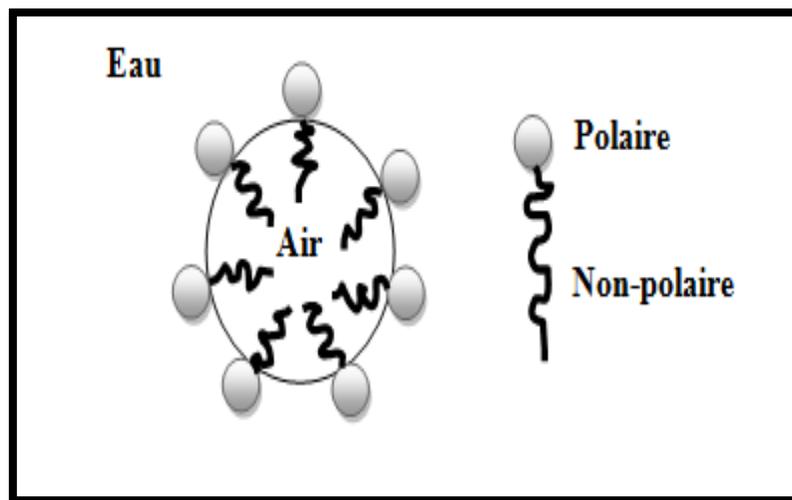


Figure IV.12 : Action du moussant

Le moussant par définition, intervient à l'interface liquide-gaz, il a trois fonctions essentielles :

- La première fonction est de créer les interfaces liquides -gaz importantes.
- La deuxième fonction consiste à faciliter la fixation à l'interface liquide -gaz des particules collectées.
- La troisième fonction est donner une écume (mousse + particule) pseudo stable au-dessus de la cellule de flottation.

III.3.2.Collecteurs [18]

Les collecteurs sont des molécules organique ou des ions qui sont adsorbés sélectivement sur certain surface afin de les rendre hydrophobes, se sont donc les agents de flottation les plus importants et les plus critique.

Les collecteurs sont généralement des composés hétéropolaires comme il est possible de le constater à la figure suivant :

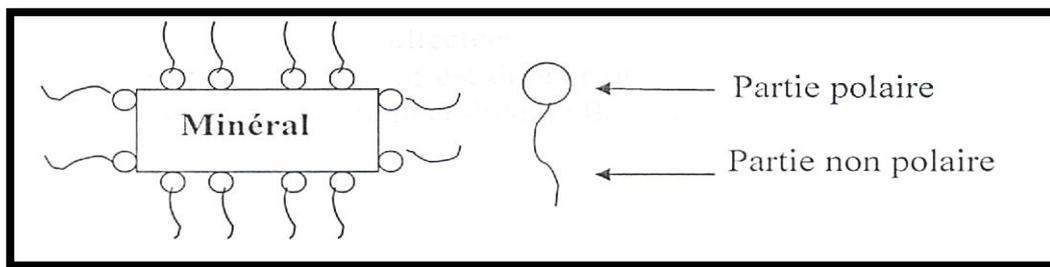


Figure IV.13 : Adsorption du collecteur pour la surface du minéral [18].

La partie polaire est adsorbée à la surface de la particule tandis que la partie non polaire est orienté vers l'extérieur pour exposé une surface hydrophobe. Les principaux collecteurs sont les acides gras. Leur rôle est de rendre la surface minérale hydrophobe, de façon à ce que le contact bulle-particule puisse avoir lieu et aussi de réduire le temps d'induction pour s'assurer que l'attachement particule-bulle se produise durant la période où la particule et la bulle sont en contact.

III.3.3.Déprimants [18]

Ils sont des composés inorganique dans l'action consiste habituellement à enduire les surfaces d'une façon sélective dans le but de les rendre plus hydrophile et de diminuer leur affinité pour les collecteurs. L'utilisation des déprimants augmente la sélectivité de la flottation on prévenant la flottation des particules indésirables. L'activité des déprimants varie en fonction de PH de la pulpe. Parmi les plus utilisés on a les sulfates du zinc, les cyanures de sodium, les bichromates, verre liquide.

III.3.4.Activants [18]

Les activants sont généralement des sels solubles qui s'ionisent on milieu aqueux. Les ions on solution réagissent avec les surfaces pour favoriser l'adsorption des collecteurs. Les

activants sont utilisés lorsque les collecteurs et les moussants ne parviens pas à accomplir la flottation d'une manière adéquatement comme dans le cas des collecteurs et déprimants ; l'activité des activants varie en fonction du PH du milieu. Ils facilitent la fixation des collecteurs sur la surface des minéraux, donc leur action permet la réduction ou l'augmentation de la mouillabilité des minéraux ainsi que la formation d'une écume stable et durable.

Exemples d'activants :

-Sulfate de cuivre (CuSO_4)

-Sulfure de sodium (Na_2S).

III.3.5.Régulateurs du milieu [18]

Les régulateurs du milieu sont réactifs influent sur les processus d'interaction des collecteurs, des déprimants et des activants avec la surface minérale. Leur rôle principal est de régler la composition ionique de la pulpe, le processus de dispersion et la coagulation des fines.

Exemple de régulateur de milieu

-Tylose C30, Acide sulfurique (H_2SO_4), Soude caustique (NaOH).

III.4.L'efficacité de la flottation [19]

L'efficacité de la flottation dépend des conditions suivantes :

1. Grosseurs du minerai à flotter.
2. Densité de la pulpe.
3. Régime des réactifs de flottation.
4. Intensité d'aérage et d'agitation de la pulpe.
5. Intensité de déchargement de la mousse.
6. Température de la pulpe.
7. Durée de la flottation.
8. Schéma de la flottation.
9. Le débit de la pulpe qui entre dans la machine de flottation.

III.4.A .Groseurs des minerais à flottés [19]

Cette grosseur doit assurer :

- La fixation de la particule sur la bulle d'air ; la densité de l'ensemble (particule + bulle d'air doit être inférieure à celle de la pulpe).

- Les composantes du minerai (minéraux utiles et gangue stérile doivent être entre eux pour une flottation collective les minéraux utiles doivent être libérées de la gangue stérile et libérées entre eux pour une flottation sélective).

- Les particules fines (schlamms) exercent une influence négative sur le procédé de la flottation. Il se colle au bulle d'air et empêche le contact de la particule avec la bulle d'air ; ou en se collant sur la surface des particules agissent comme déprimant.

D'après l'expérience la grosseur est caractérisée en dépendance des coefficients d'extractions. [19]

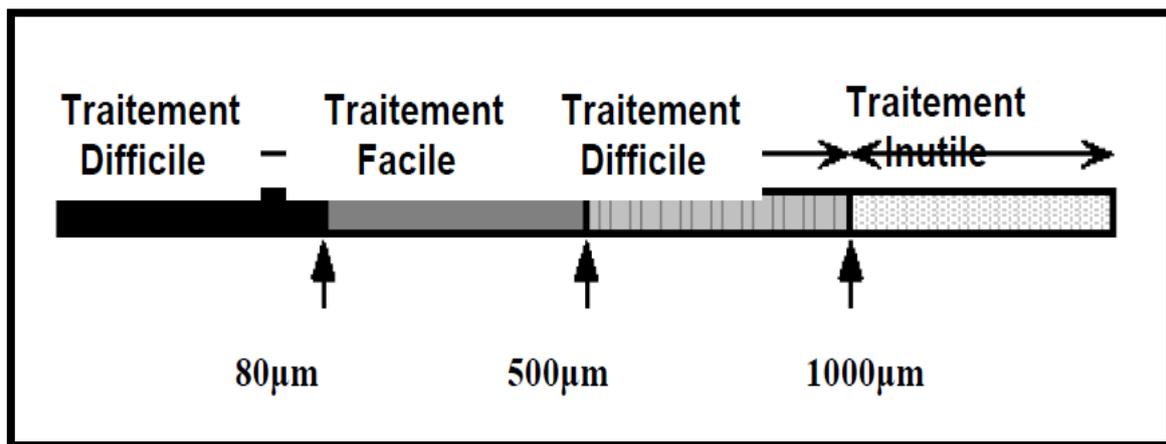


Figure IV.14: Degré de facilité à enrichir par flottation en fonction de la grosseur des particules [20]

III.4.B.La densité de la pulpe [19]

La densité est caractérisée par la dilution ou par la teneur en solide (quantité du solide qui se trouve dans un volume du liquide bien déterminé)

La densité exerce une grande influence sur les indices technologiques de la flottation. La densité de la pulpe dépend de la grosseur et de la densité des minerais à flotter ainsi que la destination de l'opération de flottation et de la quantité du produit de mousse. [19]

III.4.C.Régime des réactifs de flottation [19]

Le régime des réactifs consiste à définir leur nomenclature et la durée de contact entre la pulpe et les réactifs :

- La gamme des réactifs de flottation ;
- Le dosage des réactifs de flottation ;
- Les points de chargement des réactifs ;
- Durée du contact des réactifs de flottation avec la pulpe.

Le régime des réactifs de flottation est établie par les expériences d'après les travaux déjà réalisés sur le même type de minerai à concéderai et par étude de la documentation des laverai déjà en activité.

1. Régulateur du milieu : en ajoute les régulateurs dans le cycle de broyage.
2. Déprimants dans les broyeurs ou dans les classificateurs.
3. Collecteurs : dans les cuves de contacte.
4. Activant : après le premier stade de flottation.

III.4.D.Intensité d'aéragé et d'agitation de la pulpe [19]

L'aéragé de la pulpe est nécessaire pour la formation des bulles d'air il est caractérisé par la quantité de l'air passant par l'unité de temps à travers l'unité de surface de la cellule de flottation ($1 / m^2 \cdot mn$). Ou par la quantité d'air passant pendant l'unité de temps à travers le volume de la pulpe ($1/m^3 \cdot mn$), La quantité d'air et l'agitation dépend de type de la machine utilisé.

III.4.E.Intensité de déchargement de la mousse [19]

On utilise deux modes de déchargement de la mousse :

- Déchargement intensif : dans ce cas la couche de la mousse est évacuée d'après toute la hauteur, on utilise ce mode dans les opérations de la flottation principale et de contrôle.
- Déchargement non intensif : dans ce cas on décharge la partie supérieure de la couche de la mousse, on utilise ce mode dans les opérations de relevage.

III.4.F. Température de la pulpe [19]

Le procédé de flottation est accompagné par des phénomènes physico-chimiques qui dépendent de la température de la pulpe. L'augmentation de la température de la pulpe provoque une meilleur disparation des collecteurs et des moussants et augmente ainsi la vitesse de flottation.

III.4.G. Durée de la flottation [19]

Le temps optimal de la flottation dépend de la flottabilité des minéraux à concéderai il est déterminé par des facteurs économiques. En dépendance de temps de flottation en distingue :

- Les minerais faiblement flottant : $t > 25$ mn.
- Les minerais moyennement flottant : $t = (15 / 25)$ mn.
- Les minerais facilement flottant : $t = (5/15)$ mn.

En peut caractériser la cinétique de flottation par la dépendance du degré d'extraction et le temps de flottation.

III.4.H. Schéma de la flottation [19]

- La 1^{er} opération d'extraction des minéraux en flottation s'appelle flottation principale lors de cette opération on obtient un concentré non conditionné et des rejets riches ces deux produits par fois après leur rebroyage sont soumis à d'autres opérations de flottation.
- La flottation du concentré de la flottation principale s'appelle flottation relaveuse son but est l'amélioration de la qualité du concentré, le nombre des opérations de relevage est de 2 à 4.
- La flottation des rejets de la flottation principale s'appelle flottation de contrôle, son but est la récupération du minéral utile perdu avec les rejets et l'obtention d'un stérile final, le nombre des opérations de contrôle est de 2 à 3.
- L'ensemble des opérations principales relaveuse et de contrôle s'appelle cycle de flottation.
- Un schéma de flottation peut comprendre plusieurs cycles de flottation qui sont nommés selon le concentré obtenu.
- Le stade d'enrichissement est un ensemble d'opération de broyage de classification et des cycles de flottation à la fin, on obtient un seul ou plusieurs produits finaux.

III.4.I. Le débit de la pulpe [19]

La vitesse de flottation dépend du volume de la pulpe passant à travers la cellule de flottation par l'unité de temps. L'augmentation du volume de la pulpe augmente la vitesse de flottation et en même temps diminue le temps de contact (bulle d'air- solide - réactif) nécessaire pour obtenir le degré d'extraction définie.

Le courant optimal de la pulpe dépend de type de la machine de flottation et de volume de la cellule de cette dernière.

III.5.L'épaississement [19]

L'épaississement est un procédé d'égouttage basé sur la sédimentation naturelle des particules fines constituant, la pulpe sous l'action de la pesanteur pour les concentrés fins inférieurs à 0,2 mm

L'épaississement s'effectue dans des appareils qui peuvent être classés en deux groupes d'après la force motrice de la sédimentation des particules.

- Appareils de 1^{er} groupe dit épaississeur de la décantation réalisé sous l'action des forces gravitationnelles.
- Appareils de 2^{ème} groupe dit hydro-cyclone, la séparation du liquide et de solide sous l'action des forces centrifuges.

III.6.Filtration [19]

Le but d'une opération de filtration est la séparation d'une phase continue (liquide ou gaz) d'une phase dispersée (solide) initialement mélangé. Suivant les cas, on cherche à récupérer soit la phase contenue débarrasser au maximum de la phase dispersée (filtration de l'air de l'eau des huiles.....etc), Soit la phase dispersée (récupération d'un précepte, des Poussières...etc). Soit l'autre phase.

III.7. Calcul du schéma de Flottation

1) On détermine le nombre nécessaire des indices de départ d'après la formule suivante

$$\text{Ou : } N = C(1 + N_s - A_s) - 1$$

C : Nombre de produits de séparation (concentré et rejet) C=2

N_s : Nombre de produit de séparation

$$N_s = 12$$

A_s : Nombre des opérations de séparation.

$$A_s = 6$$

Donc : $N = 2(1+12-6)-1$

$$N = 13$$

N_{pt} : nbr de produit de traitement

$$N_{pt} = C(N_s - a_s)$$

$$N_{pt} = 2(12-6)$$

N_{pt} : donc il faut prendre 12 donnée départ pour faire le calcul :

2) Calcul des teneurs en composant utiles les rendements et les degrés d'extraction :

➤ Le degré d'extraction est calculé d'après la formule suivante :

$$\epsilon_n = \frac{\gamma_n \beta_n}{\beta_1} (\%) \text{ ou}$$

ϵ_n : Degré d'extraction du minéral utile dans le produit n en %

γ_n : Rendement du produit n en %

β_n : Teneur en minéral utile dans le produit n en %

➤ On calcule les débits d'après la formule suivante :

$$Q_n = \frac{\gamma_n \cdot Q_1}{100} \text{ t/h}$$

Q_n : Poids du produit n en t/h

γ_n : Rendement du produit n en %

Q_1 : Poids du produit initial en t/h

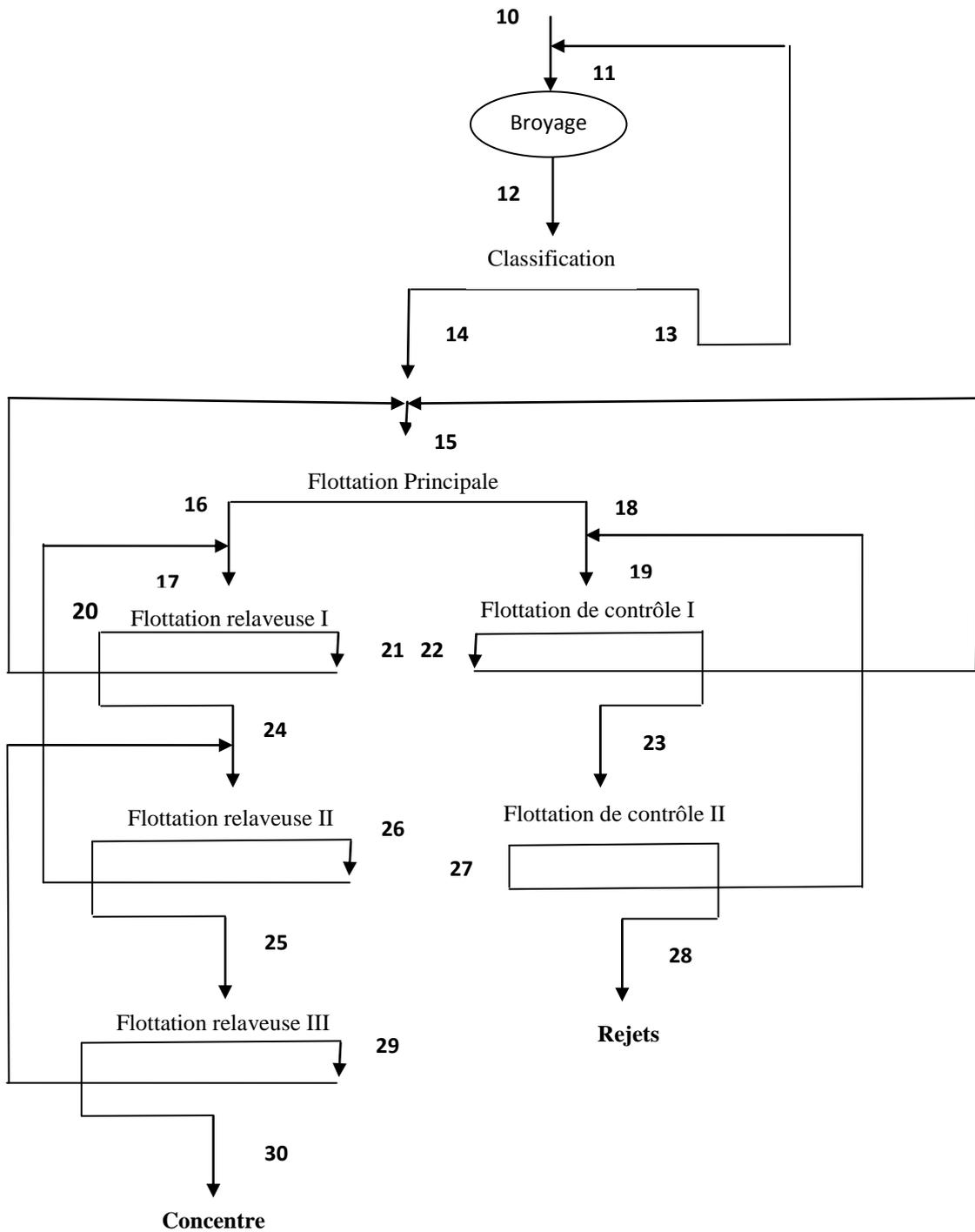


Figure IV.15 : Schéma de flottation proposé

Données de départ :

$$\beta_{14} = 70 \% ; \beta_{16} = 80 \% ; \beta_{19} = 40 \% ; \beta_{20} = 85 \% ; \beta_{25} = 90 \% ; \beta_{27} = 30 \%$$

$$\beta_{28} = 11.66 \% ; \beta_{30} = 95 \%$$

$$\gamma_{14} = 100 \% ; \gamma_{21} = 55 \% ; \gamma_{22} = 45 \% ; \gamma_{26} = 45 \% ; \gamma_{27} = 55 \% ; \gamma_{28} = 30 \% ; \gamma_{29} = 35 \% ; \gamma_{30} = 70 \%$$

III.7.A. détermination des teneurs et rendements des produits

On calcule les rendements et les teneurs en composant utile dans tous les produits (γ , β)

- Calcul du rendement de produit 14

$$\gamma_{14} = \gamma_{30} + \gamma_{28} = 70 + 30$$

$$\gamma_{14} = 100\%$$

- Calcul du rendement de produit 25

$$\gamma_{25} = \gamma_{29} + \gamma_{30} = 35 + 70$$

$$\gamma_{25} = 105\%$$

- Teneur en minéral utile dans le produit 29

$$\gamma_{25} \beta_{25} = \gamma_{29} \beta_{29} + \gamma_{30} \beta_{30}$$

$$\beta_{29} = \frac{\gamma_{25} \beta_{25} - \gamma_{30} \beta_{30}}{\gamma_{29}} = \frac{105 \times 90 - 75 \times 95}{35}$$

$$\beta_{29} = 80\%$$

- Calcul du rendement de produit 24

$$\gamma_{24} = \gamma_{25} + \gamma_{26}$$

$$\gamma_{24} = 105 + 45$$

$$\gamma_{24} = 150\%$$

- Calcul du rendement de produit 20

$$\gamma_{24} = \gamma_{20} + \gamma_{29} \quad \longrightarrow \quad \gamma_{20} = \gamma_{24} - \gamma_{29} = 150 - 35$$

$$\gamma_{20} = 115\%$$

Calcul du schéma de traitement proposé

- Teneur en minéral utile dans le produit 24

$$Y_{24} B_{24} = Y_{20} B_{20} + Y_{29} B_{29}$$

$$B_{24} = \frac{Y_{20} B_{20} - Y_{29} B_{29}}{Y_{24}} = \frac{115 \times 85 + 35 \times 80}{150}$$

$$B_{24} = 83.83\%$$

- Teneur en minéral utile dans le produit 26

$$Y_{24} B_{24} = Y_{25} B_{25} + Y_{26} B_{26}$$

$$B_{26} = \frac{Y_{24} B_{24} - Y_{25} B_{25}}{Y_{26}} = \frac{150 \times 83.83 - 105 \times 90}{45}$$

$$B_{26} = 69.43\%$$

- Calcul du rendement de produit 17

$$Y_{17} = Y_{20} + Y_{21} = 115 + 55$$

$$Y_{17} = 170\%$$

- Calcul du rendement de produit 16

$$Y_{17} = Y_{16} + Y_{26} \quad \longrightarrow \quad Y_{16} = Y_{17} - Y_{26} = 170 - 45$$

$$Y_{16} = 125\%$$

- Teneur en minéral utile dans le produit 17

$$Y_{17} B_{17} = Y_{16} B_{16} + Y_{26} B_{26}$$

$$B_{17} = \frac{Y_{16} B_{16} + Y_{26} B_{26}}{Y_{17}} = \frac{125 \times 80 + 45 \times 69.43}{170}$$

$$B_{17} = 77.20\%$$

- Calcul du rendement de produit 15

$$Y_{15} = Y_{14} + Y_{22} + Y_{21} = 100 + 45 + 55$$

$$Y_{15} = 200\%$$

- Calcul du rendement de produit 18

$$Y_{15} = Y_{16} + Y_{18} \quad \longrightarrow \quad Y_{18} = Y_{15} - Y_{16}$$

$$Y_{18} = 200 - 125 = 75\%$$

Calcul du schéma de traitement proposé

➤ Calcul du rendement de produit 23

$$Y_{23} = Y_{27} + Y_{28} = 55 + 30$$

$$Y_{23} = 85\%$$

➤ Teneur en minéral utile dans le produit 23

$$Y_{23}B_{23} = Y_{27} B_{27} + Y_{28} B_{28}$$

$$B_{23} = \frac{Y_{27} B_{27} + Y_{28} B_{28}}{Y_{23}} = \frac{55 \times 30 + 30 \times 11.66}{65}$$

$$B_{23} = 23.52\%$$

➤ Calcul du rendement de produit 19

$$Y_{19} = Y_{22} + Y_{23} = 45 + 85$$

$$Y_{19} = 130\%$$

$$Y_{19} = Y_{18} + Y_{27} = 75 + 55 = 130\%$$

➤ Teneur en minéral utile dans le produit 21

$$Y_{15}B_{15} = Y_{14} B_{14} + Y_{21} B_{21} + Y_{22} B_{22}$$

$$Y_{17}B_{17} = Y_{20}B_{20} + Y_{21} B_{21}$$

$$B_{21} = \frac{Y_{17}B_{17} - Y_{20}B_{20}}{Y_{21}} = \frac{170 \times 77.20 - 115 \times 85}{55}$$

$$B_{21} = 60.89\%$$

➤ Teneur en minéral utile dans le produit 22

$$Y_{19}B_{19} = Y_{22} B_{22} + Y_{23} B_{23}$$

$$B_{22} = \frac{Y_{19}B_{19} - Y_{23} B_{23}}{Y_{22}} = \frac{130 \times 40 - 85 \times 23.52}{45}$$

$$B_{22} = 71.28\%$$

➤ Teneur en minéral utile dans le produit 15

$$Y_{15}B_{15} = Y_{14} B_{14} + Y_{21} B_{21} + Y_{22} B_{22}$$

$$B_{15} = \frac{Y_{14} B_{14} + Y_{21} B_{21} + Y_{22} B_{22}}{Y_{15}} = \frac{100 \times 70 + 55 \times 60.89 + 45 \times 71.28}{200}$$

$$B_{15} = 67.78\%$$

➤ Teneur en minéral utile dans le produit 18

$$\gamma_{15}\beta_{15} = \gamma_{16}\beta_{16} + \gamma_{18}\beta_{18}$$

$$\beta_{18} = \frac{\gamma_{15}\beta_{15} - \gamma_{16}\beta_{16}}{\gamma_{18}} = \frac{200 \times 67.78 - 125 \times 80}{70}$$

$$\beta_{18} = 47.41\%$$

III.7.B. détermination des poids de chaque produit Q_n

On détermine les poids de chaque produit Q_n selon la formule suivante

$$Q_n = \frac{\gamma_n Q_1}{100} \text{ (t/h)}$$

Q_n : Poids du produit n en t/h

γ_n : Rendement du produit n en %

Q_1 : Poids du produit initial en t/h

On a : $Q_1 = Q_{14} = 24 \text{ t/h}$

$$Q_{15} = \frac{\gamma_{15} Q_{14}}{100} = \frac{200 \times 24}{100}$$

$$Q_{15} = 48 \text{ t/h}$$

$$Q_{16} = \frac{\gamma_{16} Q_{14}}{100} = \frac{125 \times 24}{100}$$

$$Q_{16} = 30 \text{ t/h}$$

$$Q_{17} = \frac{\gamma_{17} Q_{14}}{100} = \frac{170 \times 24}{100}$$

$$Q_{17} = 40.8 \text{ t/h}$$

$$Q_{18} = \frac{\gamma_{18} Q_{14}}{100} = \frac{75 \times 24}{100}$$

$$Q_{18} = 18 \text{ t/h}$$

$$Q_{19} = \frac{\gamma_{19} Q_{14}}{100} = \frac{130 \times 24}{100}$$

$$Q_{19} = 31.2 \text{ t/h}$$

Calcul du schéma de traitement proposé

$$Q_{20} = \frac{y_{20}Q_{14}}{100} = \frac{155 \times 24}{100}$$

$$Q_{20} = 27.6 \text{ t/h}$$

$$Q_{21} = \frac{y_{21}Q_{14}}{100} = \frac{55 \times 24}{100}$$

$$Q_{21} = 13.2 \text{ t/h}$$

$$Q_{22} = \frac{y_{22}Q_{14}}{100} = \frac{45 \times 24}{100}$$

$$Q_{22} = 10.8 \text{ t/h}$$

$$Q_{23} = \frac{y_{23}Q_{14}}{100} = \frac{85 \times 24}{100}$$

$$Q_{23} = 20.4 \text{ t/h}$$

$$Q_{23} = Q_{19} - Q_{22} = 31.2 - 10.8 = 20.4 \text{ t/h}$$

$$Q_{24} = \frac{y_{24}Q_{14}}{100} = \frac{150 \times 24}{100}$$

$$Q_{24} = 36 \text{ t/h}$$

$$Q_{25} = \frac{y_{25}Q_{14}}{100} = \frac{105 \times 24}{100}$$

$$Q_{25} = 25.2 \text{ t/h}$$

$$Q_{26} = \frac{y_{26}Q_{14}}{100} = \frac{45 \times 24}{100}$$

$$Q_{26} = 10.8 \text{ t/h}$$

$$Q_{26} = Q_{24} - Q_{25} = 36 - 25.2 = 10.8 \text{ t/h}$$

$$Q_{27} = \frac{y_{27}Q_{14}}{100} = \frac{55 \times 24}{100}$$

$$Q_{27} = 13.2 \text{ t/h}$$

$$Q_{28} = \frac{y_{28}Q_{14}}{100} = \frac{30 \times 24}{100}$$

$$Q_{28} = 7.2 \text{ t/h}$$

$$Q_{28} = Q_{23} - Q_{27} = 20.4 - 13.2 = 7.2 \text{ t/h}$$

$$Q_{29} = \frac{y_{29}Q_{14}}{100} = \frac{35 \times 24}{100}$$

$$Q_{29} = 8.4 \text{ t/h}$$

$$Q_{30} = \frac{y_{30}Q_{14}}{100} = \frac{70 \times 24}{100}$$

$$Q_{30} = 16.8 \text{ t/h}$$

$$Q_{30} = Q_{25} - Q_{29} = 25.2 - 8.4 = 16.8 \text{ t/h}$$

III.7.C. Détermination des degrés d'extraction ϵ_n

On détermine les degrés d'extraction de chaque produit

$$\epsilon_n = \frac{y_n \beta_n}{\beta_1} (\%)$$

ϵ_n : degré d'extraction du minéral utile dans le produit n en %

y_n : Rendement du produit n en %

β_n : Teneur en minéral utile dans le produit n en %

$$\beta_1 = \beta_{14} = 70\%$$

$$\epsilon_{14} = \frac{y_{14} \beta_{14}}{\beta_1} = \frac{100 \times 70}{70}$$

$$\epsilon_{14} = 100 \%$$

$$\epsilon_{15} = \frac{y_{15} \beta_{15}}{\beta_1} = \frac{200 \times 67.78}{70}$$

$$\epsilon_{15} = 193.65 \%$$

$$\epsilon_{16} = \frac{y_{16} \beta_{16}}{\beta_1} = \frac{125 \times 80}{70}$$

$$\epsilon_{16} = 142.85 \%$$

$$\epsilon_{17} = \frac{y_{17} \beta_{17}}{\beta_1} = \frac{170 \times 77.20}{70}$$

$$\epsilon_{17} = 187.48 \%$$

$$\epsilon_{18} = \frac{y_{18} \beta_{18}}{\beta_1} = \frac{75 \times 47.41}{70}$$

Calcul du schéma de traitement proposé

$$\mathcal{E}_{18} = 50.8 \%$$

$$\text{Ou : } \mathcal{E}_{15} = \mathcal{E}_{16} + \mathcal{E}_{18}$$

$$\mathcal{E}_{18} = \mathcal{E}_{15} - \mathcal{E}_{16}$$

$$\mathcal{E}_{18} = 193.65 - 142.85 = 50.8\%$$

$$\mathcal{E}_{19} = \frac{y_{19} \beta_{19}}{\beta_1} = \frac{130 \times 40}{70}$$

$$\mathcal{E}_{19} = 74.28 \%$$

$$\mathcal{E}_{20} = \frac{y_{20} \beta_{20}}{\beta_1} = \frac{115 \times 85}{70}$$

$$\mathcal{E}_{20} = 139.64 \%$$

$$\mathcal{E}_{21} = \frac{y_{21} \beta_{21}}{\beta_1} = \frac{55 \times 60.89}{70}$$

$$\mathcal{E}_{21} = 47.84 \%$$

$$\text{Ou : } \mathcal{E}_{21} = \mathcal{E}_{17} - \mathcal{E}_{20}$$

$$\mathcal{E}_{21} = 187.48 - 139.64 = 47.81\%$$

$$\mathcal{E}_{22} = \frac{y_{22} \beta_{22}}{\beta_1} = \frac{45 \times 71.28}{70}$$

$$\mathcal{E}_{22} = 45.87 \%$$

$$\mathcal{E}_{23} = \frac{y_{23} \beta_{23}}{\beta_1} = \frac{85 \times 23.52}{70}$$

$$\mathcal{E}_{23} = 28.56 \%$$

$$\text{Ou : } \mathcal{E}_{19} = \mathcal{E}_{22} + \mathcal{E}_{23}$$

$$\mathcal{E}_{23} = \mathcal{E}_{19} - \mathcal{E}_{22}$$

$$\mathcal{E}_{23} = 74.30 - 45.87 = 28.50 \%$$

$$\mathcal{E}_{24} = \frac{y_{24} \beta_{24}}{\beta_1} = \frac{150 \times 83.83}{70}$$

$$\mathcal{E}_{24} = 179.63 \%$$

Calcul du schéma de traitement proposé

$$\mathcal{E}_{25} = \frac{y_{25} \beta_{25}}{\beta_1} = \frac{105 \times 90}{70}$$

$$\mathcal{E}_{25} = 135 \%$$

$$\mathcal{E}_{26} = \frac{y_{26} \beta_{26}}{\beta_1} = \frac{45 \times 69.43}{70}$$

$$\mathcal{E}_{26} = 44.63 \%$$

$$\text{Ou : } \mathcal{E}_{24} = \mathcal{E}_{25} + \mathcal{E}_{26}$$

$$\mathcal{E}_{26} = \mathcal{E}_{24} - \mathcal{E}_{25}$$

$$\mathcal{E}_{26} = 179.63 - 135 = 44.63\%$$

$$\mathcal{E}_{27} = \frac{y_{27} \beta_{27}}{\beta_1} = \frac{55 \times 30}{70}$$

$$\mathcal{E}_{27} = 23.57 \%$$

$$\mathcal{E}_{28} = \frac{y_{28} \beta_{28}}{\beta_1} = \frac{30 \times 11.66}{70}$$

$$\mathcal{E}_{28} = 5 \%$$

$$\text{Ou : } \mathcal{E}_{23} = \mathcal{E}_{27} + \mathcal{E}_{28}$$

$$\mathcal{E}_{28} = \mathcal{E}_{23} - \mathcal{E}_{27}$$

$$\mathcal{E}_{28} = 28.56 - 23.57 = 5\%$$

$$\mathcal{E}_{29} = \frac{y_{29} \beta_{29}}{\beta_1} = \frac{35 \times 80}{70}$$

$$\mathcal{E}_{29} = 40 \%$$

$$\mathcal{E}_{30} = \frac{y_{30} \beta_{30}}{\beta_1} = \frac{70 \times 95}{70}$$

$$\mathcal{E}_{30} = 95 \%$$

$$\text{Ou : } \mathcal{E}_{30} = \mathcal{E}_{14} - \mathcal{E}_{28} \Leftrightarrow \mathcal{E}_{30} = 100 - 5 = 95\%$$

$$\text{Ou : } \mathcal{E}_{25} = \mathcal{E}_{30} + \mathcal{E}_{29} \Leftrightarrow \mathcal{E}_{30} = \mathcal{E}_{25} - \mathcal{E}_{29}$$

$$\mathcal{E}_{30} = 135 - 40 = 95\%$$

III.7.D. Détermination des poids des produits

Calcul des poids de la barytine dans tous les produits selon la formule suivante

$$P_n = \frac{Q_n \beta_n}{100} \text{ (t/h)}$$

Q_n : Poids du produit n en t/h

β_n : Teneur en minéral utile dans le produit n en %

$$P_{14} = \frac{Q_{14}\beta_{14}}{100} = \frac{24 \times 70}{100} = 16.8 \text{ t/h}$$

$$P_{15} = \frac{Q_{15}\beta_{15}}{100} = \frac{48 \times 67.78}{100} = 32.53 \text{ t/h}$$

$$P_{16} = \frac{Q_{16}\beta_{16}}{100} = \frac{30 \times 80}{100} = 24 \text{ t/h}$$

$$P_{17} = \frac{Q_{17}\beta_{17}}{100} = \frac{40.8 \times 77.20}{100} = 31.5 \text{ t/h}$$

$$P_{18} = \frac{Q_{18}\beta_{18}}{100} = \frac{18 \times 47.41}{100} = 8.53 \text{ t/h}$$

$$P_{19} = \frac{Q_{19}\beta_{19}}{100} = \frac{31.2 \times 40}{100} = 12.48 \text{ t/h}$$

$$P_{20} = \frac{Q_{20}\beta_{20}}{100} = \frac{27.6 \times 85}{100} = 23.46 \text{ t/h}$$

$$P_{21} = \frac{Q_{21}\beta_{21}}{100} = \frac{13.2 \times 60.89}{100} = 8.03 \text{ t/h}$$

$$P_{22} = \frac{Q_{22}\beta_{22}}{100} = \frac{10.8 \times 71.28}{100} = 7.7 \text{ t/h}$$

$$P_{23} = \frac{Q_{23}\beta_{23}}{100} = \frac{20.4 \times 23.52}{100} = 4.8 \text{ t/h}$$

$$P_{24} = \frac{Q_{24}\beta_{24}}{100} = \frac{36 \times 83.83}{100} = 30.17 \text{ t/h}$$

$$P_{25} = \frac{Q_{25}\beta_{25}}{100} = \frac{25.2 \times 90}{100} = 22.7 \text{ t/h}$$

$$P_{26} = \frac{Q_{26}\beta_{26}}{100} = \frac{10.8 \times 69.43}{100} = 7.5 \text{ t/h}$$

$$P_{27} = \frac{Q_{27}\beta_{27}}{100} = \frac{13.2 \times 30}{100} = 3.96 \text{ t/h}$$

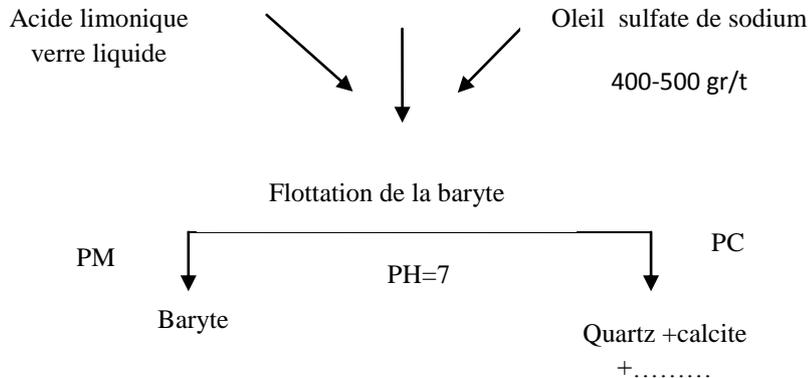
$$P_{28} = \frac{Q_{28}\beta_{28}}{100} = \frac{7.2 \times 11.66}{100} = 0.83 \text{ t/h}$$

Calcul du schéma de traitement proposé

$$P_{29} = \frac{Q_{29}\beta_{29}}{100} = \frac{8.4 \times 80}{100} = 6.72 \text{ t/h}$$

$$P_{30} = \frac{Q_{30}\beta_{30}}{100} = \frac{16.8 \times 95}{100} = 15.96 \text{ t/h}$$

III.7.E. Régime de réactif de flottation du minerai de baryte



- Les Oleil sulfate sont utilisés sous forme d'émulsion c'est-à-dire au kérosène
- Acide limonique et le verre liquide sont utilisés en qualité de déprimants du quartz et les autres minéraux à faible teneur, les consommations sont respectivement de 100 et 300 gr /t

Tableau IV.21 : Tableau récapitulatif des indices technologiques de flottation

Produit	Q (t/h)	γ %	β %	ε %
14	24	100	70	100
15	48	200	67.78	193.65
16	30	125	80	142.85
17	40.8	170	77.20	187.48
18	18	75	47.41	50.8
19	31.2	130	40	74.28
20	27.6	115	85	139.64
21	13.2	55	60.89	47.84
22	10.8	45	71.28	45.87
23	20.4	85	23.52	28.56
24	36	150	83.83	179.63
25	25.2	105	90	135
26	10.8	45	69.43	44.63
27	13.2	55	30	23.57
28	7.2	30	11.66	5
29	8.4	35	80	40
30	16.8	70	95	95

Calcul du schéma de traitement proposé

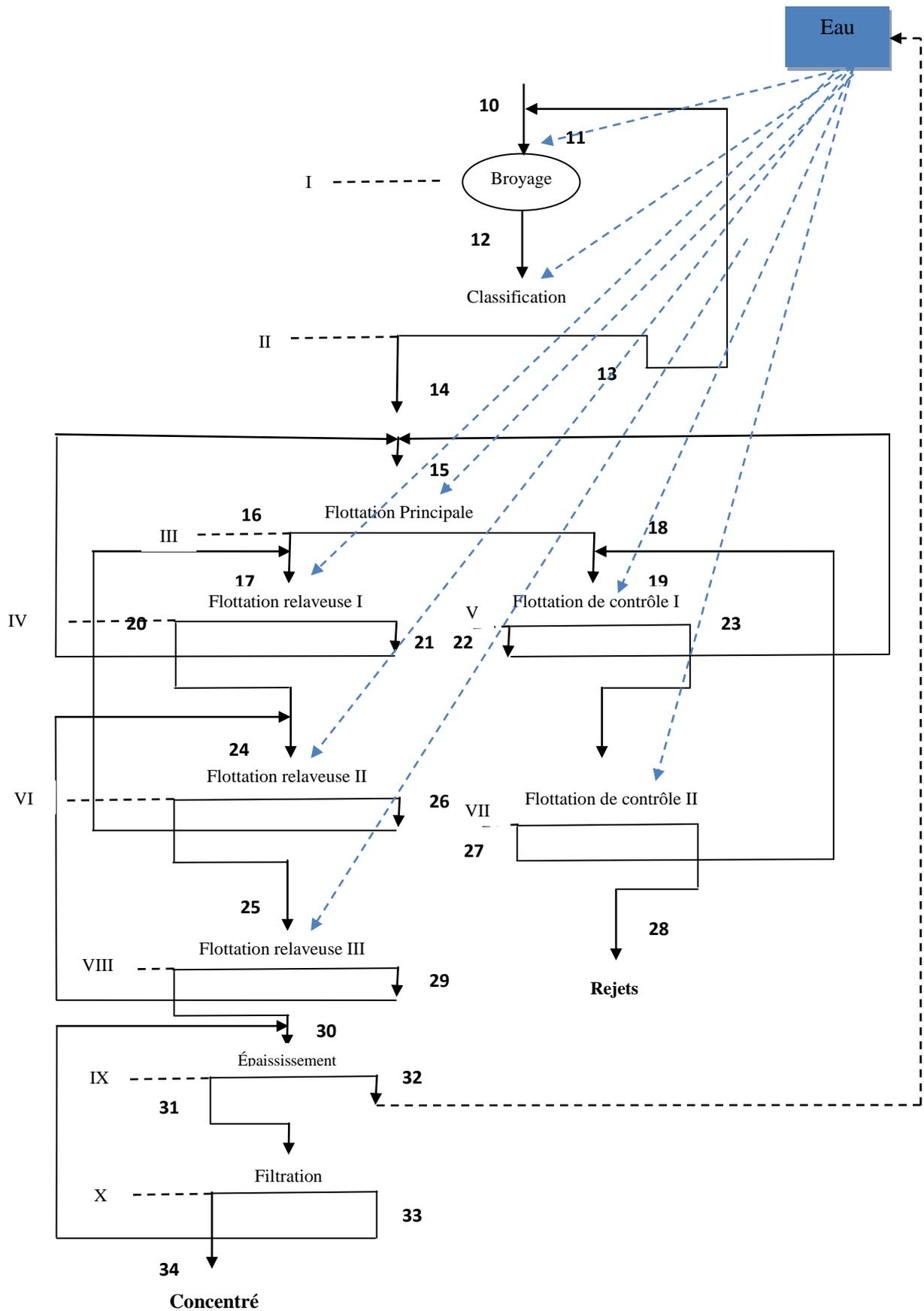


Figure IV.16: Schéma de circulation des eaux

IV. Calcul de schéma de circulation des eaux

On calcule la quantité d'eau dans les opérations et dans les produits, ainsi que la quantité d'eau qu'on ajoute pour chaque opération.

- La quantité d'eau d'opération ou du produit :

$$W_n = R_n \times Q_n \text{ en (m}^3/\text{h)}$$

W_n : quantité d'eau qui se trouve dans les produits ou les opérations (m^3/h).

R_n : rapport de dilution dans le produit ou l'opération (m^3/h).

Q_n : poids du produit (t/h).

β_s : teneur en solide dans les produits ou les opérations (%).

$$R = \frac{100 - \beta_s}{\beta_s}$$

- Il est nécessaire de trouver que la condition suivante est vérifiée

$$\sum W_{\text{entrant}} = \sum W_{\text{sortant}}$$

$$\sum W_{\text{entrant}} = \sum L + W_{\text{initial}}$$

- La consommation spécifique d'eau

$$W_s = \frac{W_t}{Q_1} \text{ m}^3/\text{h}$$

W_t : La consommation totale des eaux (m^3/t).

Q_1 : La quantité initiale du minerai (t/h).

Calcul du schéma de traitement proposé

Tableau IV.22: Rapports de dilutions et teneurs en solide dans différent produits et opérations

Opération	R m ³ /h	Bs
Alimentation du broyeur	0.25-0.60	75
Débordement de classification	1.00-4.00	50
Sables de la classification	0.20-0.30	70-90
Alimentation de la flottation principale	1.80-3.00	25-30
Alimentation de la flottation relaveuse	1.80-3.00	25-30
Alimentation de la flottation contrôle	1.50-3.00	20
Produit épaissi	0.40-1.00	70
Alimentation de la filtration	1.50-3.60	70
Gâteau des filtres	0.20-0.35	80

➤ La teneur en solide dans l'Alimentation du Broyeur Bs = 75%

$$R_{10} = \frac{100 - \beta_s}{\beta_s} = \frac{100 - 75}{75}$$

$$R_{10} = 0.33 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{10} = Q_{10} \times R_{10} = 24 \times 0.33 = 7.992 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{13} = Q_{13} \times R_{13}$$

R₁₃: la dilution du sable de classificateur; R₁₃ = (0.2-0.3)

On fixe R₁₃ = 0.2 m³/h ; Q₁₃ = 96 t/h

$$W_{13} = 96 \times 0.2 = 19.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{13} = 19.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{11} = W_{10} + W_{13} = 7.992 + 19.2 = 27.192 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{11} = 27.192 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 1.Opération I : le Broyage

- On calcule la quantité d'eau nécessaire pour l'opération du broyage W_I

$$Q_{11}=120 \text{ t/h}$$

Suivant les données pratique on choix $R_{11}=0.25 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_I= R_{11}\times Q_{11}=0.25\times 120 =30 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_I=30 \text{ m}^3/\text{h}$$

- On calcule la quantité d'eau qu'on ajoute à l'opération de broyage L_I .

$$L_I = W_I - W_{11} = 30 - 27.192 = 2.808 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$L_I=2.808 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{12}= W_I=30 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{14}= R_{14}\times Q_{14}$$

R_{14} :la dilution dans le débordement de classificateur est égale de R_{14} 1 à 4 m^3/h

On fixe $R_{14}=1 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{14}=1\times 24 = 24 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{14}= 24 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 2.Opération II: La Classification

- On calcule la consommation d'eau dans cette opération W_{II}

$$W_{II}= W_{14}+ W_{13}= 24+19.2 =43.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{II}= 43.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

- On calcule la quantité d'eau qu'on ajoute à l'opération L_{II}

$$L_{II}= W_{II} - W_{11}= 43.2 - 27.192 = 16.008 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$L_{II}= 16.008 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 3.Opération III : La Flottation Principale

- On calcule la consommation d'eau dans cette opération W_{III}

$$W_{III}= W_{16}+ W_{18}$$

$$W_{16} = R_{16} \times Q_{16}$$

R_{16} : la dilution dans l'Alimentation de la flottation principale est de 1.8 à 3.00 m³/h

On fixe $R_{16} = 2$ m³/h

$$W_{16} = 2 \times 30 = 60 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{16} = 60 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule W_{18} dans cette opération sachant que $R_{18} = 2$ m³/h.

$$W_{18} = R_{18} \times Q_{18} = 2 \times 18 = 36 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{18} = 36 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donc :

$$W_{11I} = W_{16} + W_{18} = 60 + 36 = 96 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{11I} = 96 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule W_{15} dans cette opération sachant que $R_{15} = 1.8$ m³/h.

$$W_{15} = R_{15} \times Q_{15} = 1.8 \times 48 = 86.4 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{15} = 86.4 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule la quantité d'eau qu'on ajoute à l'opération L_{III}

$$L_{III} = W_{III} - W_{15} = 96 - 86.4 = 9.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$L_{III} = 9.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 4. Opération IV: La Flottation relaveuse I

➤ On calcule W_{20} dans cette opération sachant que $R_{20} = 2$ m³/h.

$$W_{20} = R_{20} \times Q_{20} = 2 \times 27.6 = 55.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{20} = 55.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule W_{21} dans cette opération sachant que $R_{21} = 3$ m³/h.

$$W_{21} = R_{21} \times Q_{21} = 3 \times 13.2 = 39.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{21} = 39.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule W_{17} dans cette opération sachant que $R_{17}= 2 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{17}= R_{17} \times Q_{17}= 2 \times 40.8 = 81.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{17}= 81.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donc :

$$W_{IV}= W_{20} + W_{21} = 55.2 + 39.6 = 94.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{IV}= 94.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule la quantité d'eau qu'on ajoute à l'opération L_{IV}

$$L_{IV}= W_{IV} - W_{17} = 94.8 - 81.6 = 13.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$L_{IV}= 13.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 5. Opération VI : La Flottation relaveuse II

➤ On calcule W_{25} dans cette opération sachant que $R_{25}= 2 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{25}= R_{25} \times Q_{25} = 2 \times 25.2 = 50.4 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{25}= 50.4 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule W_{26} dans cette opération sachant que $R_{26}= 2 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{26}= R_{26} \times Q_{26} = 2 \times 10.8 = 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{26}= 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donc :

$$W_{VI}= W_{25} + W_{26} = 50.4 + 21.6 = 72 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{VI}= 72 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule W_{24} dans cette opération sachant que $R_{24}= 1.8 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{24}= R_{24} \times Q_{24} = 1.8 \times 36 = 64.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{24}= 64.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule la quantité d'eau qu'on ajoute à l'opération L_{VI}

$$L_{VI}= W_{VI} - W_{24} = 72 - 64.8 = 7.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$L_{VI}= 7.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 6. Opération VIII : La Flottation relaveuse III

- On calcule W_{29} dans cette opération sachant que $R_{29} = 3 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{29} = R_{29} \times Q_{29} = 3 \times 7.2 = 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{29} = 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

- On calcule W_{30} dans cette opération sachant que $R_{30} = 3 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{30} = R_{30} \times Q_{30} = 3 \times 16.8 = 50.4 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{30} = 50.4 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donc :

$$W_{\text{VIII}} = W_{29} + W_{30} = 21.6 + 50.4 = 72 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{\text{VIII}} = 72 \text{ m}^3/\text{h}$$

- On calcule la quantité d'eau qu'on ajoute à l'opération L_{VIII}

$$L_{\text{VIII}} = W_{\text{VIII}} - W_{25} = 72 - 50.4 = 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$L_{\text{VIII}} = 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 7. Opération V : La Flottation de contrôle I

- On calcule W_{22} dans cette opération sachant que $R_{22} = 2 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{22} = R_{22} \times Q_{22} = 2 \times 10.8 = 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{22} = 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

- On calcule W_{23} dans cette opération sachant que $R_{23} = 2.5 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{23} = R_{23} \times Q_{23} = 2.5 \times 20.4 = 51 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{23} = 51 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donc :

$$W_{\text{V}} = W_{22} + W_{23} = 21.6 + 51 = 72.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{\text{V}} = 72.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

- On calcule W_{19} dans cette opération sachant que $R_{19} = 2 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{19} = R_{19} \times Q_{19} = 2 \times 31.2 = 62.4 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{19}=62.4 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule la quantité d'eau qu'on ajoute à l'opération L_V

$$L_V = W_V - W_{19} = 72.6 - 62.4 = 10.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$L_V = 10.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 8. Opération VII : La Flottation de contrôle II

➤ On calcule W_{27} dans cette opération sachant que $R_{27} = 2.5 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{27} = R_{27} \times Q_{27} = 2.5 \times 13.2 = 33 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{27} = 33 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule W_{28} dans cette opération sachant que $R_{28} = 3 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{28} = R_{28} \times Q_{28} = 3 \times 7.2 = 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{28} = 21.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donc:

$$W_{VII} = W_{27} + W_{28} = 33 + 21.6 = 54.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{VII} = 54.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

➤ On calcule la quantité d'eau qu'on ajoute à l'opération L_{VII}

$$L_{VII} = W_{VII} - W_{23} = 54.6 - 51 = 3.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$L_{VII} = 3.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 9. Opération IX : L'Épaississement

$$Q_{32} = Q_{30} = 16.8 \text{ t/h}$$

➤ On calcule W_{23} dans cette opération sachant que $R_{23} = 1 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{32} = R_{32} \times Q_{32} = 1 \times 16.8 = 16.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{32} = 16.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

$R_{IX} = 2$ dilution du produit d'Épaississement 31

$$W_{IX} = R_{IX} \times Q_{32} = 2 \times 16.8 = 33.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{IX} = 33.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

Calcul du schéma de traitement proposé

Donc :

$$W_{31} = W_{IX} - W_{32} = 33.6 - 16.8 = 16.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{31} = 16.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

IV. 10. Opération X : La Filtration

➤ On calcule W_X dans cette opération sachant que $R_X = 3.55 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_X = R_X \times Q_{30} = 3.55 \times 16.8 = 59.695 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_X = 59.695 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$Q_{33} = Q_{31} = Q_{30}$$

Donc :

$$W_{34} = W_X - W_{33}$$

➤ On calcule W_{33} dans cette opération sachant que $R_{33} = 0.35 \text{ m}^3/\text{h}$

$$W_{33} = R_{33} \times Q_{33} = 0.35 \times 16.8 = 5.88 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{33} = 5.88 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donc :

$$W_{34} = 59.695 - 5.88 = 53.815 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$W_{34} = 53.815 \text{ m}^3/\text{h}$$

Tableau IV.23 : Tableau récapitulatif de circulation des eaux

Quantité d'eau qui entre	m ³ /h	Quantité d'eau qui sort	m ³ /h
Minerai initial W_{10}	7.999	Concentré W_{34}	53.815
L_I	2.808	Rejets W_{28}	21.6
L_{II}	16.008	Epaisseur W_{32}	16.8
L_{III}	9.6		
L_{IV}	13.2		
L_V	10.2		
L_{VI}	7.2		
L_{VII}	3.6		
L_{VIII}	21.6		
Total	92.215	Total	92.215

Calcul du schéma de traitement proposé

➤ La consommation spécifique de l'eau est égale à

$$W_s = \frac{wt}{Q_1} = \frac{92.215}{24} = 3.84 \text{ m}^3/\text{t}$$

W_s : La consommation spécifique de l'eau en m^3/t

W_t : La consommation totale des eaux en m^3/h .

Q_1 : La quantité initiale du minerai en t/h.

Tableau IV.24: Tableau récapitulatif général des indices technologiques

Produit	Q (t/h)	γ %	β %	ε %
01	80	100	70	100
02	31.2	39	-	-
03	48.8	61	-	-
04	48.8	61	-	-
05	80	100	-	-
06	192	240	-	-
07	80	100	-	-
08	112	140	-	-
09	112	140	-	-
10	24	100	-	-
11	120	500	-	-
12	120	500	-	-
13	96	400	-	-
14	24	100	70	100
15	48	200	67.78	193.65
16	30	125	80	142.85
17	40.8	170	77.20	187.48
18	18	75	47.41	50.8
19	31.2	130	40	74.28
20	27.6	115	85	139.64
21	13.2	55	60.89	47.84
22	10.8	45	71.28	45.87
23	20.4	85	23.52	28.56
24	36	150	83.83	179.63
25	25.2	105	90	135
26	10.8	45	69.43	44.63
27	13.2	55	30	23.57
28	7.2	30	11.66	5
29	8.4	35	80	40
30	16.8	70	95	95

Conclusion

L'étude des conditions minéralogiques, chimiques du minerai barytique de Ain Mimoun et des expériences mondiales de traitement de ce type de minerai, nous conduisent à proposer un nouveau schéma technologique pour enrichir la barytine de Ain Mimoun.

Ce dernier est composé par une préparation mécanique avec deux stades de concassage (pour obtenir une granulométrie inférieure à 10 mm). 70% du minerai concassé est stocké dans des trémies pour alimenter la station de jigage et le reste 30 % est déversé directement dans le broyeur pour subir une réduction jusqu'à la dimension nécessaire pour la flottation (inférieure à 0,5 mm). Le schéma de flottation proposé comprend une flottation principale, deux stades de flottation de contrôle et trois stades de flottation relaveuse. L'introduction de cette méthode pour le traitement du minerai barytique montre qu'il est possible d'obtenir un concentré de bonne qualité (95% en BaSO₄) avec un degré d'extraction qui peut atteindre 95%. Le produit fini obtenu par le schéma proposé sera utilisé dans le domaine chimique et pharmaceutique.

The logo of the University of Tébessa is a stylized emblem. It features a central vertical element resembling a sunburst or a stylized tower with radiating lines. This central element is flanked by two large, blocky, geometric shapes that resemble the letters 'U' and 'T'. Below the central element is a semi-circular shape, and at the very bottom, there is a stylized representation of an open book with many pages. The entire logo is rendered in a light gray color.

Conclusion générale

UNIVERSITE DE TEBESSA

Conclusion générale

Le gisement de Ain Mimoun est sous forme d'une structure filonienne, avec des réserves de barytine importantes (ressources géologiques de 1.86 MT et des réserves exploitables estimées à 1.25 MT) et avec une teneur moyenne de 70 % en BaSO₄. Comme types de minéralisation dans la mine de Ain Mimoun, on trouve la minéralisation hydrothermale de malachite, azurite et parfois de cinabre, de sphalérite et de chalcopryrite. La méthode d'exploitation appliquée au niveau de la mine de Ain Mimoun est celle des sous niveaux abattus.

Dans la recherche bibliographique nous avons constaté que la barytine est un minéral très important dans le domaine industriel et surtout dans l'industrie pétrolier et chimique à cause de ces différentes propriétés (densité, blancheur, absorbance des rayons ...etc).

- Barytine utilisé dans le domaine pharmaceutique exige une teneur supérieure égale ou supérieur à 95 % en BaSO₄.
- Barytine utilisée dans l'industrie chimique exige une teneur de 90% BaSO₄ au minimum.

Parmi les méthodes les plus utilisées pour traiter la barytine au niveau mondial on peut citer :

- La séparation gravimétrique.
- La séparation optique et radiométrique.
- La flottation (elle est la plus utilisée surtout pour l'obtention de la barytine de bonne qualité avec une teneur en BaSO₄ supérieure à 90 %).

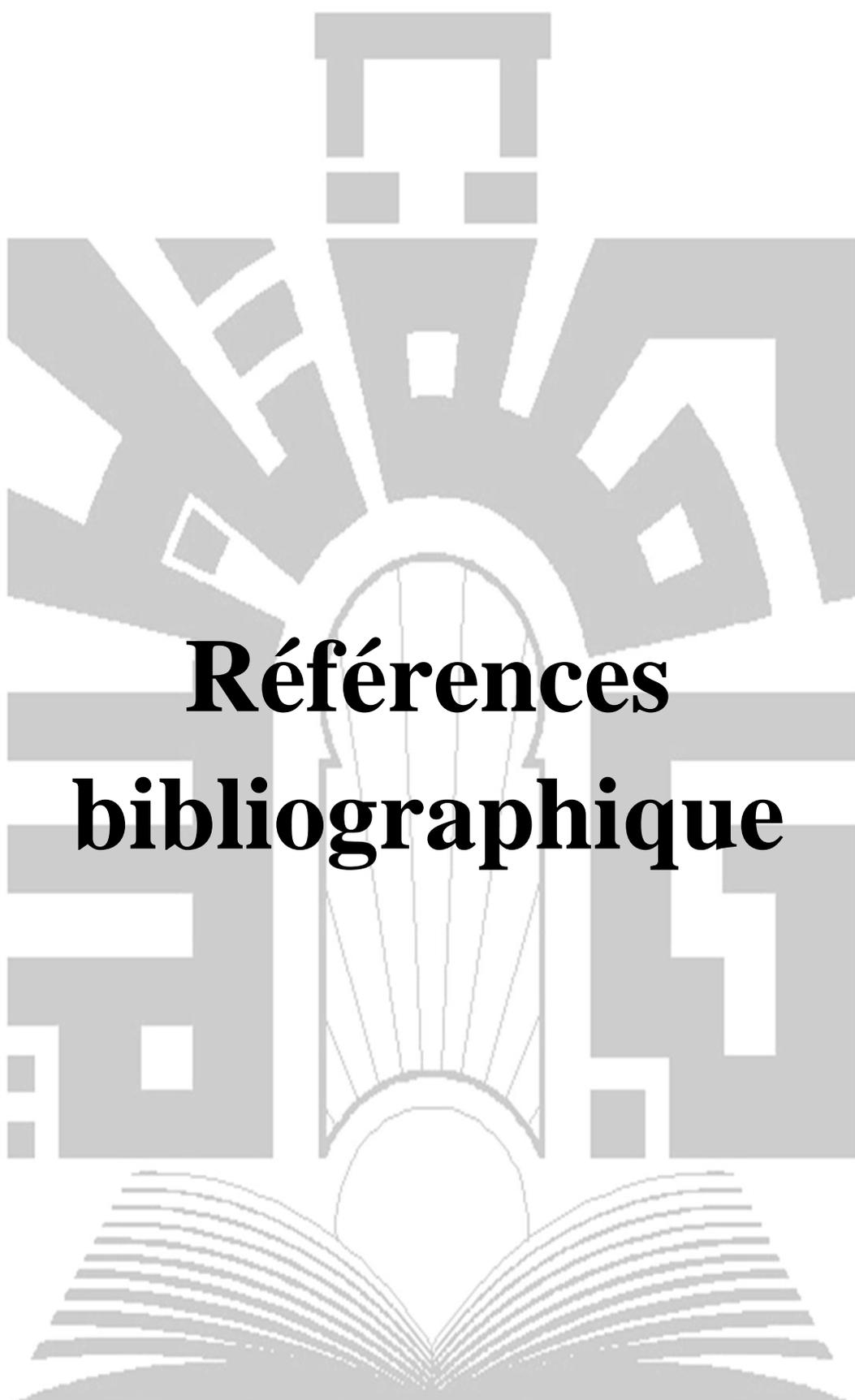
Le traitement de minerai barytique de Ain Mimoun Tout-Venant avec 70 % en BaSO₄ passe par deux stades de concassage avec un criblage préalable et de contrôle, ensuite le jigage et la classification, enfin le séchage, le broyage et le conditionnement.

La méthode de traitement gravitationnelle appliquée au niveau de la mine de Ain Mimoun a démontré ces limites. Le concentré obtenu par la chaîne de traitement actuel ne répond pas en quantité et en qualité aux exigences des consommateurs (pharmaceutique, chimique etc.), en plus la présence des pertes en minéral utile dans les stériles avec une teneur en BaSO₄ de 20 à 30%.

Conclusion générale

L'étude des conditions minéralogiques et chimiques du minerai barytique de Ain Mimoun et d'après les expériences mondiales de traitement de ce type de minerai, nous conduisent à proposer un nouveau schéma technologique pour améliorer la qualité la barytine de Ain Mimoun.

Le schéma proposé est composé par une préparation mécanique avec deux stades de concassage pour réduire la dimension du minerai afin d'avoir un diamètre inférieur à 10 mm. 70% du minerai concassé est stocké dans des trémies pour alimenter la station de jigage et le reste 30 % est déversé directement dans le broyeur pour subir une réduction jusqu'à la dimension nécessaire pour la flottation (inférieure à 0,5 mm). Le schéma de flottation proposé comprend une flottation principale, deux stades de flottation de contrôle et trois stades de flottation relaveuse. L'introduction de cette méthode pour le traitement du minerai barytique montre qu'il est possible d'obtenir un concentré de bonne qualité (95% en BaSO₄) avec un degré d'extraction qui peut atteindre 95%. Le produit fini obtenu par le schéma proposé sera utilisé dans le domaine chimique et pharmaceutique.



**Références
bibliographique**

UNIVERSITE DE TEBESSA

Références Bibliographiques

- [01]: Plan d'exploitation 2016 de Ain Mimoun. W. Khenchela (géologie et développement, exploitation, traitement, laboratoire et hygiène et sécurité)
- [02] : Mémento roche et minéraux industriel rapport BRGM R37775 DMM-RMI-93 de – la barytine – (page 01).
- [03] : La baryte ou barytine. Association des Amis d'Allègre. Association de La Neira 2014. G Duflos (page 01).
- [04] : Rapport géologique champ minier Mizab Ain Mimoun 2015.
- [05] : MEM ; Ministère d'énergie et des mines site officiel.
- [06] : Article sur internet (Ich'moul..., la ville au cœur brisé !) L'ALGÉRIE PROFONDE / ACTUALITÉS –BATNA-2015
- [07]: USGS; United States Geological Survey (janvier 2015)
- [08]: <http://www.societechimiquedefrance.fr/extras/donnees/mine/BaSO4/cadBaSO4.htm>
- [09] : Rapport de stage SOMIBAR Bocaiide 2012 réalisé par (H.Lakhdhar, S.Mouhamed, L.Slimene) 4^{ème} année mines École Nationale Polytechnique d'Alger.
- [10]: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON PROCESSING OF FINES (PROF-2000), NML JAMSHEDPUR, INDIA, 2000. FLOTATION OF BARITE FROM COMPLEX IRON ORE. (Alexander Hadjiev Geological Institute, Sofia, Bulgaria), (Peter Hadjiev University of Mining and Geology, Sofia, Bulgaria) et (Rashko Georgiev; Kremikovtzi AD, Sofia, Bulgaria)
- [11]: Source: British Geological Survey. Mineral Profile: Barytes September 2005. Kevin A Bonel. Page 21/28.
- [12]: info@lenntech.com. Copyright © 1998-2016 Lenntech B.V
- [13] : Fragmentation technologie Technique de l'ingénieur
- [14] : Broyeur pendulaire <http://INFO@LTASA.COM>
- [15] : Rapport Préliminaire Projet Baryte-Ain Mimoun Groupe ENOF.
- [16] : Lame mince des roches .Un article de Wikipédia, l'encyclopédie libre.

Références Bibliographiques

[17] : MINERALURGIE. Flottation égouttage technologies. OVTCHAROV V et KHASSIEV T .Université de ANNABA -1986.

[18] : Technique de l'ingénieur flottation mécanismes et réactifs par Pierre BLAZY et El-Aid JDID

[19] : Technique de l'ingénieur flottation mécanismes et réactifs par GILLES BARBARY.

[20] : Mémoire de magister en mine 2011-2012. Revalorisation des rejets barytique issues des jigs et impacts environnementales : cas de la mine de Ain Mimoun. BALADHA FARES.



Annexes



UNIVERSITE DE TEBESSA

Liste des figures

N°	Nom de figure	Page
Chapitre I : Géologie et Exploitation		
I.01	Localisation Géographique du gisement de Ain Mimoun	03
I.02	L'entrée de la galerie du niveau 1770 m	09
I.03	L'entrée de la galerie du niveau 1730 m	10
I.04	L'entrée de la galerie du niveau 1690 m	10
I.05	Schéma de la méthode des sous niveaux abattus	11
I.06	Loco tracteur (diésel)	13
I.07	Pelle sur rail de chargement	13
I.08	Camion du Transport	13
I.09	Pelle chargeuse	13
Chapitre II : Recherche bibliographique		
II.01	Cristal de barytine extrait au Maroc	17
II.02	La production mondiale de la barytine en 2014 (USGS)	20
II.03	Cellules de flottation dans l'usine de Chaillac –France-	26
II.04	séparation gravimétrique du minerai barytine de Ain Mimoun Khenchela –Algérie-	26
II.05	la chaine de traitement de minerai barytine de Bocaiid –Tismssilte-	27
II.06	Schéma technologique de traitement de minerai barytine de Kremikovtzi Bulgarie	30
II.07	Schéma technologique de d'enrichissement de la barytine et la fluorine dans l'usine de traitement de Cavendish (La grande –Bretagne).	32
Chapitre III : Technologie de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun		
III.01	Vue générale de la station du traitement actuel de Ain Mimoun	36
III.02	Schéma technologique de traitement de la Barytine de Ain Mimoun	37
III.03	Concasseur à mâchoires à simple effet	38
III.04	Crible vibrant de Ain Mimoun	39
III.05	Concasseur à percussion	40
III.06	Jig WEMCO de Ain Mimoun	41
III.07	Station de séchage	42
III.08	Broyeur à pendules	42
Chapitre IV : Calcul du schéma de traitement proposé		
IV.01	Etapas de préparation des lames minces	50
IV.02	Vue microscopique des lames minces de la barytine de Ain Mimoun	50
IV.03	Photo qui montre le séchage du matériau avant le tamisage	51
IV.04	Tamiseuse électro-vibrante de laboratoire des mines	51
IV.05	les tranches granulométrique a analysé	53
IV.06	Pycnomètre gradué utilisé pour l'essai	53

Liste des figures

IV.07	Schéma de préparation mécanique proposé	56
IV.08	Schéma de broyage proposé	73
IV.09	Schéma d'appareillage de la préparation mécanique	80
IV.10	Angle de contact pour un système solide-liquide-gaz	82
IV.11	Fixation des particules à la surface hydrophobe aux bulles d'air	83
IV.12	Action du moussant	84
IV.13	Adsorption du collecteur pour la surface du minéral	85
IV.14	Degré de facilité à enrichir par flottation en fonction de la grosseur des particules	87
IV.15	Schéma de flottation proposé	92
IV.16	Schéma de circulation des eaux	103

Listes des tableaux

N°	Noms	Page
Chapitre II : Recherche bibliographique		
II.01	Caractéristiques physico-chimiques de la barytine	18
II.02	Les réserves mondiales de barytine en 2015	19
II.03	La production mondiale de la barytine	20
II.04	La consommation mondiale de la barytine	21
II.05	La composition chimique de la barytine brut de Kremikovtzi	29
II.06	La composition chimique du concentré obtenue après la chaîne de traitement de l'usine de Kremikovtzi Bulgarie	31
II.07	La composition chimique de minerai brut de Cavendish	31
Chapitre III : Technologie de traitement du minerai barytique de Ain Mimoun		
III.01	Les capacités et l'état des installations	44
Chapitre IV : Calcul du schéma de traitement proposé		
IV.01	les exigences en barytine dans l'industrie chimique	47
IV.02	Composition minéralogique de la barytine de Ain Mimoun	48
IV.03	la composition chimique de la barytine de Ain Mimoun	49
IV.04	Résultats d'analyse granulométrique du TV concassé qui alimente le jig	52
IV.05	Résultats de la densité de chaque tranche	54
IV.06	analyse de tamisage du minerai TV	58
IV.07	grosseur relative du produit concassé	60
IV.08	Les exigences aux concasseurs	62
IV.09	les caractéristiques des concasseurs choisis	63
IV.10	Caractéristique la grosseur du produit	65
IV.11	Caractéristique de la grosseur de produit	66
IV.12	les exigences aux concasseurs du 1 ^{ère} étage	67
IV.13	les caractéristiques des concasseurs choisis 1 ^{ère} étage	67
IV.14	Caractéristique de la grosseur de produit	68
IV.15	les exigences aux concasseurs du 2 ^{ème} étage	69
IV.16	les caractéristiques techniques de concasseur choisi 2 ^{ème} étage	69
IV.17	Caractéristique de la grosseur de produit	70
IV.18	Les caractéristiques techniques des cribles choisis	73
IV.19	caractéristiques technique des broyeurs choisis	77
IV.20	tableau récapitulatif des indices technologique de préparation mécanique	79
IV.21	Tableau récapitulatif des indices technologiques de flottation	102
IV.22	Rapports de dilutions et teneurs en solide dans différent produits et opérations	105
IV.23	Tableau récapitulatif de circulation des eaux	111
IV.24	Tableau récapitulatif général des indices technologiques	112

Liste des graphes

N°	Noms des graphes	Page
Chapitre IV : Calcul du schéma de traitement proposé		
IV.01	La caractéristique de grosseur du TV qui alimente le jig	52
IV.02	Histogramme de la densité de chaque tranche granulométrique	55
IV.03	La caractéristique de grosseurs du minerai brut	58
IV.04	La caractéristique de grosseur du produit 04	65
IV.05	La caractéristique de grosseur du produit 05	67
IV.06	La caractéristique de grosseur du produit 09	69
IV.07	La caractéristique de grosseur du produit 06	71