

République Algérienne populaire et démocratique
Ministère de l'Enseignement Supérieure et de la recherche Scientifique



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier

Mémoire de Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention
Du Diplôme d'Ingénieur d'Etat en Génie Minier

**Essais de valorisation de la Barytine du Gisement de Bou-Caïd par
Flottation**

Présenté par :

Mr. BOURBALA Brahim
Mr. MOUSSAOUI El Abas

Devant le jury :

Dr. AIT YAHIATENE	Président
Dr. DERAMCHI	Examinatrice
Mr. GACEM	Examineur
Dr. OULD HAMOU	Rapporteur

Promotion juin 2013

Dédicaces

Aux êtres les plus chers de ma vie, mes parents, qui m'ont toujours poussé à aller vers l'avant, qu'ils trouvent ici l'expression de ma profonde reconnaissance éternelle pour tout ce qu'ils m'ont donné, pour leur amour, leur encouragement, et leur conseils, aucun remerciement ne serait leur exprimer, à sa juste valeur, mon profond amour et mon dévouement.

A mes chers frères Billel, Younes et ma chère sœur Yasmine, qu'ils soient assurés de mon affection, ma profonde reconnaissance et mes souhaits de bonheur et de réussite.

A mes très chers oncles et tantes et à tous les membres de ma famille.

Une dédicace spéciale pour le groupe des sept qui m'ont aidé et qui m'ont soutenu au quotidien.

A mes amis, qu'ils soient assurés de mon affection et qu'ils sachent que je leur suis reconnaissant pour leur soutien moral, je cite particulièrement : Nassima.

Brahim

À MA MÈRE, À MON PÈRE, QUI ONT TOUT FAIT POUR QUE J'ATTEIGNE
CE NIVEAU

À MES SCEURS HADJER, MERIEM ET SURTOUT ASMA

À MON PETIT FRÈRE HAMZA

À MES ONCLES DJAMEL ET NACER, À MES TANTES, SURTOUT NADIA

À MES GRANDS PARENTS

À MA FAMILLE PATERNELLE

AU GROUPE DES SEPT QUI ONT FAIT QUE JE PASSE TROIS ANNÉES
INOUBLIABLES DE MA VIE

À MR. MEHDAD KEDDOUR, À MR. MEFTAH MOHAMED

À MAHIO, MOHA, OUSSAMA, NABILA, NESRINE, À TOUS MES AMIS

UNE SPÉCIALE DÉDICACE À LYDIA POUR SON SOUTIEN, POUR SON
ENCOURAGEMENT

À TOUS CEUX AVEC QUI JE PARTAGE L'AMITIÉ, L'AMOUR ET LE
RESPECT

EL ABAS

Remerciements

On tient à remercier tout d'abord «ALLAH» le tout puissant.

Arrivé au terme de ce travail, on tient à remercier, énormément, tous ceux qui ont participé à l'élaboration de ce mémoire de fin d'études. Qu'ils trouvent ici notre profonde gratitude.

En premier lieu, on adresse nos sincères remerciements à notre promoteur, Docteur OULDHAMOU Malek, pour nous avoir toujours fait confiance quant à la façon de mener nos travaux. On le remercie également pour sa disponibilité, son aide, son soutien et ses qualités humaines. On tient à lui exprimer notre gratitude pour sa bienveillance pendant ces trois années d'étude au sein du département Génie Minier, pour son travail effectué en tant que Chef de département et tout ce qu'il a fait pour le bien des étudiants.

On remercie également, Dr. AIT YAHATENE, Mme DERAMCHI ainsi que Mr. GECEM, d'avoir accepté de juger ce travail. C'est un honneur de les compter parmi le jury de cette thèse.

On souhaite également témoigner toute notre reconnaissance au Directeur Général de la mine de Bou-Caïd pour avoir été la première personne qui nous a ouvert les portes de cette entreprise. Mr BENEDDINE Mohamed, chef du service traitement pour son accueil chaleureux et son aide précieuse, Melle GAID Rachida ingénieure au laboratoire de contrôle qualité pour son soutien, sa disponibilité et ses conseils durant tout notre travail.

Notre reconnaissance la plus sincère aux enseignants du département Génie Minier, et de l'ENP en général, grâce à qui nous avons pu en arriver là, plus précisément à Mme DERAMCHI pour ses conseils et son soutien, et un grand merci à Mr SAADA Abdelhafid, le père spirituel de tous les mineurs pour tous ses efforts, pour son aide et surtout pour ses qualités humaines.

À Mr DJAAFAR Ahmed et Mr MEZIANI Mustapha pour tout le bon travail qu'ils ont effectué au laboratoire du Génie Minier et qui n'ont ménagé aucun effort pour que tout marche bien.

Sans oublier Ammi SALAH, le père spirituel de tous les polytechniciens qui n'a jamais refusé son aide à qui que ce soit.

Pour ceux qu'on aurait oubliés sans le vouloir Merci à tous

RESUME

ملخص

يلعب قطاع المحروقات دورا هاما في الاقتصاد العالمي. استغلال النفط يتطلب استخدام الطين الثقيلة التي تتكون من حوالي 40% من البارييت أثناء عمليات الحفر. تستعمل هذه الأخيرة أيضا كمادة معدنية تتم إضافتها في تصنيع مختلف المنتجات الكيماوية. هدفنا هو تثمين بارييت منجم بوقائد من أجل انتزاع الشوائب المتمثلة أساسا في الحجر الكلسي والطين، وهذا باستخدام طريقة التعويم من أجل زيادة جودة المنتج النهائي لتتوافق مع متطلبات السوق.

الكلمات المفتاحية: البارييت – الطفو – منجم بوقائد – التثمين – الطاولة الهزازة – التفريق الثقلي.

• 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 baryte lors des opérations de forage. Cette dernière sert aussi comme charge minérale dans la fabrication de plusieurs produits chimiques.

Notre objectif consiste à enrichir la baryte de la mine de Bou-Caïd dans le but d'en extraire la gangue présente principalement sous forme de calcaire et d'argiles, 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.

Mots clés : Baryte – Flottation – Bou-Caïd – Valorisation – Cetyl Sulfate – Table à secousses – Mine – Séparation Gravimétrique.

• 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 products.

Our aim is to enrich the barite of Bou-Caïd by extracting the gangue present mainly as calcareous rock and clay, and that, using the flotation method to increase the quality of our product to conform the market requirements.

Key words : Barite – Flotation – Bou-Caïd – Valorisation – Cetyl Sulfate – Shaking Table – Mine – Gravity concentration

TABLE DES MATIERES

•	Introduction générale.....	1
I.	Généralités sur la barytine.....	3
I.1	Les propriétés fondamentales de la barytine.....	3
I.2	Géologie de la barytine.....	3
I.2.1	Les gisements filoniens.....	4
I.2.2	Les gisements stratiformes.....	5
I.2.3	Les gisements résiduels.....	7
I.3	Propriétés et applications industrielles de la barytine.....	7
I.3.1	La barytine dans l'industrie pétrolière.....	7
I.3.2	La barytine dans l'industrie chimique.....	8
I.3.3	La barytine comme charge minérale.....	9
I.4	Panorama mondial de la barytine.....	10
I.4.1	Production mondiale de la barytine.....	10
I.4.2	Consommation mondiale de barytine.....	12
I.5	Exploration, exploitation et traitement de la barytine.....	13
I.5.1	Exploration minière.....	13
I.5.2	Exploitation minière.....	13
I.5.3	Traitements.....	13
I.6	Les cours de la barytine.....	14
II.	Généralités sur les méthodes de séparation.....	17
II.1	Méthodes gravimétriques.....	17
II.1.1	Méthodes en milieux denses.....	17
II.1.2	Méthodes par jig (accélération différentielle).....	18
II.1.3	Méthodes par nappes pelliculaire fluente.....	19
II.2	Méthode de la flottation.....	22
II.2.1	Les interfaces de la flottation.....	22
II.2.2	Paramètres influençant le système solide-liquide-gaz.....	23
II.2.3	Réactifs de flottation.....	23
II.2.4	Paramètres influant sur l'opération de flottation.....	26
III.	Présentation mine de Bou-Caïd.....	28
III.1	Présentation du groupe MANAL.....	29
III.1.1	Présentation du groupe ENOF.....	30

III.1.2	Unité de filiale SOMIBAR.....	31
III.2	Mine de Bou-Caïd.....	31
III.2.1	Historique de la mine	31
III.2.2	Situation géographique.....	32
III.2.3	Cadre géologique.....	34
III.2.4	Hydrologie et hydrogéologie.....	35
III.2.5	Lithologie du gisement.....	36
III.2.6	La morphologie du gisement.....	36
III.2.7	Géologie des gisements.....	38
IV.	Exploitation et traitement de la barytine de Bou-Caïd.....	41
IV.1	Exploitation.....	41
IV.1.1	Mode d'exploitation	41
IV.1.2	Mode d'ouverture.....	41
IV.1.3	Les méthodes d'exploitation	41
IV.1.4	Travaux auxiliaires.....	44
IV.1.5	Les caractéristiques des gisements et leurs modes d'exploitations.....	45
IV.2	Traitement.....	49
IV.2.1	Description du processus de traitement.....	49
V.	Partie expérimentale.....	53
V.1	Introduction	53
V.2	Préparation mécanique.....	53
V.2.1	Concassage	53
V.2.2	Broyage	54
V.3	Echantillonnage	54
V.3.1	Quartage manuel.....	55
V.3.2	Diviseur rotatif	56
V.4	Analyse granulométrique.....	56
V.4.1	Introduction	56
V.4.2	Courbes granulométriques.....	56
V.4.3	Interprétation des résultats.....	62
V.5	Séparation par nappe pelliculaire fluente	63
V.5.1	Table à secousse	63
V.5.2	Mode opératoire	63

V.5.3	Résultats et interprétations	64
V.6	Flottation.....	66
V.6.1	Préparation des échantillons	66
V.6.2	Mode opératoire	67
V.6.3	ESSAIS DE FLOTTATIONS	70
V.7	Homogénéisation des concentrés des trois gisements	83
V.7.1	Introduction	83
V.7.2	Exemple pratique.....	83
V.8	Essais de contrôle de qualité.....	85
•	Conclusion générale	87
•	Références	90
•	Annexes	92

LISTE DES TABLEAUX

Tableau I.1 : Consommation moyenne de barytine par forage (pétrole ou gaz)	8
Tableau V.1 : Analyse granulométrique exprimée en gramme.....	58
Tableau V.2 : Analyse granulométrique exprimée en pourcentage	59
Tableau V.3 : Masses des échantillons préparés	66
Tableau V.4 : Réactifs utilisés dans la variante1.....	67
Tableau V.5: Réactifs utilisés dans la variante2.....	68
Tableau V.6 : Densités des touts venant du gisement Nord.....	70
Tableau V.7 : Paramètres de flottation gisement Nord	70
Tableau V.8 : Densités après flottation du gisement Nord.....	70
Tableau V.9 : Densités touts venant Belabbes	72
Tableau V.10: Paramètres de flottation gisement Belabbes.....	72
Tableau V.11: Densités après flottation du gisement Belabbes	72
Tableau V.12: Densités touts venant Lakhdar	73
Tableau V.13: Paramètres de flottation gisement Lakhdar	73
Tableau V.14: Densités après flottation du gisement Lakhdar	73
Tableau V.15: Densités Stérile.....	74
Tableau V.16: Paramètres de flottation Stérile	74
Tableau V.17: Densités après flottation du Stérile.....	74
Tableau V.18: Réactifs utilisés dans la classe1	75
Tableau V.19: Paramètres de flottation des trois gisements	75
Tableau V.20 : Densités après flottation des trois gisements.....	75
Tableau V.21 : Réactifs utilisés dans la classe 2.....	76
Tableau V.22 : Paramètres de flottation de la classe 2.....	76
Tableau V.23 : Densités après flottation	76
Tableau V.24 : Réactifs utilisés dans la classe 3.....	77
Tableau V.25 : Paramètres de flottation des trois gisements	77
Tableau V.26 : Densités après flottation	77
Tableau V.27 : Réactifs utilisés dans la classe 4.....	78
Tableau V.28 : Paramètres de flottation Lakhdar 4.....	78
Tableau V.29 : Réactifs utilisés dans la classe 5	79
Tableau V.30 : Paramètres de flottation Lakhdar 5.....	79
Tableau V.31 : Densité après flottation.....	79
Tableau V.32 : Réactifs utilisés dans la variante 3	81
Tableau V.33 : Paramètres de flottation.....	81
Tableau V.34 : Densités après flottation	81

LISTE DES FIGURES

Figure I.1 : Répartition de la production mondiale de barytine en 2008.....	11
Figure I.2 : Evolution de la production mondiale de barytine entre 1930 et 1992.....	11
Figure I.3 : Evolution et répartition de la production mondiale de barytine entre 1997 et 2008.	12
Figure I.4: Evolution comparée de différents facteurs du marché de l'énergie et du marché de la barytine.	14
Figure I.5: Statistiques du marché de la barytine aux états unis (en kT).	15
Figure II.1:Schéma représentatif d'une table à secousses.....	20
Figure II.2: Schéma représentatif de l'action du collecteur.	24
Figure III.1: Schéma représentatif du groupe MANAL.....	30
Figure III.2: Carte représentant l'emplacement de la mine de Boucaïd par rapport à Alger et Chélif.....	32
Figure III.3: Photo montrant les limites de la mine de Bou-Caïd.	33
Figure III.4: Carte représentative de localisation des différents gisements de BouCaïd.	37
Figure IV.1: Schéma représentatif de la min de Boucaïd.....	42
Figure IV.2: Chambres et piliers.	43
Figure IV.3: Concasseur à percussion.....	43
Figure IV.4: Lampes de mineur.	44
Figure IV.5: Machines de mine.....	44
Figure IV.6: Engins de chargement et de transport dans la mine.....	45
Figure IV.7: Schéma technologique d'enrichissement du minerai barytiques de Bou-Caïd ...	49
Figure IV.8: Schéma de la station de pulvérisation de la mine de Bou-Caïd.....	49
Figure V.1: Concasseur à percussion.	53
Figure V.2: Broyeur à boulets.....	54
Figure V.3 : Quartage manuel étape 1.....	55
Figure V.4 : Quartage manuel étape 2.....	55
Figure V.5: Quartage manuel étape 3.....	55
Figure V.6 : Diviseur rotatif.....	56
Figure V.7 : Tamiseuse.	57
Figure V.8 : Courbe granulométrique des passants et du refus du gisement Nord en fonction des diamètres des tamis.	60
Figure V.9: Courbe granulométrique des passants et du refus du gisement Lakhdar en fonction des diamètres des tamis.	60
Figure V.10: Courbe granulométrique des passants et du refus du gisement Belabbes en fonction des diamètres des tamis.....	61
Figure V.11: Courbe granulométrique des passants et du refus de tous les gisements en fonction des diamètres des tamis.....	61
Figure V.12: Photo d'une table à secousses.	63
Figure V.13 : Photo d'une cellule de flottation DENVER.....	67
Figure0.1 : Schéma technologique de flottation.....	69

INTRODUCTION GENERALE

• Introduction générale

La barytine est un sulfate de baryum naturel (BaSO_4), largement utilisée dans différents secteurs industriels, elle correspond à la composition suivante : BaO (65.70%), SO_3 (34.30%).

La barytine appelée plus couramment dans le secteur du forage pétrolier « baryte », est un minéral lourd pouvant atteindre une densité de 4.48 maximum (baryte très pure), ce produit est largement répondu et exploité dans le monde entier.

Environ 75-80% de la barytine extraite est utilisée pour rendre plus lourdes les boues de forages de profondeur exécutés lors de l'exploitation de pétrole. Parmi ses autres utilisations :

- Dans la fabrication des colorants.
- En céramique on l'emploie pour les glaçures et les émaux.
- Dans l'industrie du verre
- Elle sert aussi à fabriquer un ciment et un béton qui protègent des radiations radioactives.
- On s'en sert aussi en médecine, surtout pour les radiographies du tube digestif sous forme de bouillie de baryte.
- Elle est utilisée comme matériau de départ pour la production des sels volatils de baryum, employés pour colorer les flammes (feux de Bengale, fusées, feux d'artifice).

En Algérie on trouve la barytine dans plusieurs gisements comme celui de Bou-Caïd (W.Tissemsilt) et Ain Mimoun (W.Khenchela) qui sont en cours d'exploitation et qui assurent 40% de la demande locale.

La barytine apparaît dans les environnements géologiques variés seule ou bien en association avec plusieurs minéraux tels que la fluorine, la Célestine, le calcaire, le quartz, la blende, ou la galène. La présence de ces minéraux pose un problème certain pour la baryte en diminuant sa densité.

Par conséquent, pour avoir un produit fini de barytine qui répond aux exigences de L'American Petroleum Institut, il est clair que la séparation préalable de ces minéraux pour but d'augmenter sa densité présente un enjeu économique intéressant, de par la réduction des dépenses occasionnées par ces désagréments, et l'amélioration de la qualité de la barytine.

Donc, le travail que nous allons réaliser portera sur la séparation du calcaire et de l'argile entrant dans la composition de la roche encaissante du gisement de barytine de Bou-Caïd (wilaya de Tissemsilt). Pour cela nous allons utiliser la méthode de flottation qui est très utilisée dans le monde industriel.

**CHAPITRE I : GENERALITES SUR LA
BARYTINE**

I. Généralités sur la barytine

I.1 Les propriétés fondamentales de la barytine

La barytine a été depuis fort longtemps remarquée du fait de sa densité élevée. Son nom dérive du mot Grec "barns" qui signifie lourd. Les allemands utilisent le mot "Schwerspat" (spath pesant). En anglais on trouve les termes de "bary spar", "barite" ou "baryte".

Le terme de barytine est une dénomination d'usage courant dans le commerce et l'industrie pour désigner une espèce minérale bien définie : le sulfate de baryum naturel $BaSO_4$. [2]

La dénomination de baryte est réservée à l'oxyde de baryum BaO . Au point de vue minéralogique, la barytine correspond à la composition :

BaO 65.7%

SO_3 34.3%

Une petite quantité de baryum est toujours remplacée par du strontium ou du calcium. Les barytines anglaises, par exemple, peuvent contenir SO_4Sr (0,2 à 1,6 %) et SO_4Ca (0,7 %) en solution solide.

Les cristaux de barytine peuvent être développés et présentent de belles facettes de formes tabulaires très aplaties, réunies sous le faciès de "barytine crêtée". Mais le plus souvent, la barytine se présente en concrétions globulaires ou fibreuses, ou en masses lamellaires plus ou moins translucides, généralement blanches, parfois grisâtres ou jaunâtres. Les barytines fortement colorées sont plus rares (les couleurs jaune, rouge, marron etc.) et sont dues à des inclusions de matières étrangères : principalement des oxydes de fer, des sulfures et des matières organiques. [2]

La propriété la plus importante de la barytine est sa densité élevée qui atteint à l'état pur la valeur de 4,48 à 260°C. Les impuretés contenues dans les minerais peuvent réduire notablement cette valeur. Sa dureté est faible et oscille entre 2,5 et 3,5 suivant la direction du cristal. Son point de fusion est élevé puisqu'elle fond à 1580°C. Elle est fragile, ses cristaux présentent trois clivages parfaits. Elle est extraordinairement peu soluble dans l'eau pure mais elle peut se dissoudre facilement en présence de chlorures. Elle est pratiquement insoluble à froid dans les acides et légèrement soluble dans l'acide sulfurique bouillant. Sa poudre est blanche ou parfois teintée pour les variétés les plus colorées. Par réduction elle permet d'obtenir du sulfure de baryum soluble qui est la base d'une variété de dérivés barytiques. [2]

I.2 Géologie de la barytine

La barytine apparaît dans des environnements géologiques variés, seule ou en association avec plusieurs minéraux tels que la fluorine, la Célestine, le quartz, la blende ou la galène. Les gisements exploitables sont largement distribués dans le monde au sein de roches sédimentaires, métamorphiques ou ignées.

Trois types principaux de dépôts sont généralement distingués :

- les gisements filoniens et de remplissage de cavités ;
- les gisements stratiformes de couverture sédimentaire et les gisements stratiformes d'origine hydrothermale exhalative ;
- les gisements résiduels.

I.2.1 Les gisements filoniens

On distingue les gisements strictement filoniens et les remplissages de cavités en milieu carbonaté. La barytine apportée par les fluides hydrothermaux est déposée dans les failles, fractures, joints, cavités, plans de stratification et toute autre ouverture (karsts) existant au moment du dépôt. Les veines, poches, ou amas minéralisés ainsi formés, sont caractérisés par des contacts nets avec la roche encaissante et par l'extrême variabilité de leur géométrie: lentilles irrégulières d'extension variable, faiblement enracinées en profondeur et changeant d'azimut brutalement.

L'irrégularité d'une telle présentation engendre des coûts d'extraction élevés. Dans les exploitations de ce type, en mine souterraine ou en large ciel ouvert, la barytine souvent très pure, est extraite comme sous-produit ou coproduit des minerais métalliques et/ou de la fluorine. Les dépôts karstiques -Sardaigne, Belgique, France (Montagne Noire et Corbières)- sont formés par le dépôt de saumures ou de fluides hydrothermaux, dans les cavités de dissolution de roches carbonatées situées proche du contact socle-couverture.

Dans les gisements filoniens, on distingue les filons de socle encaissés dans les roches anciennes, magmatiques ou métamorphiques et les filons de couverture sédimentaire ; chacun étant caractérisé par son contenu dominant : filons essentiellement barytiques ; filons à barytine, quartz et fluorine ; filons à barytine et galène (plus ou moins argentifère). [2]

Les principales exploitations concernant ce type de gisements se trouvent :

- Au Maroc : Taza, Ighoud, Zelmou, Imoulasse

Taza : réserves supérieures à 1 million de tonnes ; filon de 1,2 km d'extension et de 1.8 a 3,6 mètres de puissance ;

Ighoud : mine souterraine avec plus de 40 km de galeries ; filon vertical de 6 mètres de puissance possédant trois panneaux minéralisés irréguliers ;

Zelmou : exploitation à ciel ouvert à cadence élevée ; capacité de 300 000 t /an.

- En Italie : Monte Ega, Barega (Sardaigne) ; Monte Elto, Primaluna (Trentin)

Monte Ega : filon sub-vertical de 600 mètres, exploité sur 150 de profondeur.

- Au Royaume uni : mines du nord de l'Angleterre dans le Yorkshire et le Derbyshire

I.2.2 Les gisements stratiformes

La barytine est partie intégrante de la séquence sédimentaire, soit comme constituant principal, soit comme ciment. Les gisements portent l'empreinte des conditions de dépôt qui permettent de les caractériser.

I.2.2.1 Les gisements de couvertures sédimentaires en milieu évaporitique, lagunaire ou Lacustre

La barytine apparaît en concentrations stratiformes (couches) ou liées aux strates (niveaux à nodules et géodes) dans un environnement sédimentaire évaporitique, lagunaire ou lacustre.

Ces dépôts sont généralement en relation avec des fractures d'extension régionale qui affectent le socle ou la couverture. La minéralisation émerge dans le milieu de dépôt à la faveur de faille-drains.

Les gisements sont contrôlés par les failles synsédimentaires et par la paléogéographie du milieu de dépôt. En général, la dimension des gisements et leurs réserves importantes, autorisent une exploitation à ciel ouvert moderne et à grande échelle.

I.2.2.2 Les gisements d'origine hydrothermale-exhalative

Les couches ou amas de barytine sont parfois associés aux gisements stratiformes de sulfures massifs d'origine exhalative. Les observations ont montré que leur genèse est liée à des griffons hydrothermaux sous-marins en relation avec une activité volcanique importante ou plus ou moins discrète. Les gisements sont contrôlés par la paléogéographie et par l'instabilité du milieu de dépôt : pièges, subsidence active, cycles de pulsations des griffons.

Ces phénomènes se traduisent par des variations latérales de faciès très rapides à l'échelle du gisement et par des substitutions et des remobilisations fréquentes. On observe très souvent un passage latéral entre la barytine et les minéralisations pyriteuses et/ou zincifères. Au Pérou, l'exploitant de la barytine du gisement de Pémbar a découvert par hasard, lors de l'épuisement des réserves, l'apparition d'un nouveau gisement de zinc qui est actuellement en production. [2]

En général la dimension et la géométrie des gisements autorisent une exploitation moderne mécanisée. Un grand nombre de gisements d'importance internationale, appartiennent à la famille des gisements stratiformes d'origine hydrothermale-exhalative. Il est possible de les classer en 5 sous-groupes :

- **Les amas sulfurés polymétalliques à barytine avec roches volcaniques ou volcano-sédimentaires associées**

Ils sont nombreux et on les rencontre :

- Au JAPON : célèbres Kuroko,
- En ALLEMAGNE : Rammelsberg et Meggen/Sauer,
- En CHINE : région est de Guizhou,
- En GEORGIE (ex. URSS) : gisement de Madneuli.

- Des minéralisations de ce type sont décrites en Turquie, Bulgarie et Algérie.
- En France : l'amas sulfuré de Chessy près de Lyon contient 4.1 Mt de minerai à 20 % de BaSO₄. Le projet d'exploitation prévoit de récupérer entre 27 000 et 72 000 t/an de barytine chimique sur une durée de 14 ans.

- **Les amas sulfurés polymétalliques à barytine sans roche volcanique ou volcano-sédimentaire associée**

Les gisements appartenant à ce groupe ne portent pas les marques évidentes du volcanisme. Celui-ci peut être discret ou totalement absent. C'est le cas en :

- Ecosse: aberfeldly; foss Mine
- Irlande : Ballynoe et Tynagh, district de Silvermines. Dépôt en milieu récifal.
- France : Le gîte d'Arrens dans les Pyrénées contient de l'ordre de 1 Mt de barytine.

La minéralisation est localisée au contact de calcaires du Dévonien. La couche est principalement barytique sur le flanc sud du synclinal médian et devient plus zincifère (blende) sur le flanc nord. Elle mesure de 0,5 m à une dizaine de mètres de puissance à Peynardoune et peut être suivie presque en continu sur 5 km.

- **Les amas de barytine seule avec roches volcaniques ou volcano-sédimentaires associées**

C'est le cas en :

- Bosnie : en bordure de la province Dinaric ; ici la barytine est associée aux roches sédimentaires paléozoïques et au complexe volcano-sédimentaire triasique.
- Inde : les grandes réserves de Mangampet dans le bassin de Cuddapah, province d'Andhra Pradesh, sont encaissées dans les formations épicontinentales du Protérozoïque. Les roches encaissantes ont parfois été décrites comme des tufs. Le milieu évaporitique du dépôt a été mentionné.

- **Les amas de barytine seule, associés à des cherts, sans roche volcanique ou volcano sédimentaire connues**

C'est le cas en :

- Chine : Sud de la ceinture de Qinling ; niveaux de barytine associés à des cherts noirs dans les séquences de shales et de cherts noirs du Paléozoïque Inférieur.
- Kazakhstan : Chiganak et Baikonur ; niveaux barytiques associés à des cherts noirs, shales, siltites et grès du Cambrien et de l'ordovicien Inférieur.
- USA : gros dépôts du Névéda : Battle Mountain - Greystone Mine - plusieurs couches irrégulières de 15 mètres de puissance et de 300 à 500 mètres d'extension, associées à des niveaux de cherts gris ou noirs et d'argilites du Dévonien ; "Devonian Slaven Chert Formation".

- **Les amas de barytine transportés et redéposés**

Les matériaux d'un dépôt originel en milieu instable tel que les talus sous-marins, peuvent se déplacer jusqu'à la rencontre de nouveaux pièges, ou s'accumuler dans des cônes de déjection sous-marins. On trouve des exemples :

- Aux USA : certains gisements de la ceinture barytiques du Nevada ;
- Au Mexique : Banta de Sonora y Cobachi.

I.2.3 Les gisements résiduels

La barytine provient de la destruction de gisements préexistants, généralement encaissés dans des dolomies. Les blocs de barytine de dimension variable sont emballés dans de l'argile rouge résiduelle. Les dépôts de ce type peuvent être étendus, mais leur taille, leur dimension et leur teneur sont extrêmement variables.

Les principaux gisements résiduels se trouvent : aux USA, en Géorgie dans le district de Cartersville et dans le Missouri : Washington ; En Thaïlande, dans la province de Phrae, district de Ban Thalu Long. En France, des minéralisations filoniennes et de remplissage de cavités, associées à des minéralisations résiduelles, ont fait l'objet de petites exploitations en Montagne Noire : Font d'Arques et dans les Corbières : Secteurs d'Auriac et Montgaillard.

I.3 Propriétés et applications industrielles de la barytine

Les utilisations industrielles de la barytine sont basées sur sa densité, sa stabilité chimique, sa blancheur et son abondance relative dans la nature. [2]

I.3.1 La barytine dans l'industrie pétrolière

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 de 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'imperméabilité 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 forages pétroliers. En 1991, aux USA, environ 90 % de la consommation de barytine étaient destinés aux boues de forages pétroliers.

La consommation de barytine dans un forage pétrolier varie beaucoup suivant le type de terrain traversé, la pression des gaz rencontrés et la profondeur du forage.

Tableau I.1 : Consommation moyenne de barytine par forage (pétrole ou gaz) [2]

Basin pétrolier	Barytine employée (t)	Longueur moyenne forée (m)
Sud des USA	40	3000
Mer du nord	200 à 350	1000 à 2000
Iran	400	3000

Source : Barytine de Chaillac Fasc. E3 - 26ème CG1 – 1980

La barytine vendue pour boues 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. De 90 à 95 % du produit doit avoir une granulométrie inférieure à 325 mesh (45µm). 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 % au maximum. Les spécifications précises de la barytine pour boues de forages sont fournies par "American Petroleum Institute" (API), "Oil Companies Material Association" (OCMA) et l'Association de Recherche sur les Techniques d'Exploitations de Pétrole (ARTEP). Dans les boues de forages, la barytine peut être substituée partiellement par de la Célestine, de l'ilménite ou de l'hématite.

I.3.2 La barytine dans l'industrie chimique

L'industrie chimique absorbe près de 16 % de la consommation mondiale.

La barytine est la principale matière première 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 briques, 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 : verres spéciaux pour écrans cathodiques, téléviseurs, écrans d'ordinateur, barrières contre les rayonnements, vernis céramiques, électro céramiques, 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, caoutchoucs, 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 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 faible tonnage en pyrotechnie (couleur verte 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 barytine chimique doit être aussi riche que possible en BaSO₄. La production de carbonate de baryum exige une qualité correspondant à un minimum de 97 à 98% de Ba(Sr) SO₄. 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 1%. La teneur en Ca F₂ 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, terres rares et carbonates.

La maille de libération doit permettre de limiter la proportion de particules fines lors du broyage. Certains fabricants achètent la barytine en morceaux et assurent la fragmentation adaptée à leurs besoins.

I.3.3 La barytine comme charge minérale

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

Avec ses 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 à 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.

- 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 caoutchoucs 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 impressions photographiques ;
- Elle entre dans la composition des encres d'imprimerie ;
- En verrerie, l'emploi de barytine permet d'économiser de l'énergie, elle décolore les pâtes de verre, les rend plus aptes aux manipulations et augmente la brillance. Les fabricants verriers demandent généralement une barytine avec $BaSO_4 > 95 \%$; $SiO_2 < 2,5 \%$ et $Fe_2O_3 < 0,15 \%$. La granulométrie doit être comprise entre 0,60 et 0,106 mm.
- 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, contrepoids de ponts, stabilisateurs de conduites sous-marines, ballast 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 laboratoires, de centrales nucléaires et de bases militaires atomiques.
- La barytine est aussi 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 μm .

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

I.4 Panorama mondial de la barytine

I.4.1 Production mondiale de la barytine

La production mondiale de 7,770 Mt en 2008 (fig. suivante) a été assurée à 84 % par quatre pays, qui sont la Chine (57 %), l'Inde (13 %), les États-Unis (8 %) et le Maroc (6%).

Parmi les autres pays représentant 16 % de la production mondiale, certains, comme le Kazakhstan, le Vietnam ou le Mexique, qui possèdent des réserves importantes, pourraient voir leur production actuelle se développer.

On note une très forte prédominance de la Chine qui assure plus du tiers de la production mondiale. L'Inde arrive au deuxième rang des pays producteurs avec un peu plus de 10 %.[3]

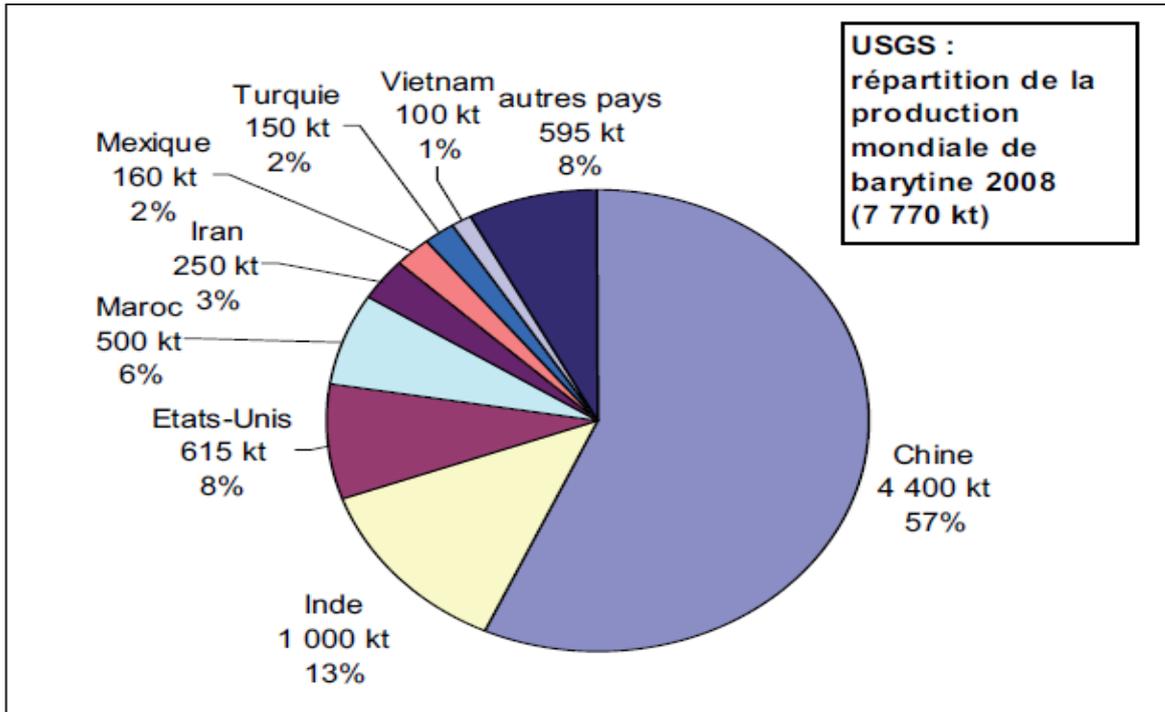


Figure I.1 : Répartition de la production mondiale de barytine en 2008. [3]

• Source : USGS (united state geological survey)

PRODUCTION MONDIALE DE BARYTINE DEPUIS 1930

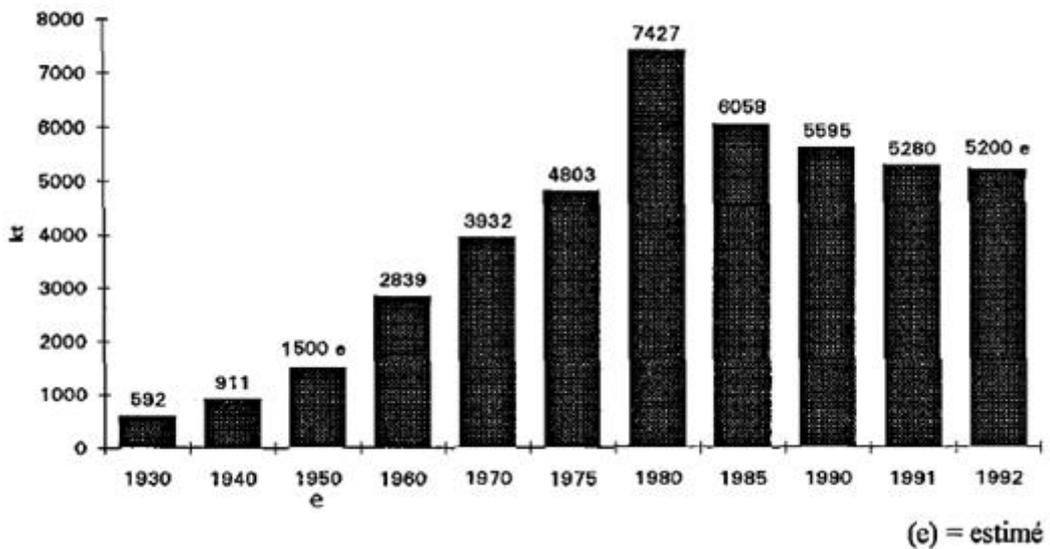


Figure I.2 : Evolution de la production mondiale de barytine entre 1930 et 1992. [2]

• Source : USGS (united state geological survey)

L'évolution de la production mondiale (fig I.3), qui plafonne depuis 2005, est passée de 6,930 Mt en 1997 à 7,770 Mt en 2008 (+ 12,1 %).

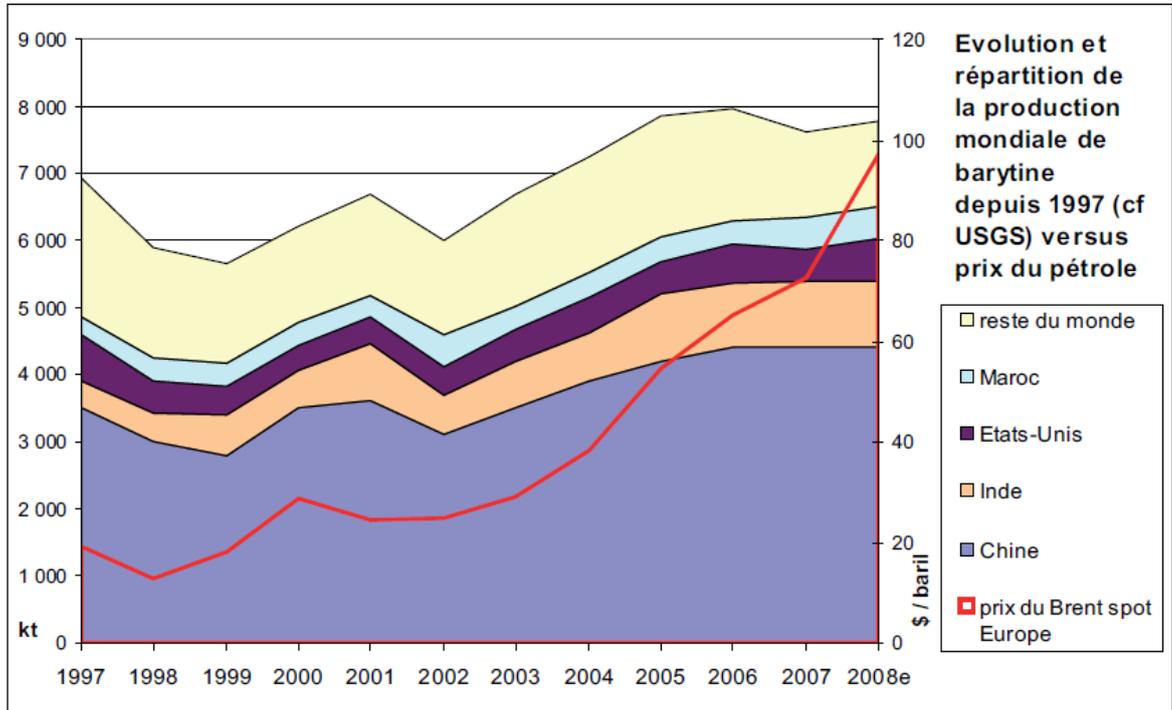


Figure I.3 : Evolution et répartition de la production mondiale de barytine entre 1997 et 2008. [3]
 • Source : USGS (united state geological survey)

L'évolution des productions sur la période de onze ans considérée montre la domination confortable de la Chine (+ 26 % par rapport à 1997), la montée en puissance de l'Inde (+ 150 %), la progression continue du Maroc (+ 85 %), le retour des États-Unis au niveau de 1997 et une production en baisse du reste du monde, notamment des pays européens.

L'importance du secteur pétrolier et gazier dans la demande de barytine est de 80 % au niveau mondial mais atteint 95 % aux Etats-Unis où l'évolution du marché domestique est suivie de près par l'USGS.

À l'échelle mondiale, l'évolution sur la période 1997-2008 de différents facteurs intervenant sur les marchés des hydrocarbures/gaz et de la barytine est contrastée. Les progressions des productions d'hydrocarbures et de barytine sont comparables (+ 13 % et + 12 % respectivement) alors que celle de gaz naturel a été plus forte (+ 38 %). Sur fond de progressions de + 27 % de la consommation d'énergie primaire (incluant les énergies alternatives = nucléaire, charbon, hydroélectricité et énergies renouvelables) et de + 99 % de l'index Baker Hugues2, le prix du baril (WTI) a augmenté de 386 % alors que le prix de la barytine du marché américain a augmenté de 58%. [3]

I.4.2 Consommation mondiale de barytine

Elle se caractérise par des structures assez différentes entre zones géographiques et selon les utilisations en Europe, la chimie et les charges représentent une forte proportion -près de la moitié- de la consommation de barytine. Partout ailleurs, en particulier sur le continent nord-américain, l'industrie pétrolière est de loin (90 % de la consommation aux USA en 1991) le plus important

consommateur. Les produits les plus purs, (les plus nobles), alimentent les secteurs de la chimie et des charges. Les grandes quantités, aux spécifications moins exigeantes, sont consommées en forages.

I.5 Exploration, exploitation et traitement de la barytine

I.5.1 Exploration minière

Au cours des deux dernières décennies, l'exploration minière a permis de découvrir un certain nombre de gisements stratiformes : Canada, Inde, Mexique, USA et France.

Avec l'augmentation des dépenses d'exploration, il est probable que de nouvelles ressources seront mises à jour. Trois critères principaux guident la recherche : priorité à la découverte de gisements stratiformes adaptés à une exploitation moderne et mécanisée, qualité du matériau adaptée aux besoins et localisation de la ressource à proximité des centres de distribution ou de consommation.

I.5.2 Exploitation minière

Dans les pays industrialisés, l'extraction traditionnelle en mine souterraine sur gisements filoniens n'a pratiquement pas résisté à l'augmentation des coûts de production et à la chute des prix de la dernière décennie. En Espagne, la production entre 1985 et 1988 a chuté de 70 000 t à 6 000 t.

L'exploitation des filons en mine souterraine ou à ciel ouvert est guidée par la sélectivité. En général, l'extraction concerne de gros gisements stratiformes ou résiduels exploités en carrière. Elle est alors fortement mécanisée et dominée par le volume de production, avec en aval des unités de traitement adaptées au minerai et à ses utilisations.

I.5.3 Traitements

Dans certains gisements, le minerai présente une qualité suffisante pour subir un simple criblage. Parfois il doit être lavé, concassé et tamisé.

Les qualités les plus nobles peuvent mériter un scheidage manuel (concentration d'un minerai par triage manuel, avec éventuellement concassage au marteau). Mais souvent le minerai nécessite une concentration par gravimétrie (jigs, milieux denses, tables), séparation magnétique ou flottation, pour augmenter la teneur en BaSO₄ et la densité correspondante. Ces opérations sont généralement effectuées à proximité des centres d'extraction.

Les produits correspondants portent l'appellation de barytine primaire, La transformation qui suit est adaptée aux besoins des consommateurs.

La barytine pour forages nécessite presque toujours un broyage très fin avant son application dans les boues. Ce broyage peut être réalisé sur le site de la mine ou ailleurs. Au cours du broyage, les meilleures qualités sont généralement mélangées avec des qualités inférieures pour aboutir à un produit normalisé.

La barytine pour charges sera valorisée en fonction de sa blancheur et de sa finesse. Certains produits subissent un blanchiment chimique. Les transformateurs sont équipés

d'unités de micronisation de plus en plus perfectionnées. Les produits les plus nobles ont des blancheurs de 90 à 94% et des tailles de particules de 2 à 5 µm.

I.6 Les cours de la barytine

Les plus bas prix pratiqués correspondent à la barytine brute ou concentrée par jigs ; ces qualités sont principalement destinées aux boues de forage. Les produits qui ont subi un traitement plus évolué, tels que la flottation, ont une valeur supérieure et sont destinés à la chimie, à la verrerie ou à l'utilisation comme charges. Selon "US Bureau of Mines" (USBM) les prix pratiqués en 1991 variaient entre 40\$/t (forages) et plus de 2000 \$/t (applications pharmaceutiques).

En Europe, le coût moyen rendu usine utilisatrice de la barytine pour la chimie varie de 120 à 150 DM (soit 75 à 95 \$, entre 420 et 525 F) ; pour les charges les prix varient entre 130 et 135 \$.

Au cours des dernières décennies, on observe une stabilité des prix-valeur constante de la barytine broyée qualité peinture et une érosion sensible des prix des qualités micronisées pour charges.

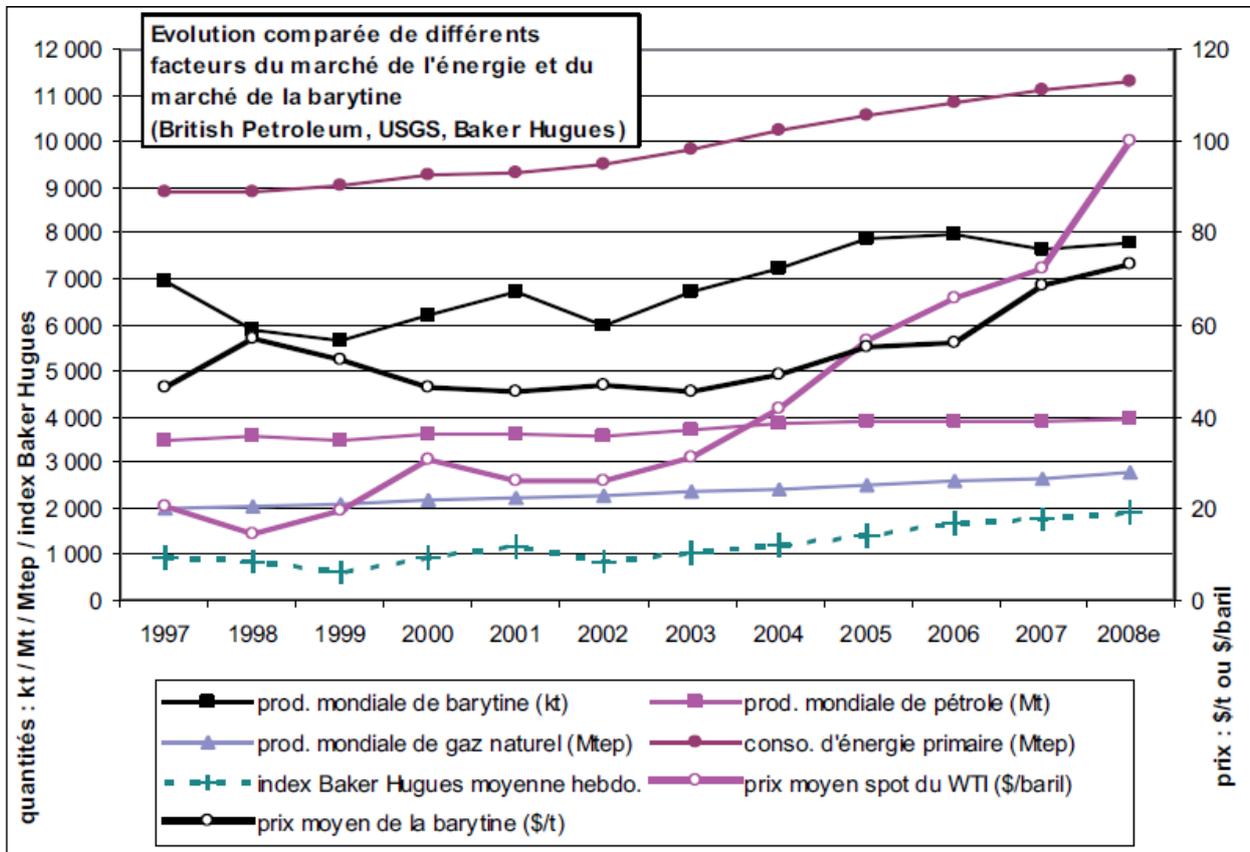


Figure I.4: Evolution comparée de différents facteurs du marché de l'énergie et du marché de la barytine. [3]

• Source : USGS (united state geological survey)

À l'échelle des États-Unis, la production, les flux et la consommation de barytine montrent une certaine stabilité sur la période considérée (tableau suivant). Par rapport à une production qui a quasiment retrouvé en 2008 son niveau de 1997, la consommation apparente est restée très stable à l'exception des années 1998-1999 pour lesquelles l'affaiblissement du

prix du pétrole a été responsable d'une forte baisse du nombre de sondages rotatifs en activité et donc de la demande de barytine.

USGS : statistiques du marché de la barytine ¹ aux Etats-Unis (en kt)							
	production domestique	importations	exportations	consommation apparente	consommation réelle	prix barytine (\$/t)	prix comparé du WTI (\$/baril)
1997	692	2 260,0	21,6	2 930	2 180	46,20	20,61
1998	476	1 910,0	14,7	2 370	1 890	57,10	14,39
1999	434	871,0	21,8	1 280	1 370	52,50	19,31
2000	392	2 100,0	36,3	2 460	2 100	46,30	30,37
2001	400	2 510,0	45,0	2 870	2 670	45,40	25,93
2002	420	1 540,0	47,2	1 920	1 980	46,60	26,16
2003	468	1 650,0	44,0	2 080	2 230	45,60	31,07
2004	532	2 000,0	70,0	2 460	2 440	49,30	41,49
2005	489	2 690,0	93,0	3 080	2 720	55,00	56,59
2006	589	2 550,0	72,0	3 070	3 040	56,10	66,02
2007	455	2 600,0	15,0	3 040	2 980	68,60	72,20
2008	615	2 400,0	52,0	2 960	2 950	73,00	100,06

¹Compilé par D.A. Buckingham, J.P. Searls and M.M. Miller de l'USGS (dernière mise à jour effectuée le 27 octobre 2008 ; données comportant des estimations.

Figure I.5: Statistiques du marché de la barytine aux états unis (en kT). [3]

• **Source** : USGS (united state geological survey)

La relance de l'activité de recherche pétrolière et gazière sur l'ensemble du globe et particulièrement aux États-Unis est nette à partir de 2004 et, surtout, de 2005. Pour la période de janvier à août 2009, l'index Baker Hugues (moyenne hebdomadaire du nombre de sondeuses en activité sur le territoire américain) est tombé à 1 091 par rapport à 1 854 pour la période équivalente 2008.

Les États-Unis sont le premier consommateur mondial de barytine, en liaison avec une exploration pétrolière et gazière qui représente près de la moitié de cette activité au niveau mondial. Ils ont dû importer de 81 à 87% de leur consommation apparente ces dernières années. Le pays fournisseur quasi-exclusif de barytine brute ou broyée est la Chine, dont la part a été de 2,535 Mt sur les 2,600 Mt importées aux Etats-Unis en 2007, soit 58 % de la production chinoise.

Les exportations américaines de barytine sont anecdotiques (15 kt en 2007, 52 kt en 2008) mais significatives s'agissant principalement du Canada où le champ d'exploration et de production d'hydrocarbures et de gaz naturel est en plein essor. Commercialement, on remarquera que la barytine est apportée par les pétroliers et/ou les grandes compagnies de forage de longue date, au même titre que d'autres adjuvants, et non achetée dans le pays.. Le prix de la barytine (dollars courants) a augmenté de 58 % dans cette période avec des hausses fortes en 1998 et 2007, continues mais irrégulières à partir de 2004. Dans le même temps, le prix du baril (WTI) a augmenté de 386 % avec des hausses fortes en 1999 (mais récupération de la baisse de 1998), 2000, 2004, 2005 et 2008, plus soutenues à partir de 2003. Les prix moyens de la barytine importée aux Etats-Unis ont fortement augmenté depuis 2004, passant de 54,5 \$/t à 74,6 \$/t en 2007 en raison de la hausse de la demande et des coûts de transport. La barytine importée indienne coûte, en moyenne, 10 \$/t de plus que la barytine chinoise alors que celle du Maroc coûte 5 \$/t de moins. [3]

**CHAPITRE II : METHODES DE
SEPARATION DES MINERAIS**

II. Généralités sur les méthodes de séparation

II.1 Méthodes gravimétriques

Les méthodes de concentration gravimétrique sont parmi les plus anciennes et les plus utilisées encore de nos jours. Ce fait résulte d'un ensemble de raisons parmi lesquelles on trouve la simplicité de fonctionnement, la capacité élevée pour des particules assez grosses et les coûts de fonctionnement moindres que par d'autres méthodes. Ces méthodes comportent donc des avantages mais aussi des facteurs d'application.

Parmi les facteurs d'application de ces méthodes, il y a que les minerais soient de teneur élevée, que la libération se fasse par détachement ou pour le moins à une maille grossière, que les concentrateurs soient éloignés des grands centres, que les technologies plus poussées soient inexistantes sur le site, ou enfin que les méthodes servent à la pré concentration ou au triage.

Par ailleurs, les conditions suivantes font en sorte qu'on ne peut appliquer la concentration gravimétrique : une faible teneur ou des grains de minéraux trop petits, une libération du minerai par fractionnement, lorsqu'un rendement métal élevé est nécessaire, lorsque les minerais sont polymétalliques avec des minéraux de masse volumiques semblables.

Les minerais visés par ces méthodes sont ceux de charbon, de fer, d'étain, de titane, de chrome, de barytine, de mica et d'or.

Ces procédés de concentrations utilisent l'effet combiné de la masse, du volume et de la forme des particules pour obtenir des trajectoires de particules différentes dans un milieu liquide, statique ou en mouvement. On distingue trois méthodes : méthode des milieux denses, méthodes de la nappe pelliculaire fluente, accélération différentielle (jigage). [1]

II.1.1 Méthodes en milieux denses

Les méthodes de concentration en milieux denses sont les méthodes gravimétriques dont le principe de fonctionnement est le plus simple. Selon ce principe, toute particule située dans un fluide quelconque se positionne selon sa masse volumique ; si sa masse volumique est inférieure à celle du milieu, la particule monte à la surface de celui-ci, c'est-à-dire qu'elle flotte et fait partie du produit appelé flottant. Si au contraire sa masse volumique est supérieure à celle du milieu, la particule descend jusqu'au fond de celui-ci, c'est-à-dire qu'elle plonge et fait partie du produit appelé plongeant. Le milieu a une masse volumique ou densité supérieure à l'unité (généralement entre 1,3 et 3,8).

Ces méthodes sont parmi les méthodes gravimétriques les plus efficaces. Elles sont utilisées pour enrichir entre autres les minerais de charbon, de fer, de titane, de chrome, de manganèse, d'étain, de tungstène. [1]

Parmi les principaux milieux denses utilisés, on cite :

- les liquides denses qui sont la plupart du temps des liquides organiques d'une large gamme de masse volumique (bromure de méthylène par exemple de masse volumique égale à 2,49g/cm³) mais qui ne sont à peu près pas utilisés à l'échelle industrielle, étant

coûteux, volatils et souvent toxiques, inflammables et instables ce qui nécessitent un nettoyage des produits obtenus pour éliminer les dangers pour l'environnement.

- Les solutions de sels qui sont des solutions aqueuses de chlorures de calcium, de baryum, de zinc..., parmi lesquels seul le chlorure de calcium est utilisé à l'échelle industrielle, pour la valorisation du charbon.
- Les pseudo-liquides sont les milieux denses les plus utilisés. Ce sont les pulpes préparées avec un composé chimique presque pur, d'une masse volumique élevée, d'une granulométrie déterminée. Plusieurs solides peuvent être utilisés, comme la galène, la barytine et la magnétite, trois minéraux naturels, et le ferrosilicium préparé artificiellement. De nos jours on utilise ce dernier ainsi que la magnétite qu'on peut les récupérer ensuite par la méthode magnétique à basse intensité en voie humide

Cette méthode de séparation se montre très efficace pour des différences de densité allant jusqu'à $\Delta\rho = 0.1$, voire 0.05 pour certains types de minerais et/ou d'appareillages. Concernant le médium utilisé, certaines conditions sont néanmoins exigées, notamment sur sa viscosité, qui ne doit pas être trop élevée sous peine de gêner l'évolution des particules qui s'y déplacent, ni trop faible car elle risquerait d'influer sur sa stabilité et transformerait la solution en un simple fluide newtonien.

II.1.2 Méthodes par jig (accélération différentielle)

Le procédé consiste à soumettre pendant des cycles très brefs les particules minérales à des courants ascendants et descendants assurés par un piston ou un diaphragme (jig à piston) ou par le mouvement alternatif d'un crible dans un fluide (jig à crible mobile). La séparation des grains lourds et légers s'obtient en trois phases par l'action combinée des courants ascendants et descendants :

- l'accélération différentielle : dans cette phase, les grains acquièrent une accélération ne dépendant que de leurs densités, à condition que le temps de chute soit très bref. En conséquence, un mélange binaire de particules lourdes et légères se comporte de telle sorte que les distances parcourues par les particules sont fonction de leurs accélérations initiales, et partant de leur densité et donc possible d'obtenir théoriquement une stratification des particules lourdes et des particules légères.
- sédimentation gênée : le courant ascendant de liquide permet de réaliser un rapport de sédimentation élevé et d'augmenter le critère de TAGGART. En fait, le rôle principal du courant ascendant est d'écartier au maximum les particules, les unes des autres.
- tassement : lorsque les particules sont soumises à un courant descendant, les particules subissent un phénomène de succion et elles se resserrent.
- Les jigs sont des appareils très anciens, particulièrement utiles pour effectuer du triage, donc idéal pour les particules assez grosses. Ils servent aussi pour effectuer l'écumage comme dans le cas des minerais d'or. [1]

II.1.3 Méthodes par nappes pelliculaire fluente

Les méthodes basées sur le principe de la nappe pelliculaire fluente s'appliquent à des appareils très nombreux et variés, elles comprennent tout autant des appareils anciens que récents, tout autant simples que complexes. Parmi ces appareils on peut citer les tables dormantes, les spirales, les tables basculantes, les bandes sans fin et les tables à secousses qu'on va décrire ci-après.

Lorsqu'on utilise un appareil conçu sur le principe de la nappe pelliculaire fluente, le résultat est l'obtention d'un lit de particules stratifié selon la masse volumique. Le lit de particules est alors séparé en trois strates assez distinctes, soit une strate supérieure constituée des particules de faible masse volumique, une strate inférieure composée des particules de plus grande masse volumique et, enfin, une strate intermédiaire formée d'un mélange de particules de haute et de basse masse volumique.

- **Table à secousses**

Les tables à secousses (figure 2.1.) sont l'un des principaux appareillages utilisés pour la séparation gravimétrique, et plus précisément pour la séparation par nappe pelliculaire fluente, avec soutirage continu. Cette méthode est basée sur la longueur du parcours effectué par une particule sur un plan incliné à la surface duquel s'écoule, par gravité, un film liquide. Les tables comprennent une alimentation et un système de récupération des particules classifiées (compartiments séparés).

La table à secousses est une table autour de l'axe longitudinal, à laquelle on communique un mouvement de secousses périodiques selon le même axe. Cette table est garnie d'obstructions ou de riffles parallèles à sa longueur ; alimentée par une pulpe à un de ses coins, elle fournit un concentré à l'extrémité étroite, opposée à celle de l'alimentation, au bout des riffles, et un rejet à l'extrémité large, également opposée à celle de l'alimentation. Généralement aussi, on alimente de l'eau de lavage perpendiculairement aux riffles.

Les tables de secousses servent notamment pour les minerais de charbon, les minerais d'oxydes de fer, de chrome, de manganèse, de niobium et d'étain et pour d'autres minerais comportant les minéraux lourds de valeur comme la barytine, le zircon, la wolframite, la monazite ainsi que pour les micas. Par ailleurs, on les utilise pour récupérer des alliages ou des métaux, tels le laiton, l'acier, l'or et l'argent, à partir des rejets d'usines pyrométallurgiques. Rappelons que les tables peuvent être employées pour faire de l'écumage sur les minerais d'or et d'argent, avant de les lixivier.

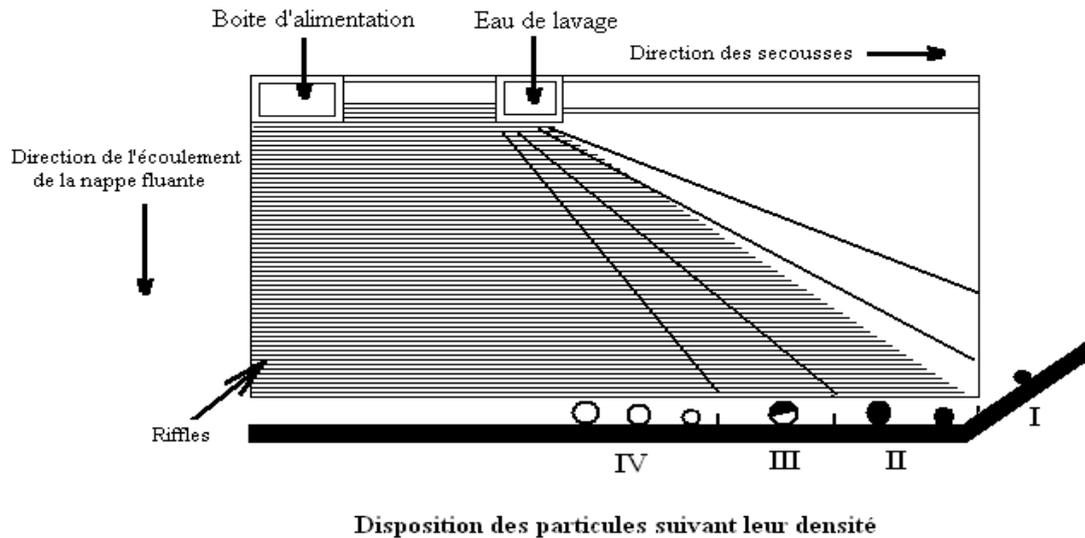


Figure II.1:Schéma représentatif d'une table à secousses.

La table est alimentée à sa partie supérieure par une boîte d'alimentation. L'eau de lavage est distribuée sur toute sa longueur fournissant une nappe qui s'écoule suivant une pente transversale. Les réglottes ou riffles forment autant de barrages et de pièges aux grains lourds alors que les grains légers ont tendances à sauter chaque obstacle. Les grains lourds disposés entre les riffles avancent latéralement par suite de secousses asymétriques imprimées au plateau. On trouve donc en commençant par la partie extérieure au rifflage, plusieurs zones :

- ✓ Zone 1 : c'est la zone des concentrés où se trouvent les particules fines et denses.
- ✓ Zone 2 : c'est la zone qui appartient encore à la zone des concentrés ; on y trouve des particules denses et grossières avec quelques particules mixtes.
- ✓ Zone 3 : c'est la zone des particules mixtes mélangées à quelques particules légères.
- ✓ Zone 4 : c'est la zone de particules légères.

Le rifflage a, avant tout, un rôle de stratification des grains par l'action conjuguée :

- ✓ De la secousse qui provoque un amollissement de la couche des grains dans l'espace entre les riffles et la descente des grains denses jusqu'à la surface de la table.
- ✓ De l'eau de lavage qui entraîne les grains légers formant la couche supérieure des grains déposés.

Les secousses ont un double rôle :

- ✓ Elles permettent d'une part, la stratification ;
- ✓ D'autre part, l'évacuation des particules stratifiées entre les riffles.

Dès que celles-ci sortent des riffles, elles sont soumises à l'effet de la nappe pelliculaire fluente et à l'effet des secousses dont la résultante provoque du triage par taille et par densité.

Enfin, il est indispensable de deschlamer l'alimentation ; les fines particules en suspension augmentent la densité de la pulpe ayant pour résultat l'augmentation des temps de sédimentation des solides. [1]

II.2 Méthode de la flottation

Lorsqu'on concentre les minéraux par les méthodes physiques, leur formule chimique a peu d'importance. Les propriétés d'intérêts sont plutôt macroscopiques, telle la masse volumique. En revanche, quand on concentre les minéraux par flottation, la formule chimique revêt une importance majeure, surtout si l'on désire comprendre ce qui se produit réellement.

De façon générale, les minéraux sont classés en fonction de leur degré de polarité. Un minéral est dit polaire s'il comporte, éparpillés sur sa surface, des sites dont la charge électrique résiduelle est majoritairement positive, adjacents à des sites dont la charge électrique résiduelle est plutôt négative, il en résulte des dipôles électriques, d'où l'existence de la polarité. Tandis que les minéraux polaires contiennent un grand nombre de sites positifs et négatifs, les minéraux non polaires n'en possèdent pas, ou très peu.

Les surfaces des minéraux polaires réagissent fortement avec les molécules d'eau, avec les ions. Ces surfaces sont dites hydrophiles, en ce sens qu'elles aiment la présence de l'eau, ou aérophobes. C'est-à-dire qu'elles fuient la présence de l'air.

Au contraire, les surfaces des minéraux non polaires n'attirent pas les molécules d'eau, ni les ions et ne sont pas très actives. Ces surfaces sont donc qualifiées d'hydrophobes, c'est-à-dire qu'elles fuient la présence de l'eau. Elles sont aussi qualifiées d'aérophiles : elles attirent l'air.

En flottation, lorsqu'une particule de minéral utile en suspension dans une solution aqueuse, est naturellement hydrophobe ou est rendue hydrophobe par l'adsorption d'un collecteur, elle peut adhérer à une bulle d'air provenant de l'injection d'air dans la pulpe ; dans le système obtenu, il y a trois phases en présence, et au contact entre ces différentes phases, on trouve trois interfaces.

II.2.1 Les interfaces de la flottation

- **l'interface solide-liquide**

L'interface solide-liquide est l'interface la plus importante en flottation. Elle est caractérisée à la fois par des phénomènes électriques et par des phénomènes d'adsorption. Le phénomène probablement le plus important qui se produit à l'interface solide-liquide est celui de l'adsorption. Ce phénomène est à l'origine des mécanismes par lesquels tous les réactifs chimiques sélectifs se produisent sur les surfaces en flottation, lorsque agissent les collecteurs, les activant et les déprimants. [1]

- **l'interface liquide-gaz**

En flottation, l'interface liquide-gaz met en relation la solution aqueuse avec les bulles d'air utilisées pour entraîner les particules hydrophobes au concentré. Les propriétés de cette interface sont influencées majoritairement par un composé appelé moussant. L'ajout de ce dernier à l'eau fait baisser sa tension inter faciale liquide-gaz et donc abaisser l'énergie potentielle d'une bulle d'air dans l'eau. En conclusion, la bulle d'air se sent nettement plus à l'aise dans la phase aqueuse.

- **Système solide-liquide-gaz**

Les interfaces telles qu'elles ont été décrites n'existent pas en soi, mais plutôt en relation étroite l'une avec l'autre. Les propriétés du système délimité par les trois phases de l'eau, la particule minérale et la bulle d'air, soit l'angle de contact et l'adhésion, sont très importantes en flottation ; en fait, le comportement de ce système permet de déterminer la flottabilité d'une espèce minérale.

II.2.2 Paramètres influençant le système solide-liquide-gaz

- ✓ **Angle de contact**

L'angle de contact est l'angle mesuré dans la phase aqueuse entre l'interface solide-liquide et l'interface liquide-gaz.

On comprend que l'expression angle de contact est bien choisie puisqu'elle désigne à quel point un contact donné est réussi entre une bulle d'air et un minéral. Ainsi, un angle de contact nul ou très petit caractérise un minéral non hydrophobe mais hydrophile. On dit alors que la solution mouille le solide. Un angle de contact élevé, par contre, signifie qu'une particule est hydrophobe, donc qu'elle est apte à être attachée solidement à la bulle d'air, donc flottable.

- ✓ **Adhésion**

L'adhésion est un état stable d'attachement découlant d'un contact, d'une collision entre une bulle d'air et une particule. Cet état stable est caractérisé par un angle de contact favorable ($>80^\circ$ généralement).

En fait, il faut noter que le comportement de l'interface solide-liquide est conditionné, en flottation, par l'action des collecteurs, des activants et des déprimants. Quant aux caractéristiques de l'interface liquide-gaz, elles dépendent principalement de l'action du moussant. Par ailleurs, ce sont presque tous les réactifs qui caractérisent l'interface solide-gaz.

II.2.3 Réactifs de flottation

- **Les collecteurs**

Un collecteur est le centre nerveux d'un processus de flottation. Les raisons sont que, d'abord, le collecteur est souvent le réactif le plus sélectif, c'est-à-dire qu'il est adsorbé à l'interface d'un seul minéral. Ensuite, un processus de flottation est généralement plus sensible au dosage du collecteur qu'au dosage des autres réactifs.

Les collecteurs sont divisés en trois grandes catégories :

- ✓ Les collecteurs non ionisés et non polaires : leur particularité est qu'ils ne contiennent pas la partie polaire, c'est pourquoi ils n'agissent pas avec l'eau et avec les surfaces des minéraux, mais ils ont la possibilité de se fixer sur la surface hydrophobe des minéraux. On utilise ces collecteurs pour la flottation des minéraux hydrophobes, ayant une haute flottabilité naturelle. Il s'agit dans ce cas des hydrocarbures.

- ✓ Les collecteurs anioniques : ce sont des collecteurs lors de la dissociation desquels le radical hydrocarbure entre dans la composition de l'anion. On distingue les carboxyles et les tiocarboxyles. On peut citer les xanthates et les aérofloats...
- ✓ Les collecteurs cationiques : ce sont les collecteurs lors de la dissociation desquels le radical hydrocarbure entre dans la composition du cation. Ce sont les amines et leurs sels.

Tous les collecteurs sont des réactifs organiques. La plupart du temps, ce sont des composés hétéropolaires constitués de deux extrémités : un non-polaire ou hydrophobe, généralement une chaîne hydrocarbonée. L'autre, polaire et hydrophile, est souvent chargée négativement ou positivement.

Le mécanisme d'action du collecteur est le suivant : la tête polaire va se fixer sur la surface de la particule dont la charge a été acquise lors du broyage, et la chaîne organique va, par adsorption, rendre la surface de la particule hydrophobe. Ce mécanisme est schématisé sur la figure suivante.

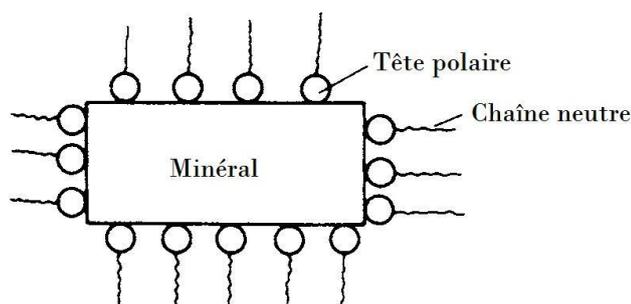


Figure II.2: Schéma représentatif de l'action du collecteur.

➤ Les déprimants

Mis à part les collecteurs, les agents déprimants sont les produits chimiques sélectifs les plus utiles en flottation. Il en existe une gamme très étendue entre des réactifs organiques et inorganiques. Les minéraux qui se rapportent à la même classe (ex : minéraux sulfatés) flottent avec le même collecteur. L'utilisation du déprimant permet d'augmenter la sélectivité de l'action du collecteur aux minéraux appartenant à la même classe.

Le rôle du déprimant est d'annuler l'effet du collecteur sur certaines surfaces minérales précises, et ainsi de faire plonger les minéraux que l'on ne veut pas flotter, en évitant par-là leur piègeage dans le produit de mousse. On peut citer quatre mécanismes principaux de l'action des déprimants :

- La dissolution de la couche du collecteur qui se trouve sur la surface du minéral et la création des conditions qui empêchent la formation d'une telle couche.
- La supplantation des ions du collecteur par les ions du déprimant forment avec les ions du minéral la combinaison hydrophile difficile à dissoudre.
- La formation sur la surface du minéral d'une combinaison superficielle hydrophile (sans supplantation du collecteur).
- La formation sur la surface du minéral déprimé de la couche hydrophile qui est constituée de particules fines.

➤ **Les moussants**

Un agent moussant est un réactif organique hétéropolaire, c'est-à-dire qu'une extrémité de la molécule est polaire et hydrophile, et l'autre est non polaire et hydrophobe. Cette molécule est tensioactive : elle permet pour de faibles concentrations en solution d'abaisser la tension interfaciale liquide-gaz à une valeur minimale.

Les moussants contribuent à la formation d'une mousse stable et solide et cela est assuré en jouant sur la dimension des bulles d'air et la solidité de la mousse comme suit :

- Diminution de la dimension moyenne des bulles d'air ainsi que leurs vitesses : En réduisant la taille des bulles et régularisant leur forme ; plus sphériques et plus petites, les bulles remontent plus facilement et plus lentement à la surface, et leur finesse augmente la surface de l'interface liquide-gaz.
- Augmentation de la solidité de la mousse : Stabiliser la mousse à la surface de la cellule, ce qui permet une meilleure récupération du minerai à flotter, tout en évitant de le mélanger avec les autres minéraux en présence dans la pulpe.

➤ **Les activateurs**

L'activateur est employé avant d'ajouter le collecteur pour rendre la surface d'un minéral donné apte à l'adsorber, Il contribue donc à une meilleure fixation du collecteur sur les surfaces minérales.

Généralement, les activateurs sont des sels solubles qui s'ionisent en solution. Les ions réagissent alors avec les surfaces minérales pour former de nouveaux composés, peu solubles, qui se déposent de nouveau sur ces surfaces et forment avec le collecteur un film hydrophobe qui permettra la récupération des minéraux voulus.

➤ **Les régulateurs du milieu**

Les collecteurs, les déprimants et les activateurs réagissent directement avec les minéraux en changeant leurs flottabilité.

Les régulateurs du milieu exercent leur influence sur la flottabilité des minéraux par voie indirecte en changeant la composition ionique de la pulpe.

Un régulateur est un réactif déterminant le degré d'acidité ou d'alcalinité de la pulpe. Il s'agit d'acides ou de bases, utilisés pour régler le pH du milieu qui, comme indiqué précédemment, possède une grande influence sur le rendement d'une opération de flottation.

Les fonctions principales de ces réactifs sont la régulation du PH de la pulpe ainsi que l'élimination des ions indésirables.

En pratique, on utilise comme régulateur de milieu les produits suivants : NaOH, H₂SO₄, Na₂CO₃.

II.2.4 Paramètres influant sur l'opération de flottation

L'efficacité du procédé de flottation dépend des conditions suivantes :

✓ La grandeur du minerai à flotter

La préparation mécanique d'un minerai avant sa flottation revêt une importance considérable, car le degré ainsi que le mode de broyage ont une influence directe sur le rendement de l'opération. En effet, il faut en premier lieu que la maille de libération du minéral à extraire soit atteinte, de façon à obtenir une récupération optimale du minéral avec un minimum de gangue. Par ailleurs, il est absolument nécessaire d'éviter le surbroyage du minerai qui aurait pour effet de créer un phénomène d'adagulation, ou slime coating (littéralement : recouvrement par les ultrafines) ; les ultrafines, ou schlamms, recouvrent les particules minérales, gênant ainsi la fixation du collecteur et diminuant le rendement de l'opération. De même, les grandes particules sont indésirables pour la flottation, vu qu'elles exigent une grande consommation des collecteurs pour augmenter leur hydrophobie.

✓ La densité de la pulpe de flottation

Il est indésirable d'avoir des pulpes très denses ainsi que les pulpes très diluées. La dilution optimale de la pulpe dépend de la grosseur du minéral à flotter, sa densité et de la qualité voulue du produit de mousse.

La densité optimale de la pulpe augmente avec l'augmentation de la grosseur et de la densité du minéral à flotter.

Pour diminuer les pertes du minéral utile dans un rejet on utilise les pulpes plus denses. Alors que pour augmenter la qualité du produit de mousse, on utilise les pulpes plus diluées.

✓ La gamme des réactifs de flottation utilisés

Il s'agit de :

- La gamme des réactifs de flottation ;
- Le dosage des réactifs de flottation ;
- Les points de chargement;
- La durée de conditionnement de ces produits.

✓ L'intensité de l'aération et de l'agitation de la pulpe

Dans les machines de flottation mécaniques, l'aérage dépend de l'agitation de la pulpe ou bien de la vitesse de rotation des agitateurs. Plus grande est l'agitation, plus grand est l'aérage, mais il faut rappeler que l'agitation forte contribue à l'augmentation des fines détachants des bulles d'air, alors que la faible agitation contribue à la décantation des grosses

particules au fond de la cellule de flottation. En résumé, l'agitation doit être optimale pour assurer un bon aérage et une meilleure distribution des particules des bulles d'air dans tout le volume de la cellule.

✓ **La température de la pulpe**

La flottation est un procédé physico-chimique dont la vitesse dépend de la température du milieu ; en effet, l'augmentation de la température de la pulpe implique une amélioration en termes de dispersion du collecteur dans la cellule et donc, une augmentation de la vitesse de flottation.

✓ **Influence du pH**

De même que pour le broyage, le pH possède une influence certaine et non-négligeable sur le rendement d'une opération de flottation. De fait, le pH du milieu agit directement sur le potentiel surfacique des particules. Ainsi, on définit le Point de Charge Nulle (PCN ou PZC, Point of Zero Charge), pour lequel le potentiel zêta d'une particule minérale est nul, et qui est atteint à un pH déterminé. On comprendra aisément l'intérêt présenté par le PCN lors de la flottation, car il facilite l'action du collecteur, ce qui conduit à une réduction de sa consommation ; dans certains cas, on peut même se passer de l'utilisation du collecteur.

✓ **La durée de flottation, le schéma de flottation, le débit de la pulpe**

Toutes ces conditions ont une approche beaucoup plus pratique et on les détermine à partir de plusieurs essais.

**CHAPITRE III : PRESENTATION DE LA
MINE DE BOU-CAID**

III. Présentation mine de Bou-Caïd

III.1 Présentation du groupe MANAL

L'activité minière joue un rôle essentiel dans le développement futur, et en particulier pour l'amélioration et le maintien des niveaux de vie dans le monde entier.

Le nouveau groupe industriel minier dénommé "Manadjim El Djazaïr" vient d'être créé (Décret n° 11-85 du 16/02/2011). Destiné à remplacer l'ex. SGP SOMINES. Ce groupe industriel doté d'un capital social de 5 milliards de dinars détenu par l'Etat imprescriptible et inaliénable, se verra transférer les actifs des cinq entreprises publiques activant actuellement dans le domaine minier.

Il s'agit des actifs des groupes publics FERPHOS, L'ENOF, L'ENASEL, L'ENAMARBRE, L'ENG, relevant du portefeuille de l'ex. SGP SOMINES. Les entreprises AGENOR et ORGM ont par la suite intégré le Groupe Industriel.

Son objet, tant en Algérie qu'à l'étranger est de développer l'exploration du domaine minier national en vue de mettre en évidence de nouvelles ressources minérales, élaborer et mettre en œuvre une stratégie de développement de la société, rechercher, développer et exploiter les ressources minérales à l'exclusion des hydrocarbures, développer et exploiter les mines, les carrières et tout autre type d'activité minière, procéder à toute opération de transformation et de valorisation des produits miniers. En outre, l'objectif du groupe est de distribuer et commercialiser les produits extraits des exploitations minières et ou provenant de leurs transformations, valoriser seul ou en partenariat les ressources minières de son portefeuille, et détenir, acquérir et gérer toute action ou prise de participation ainsi que la réalisation de toute opération financière en rapport avec son objet social.

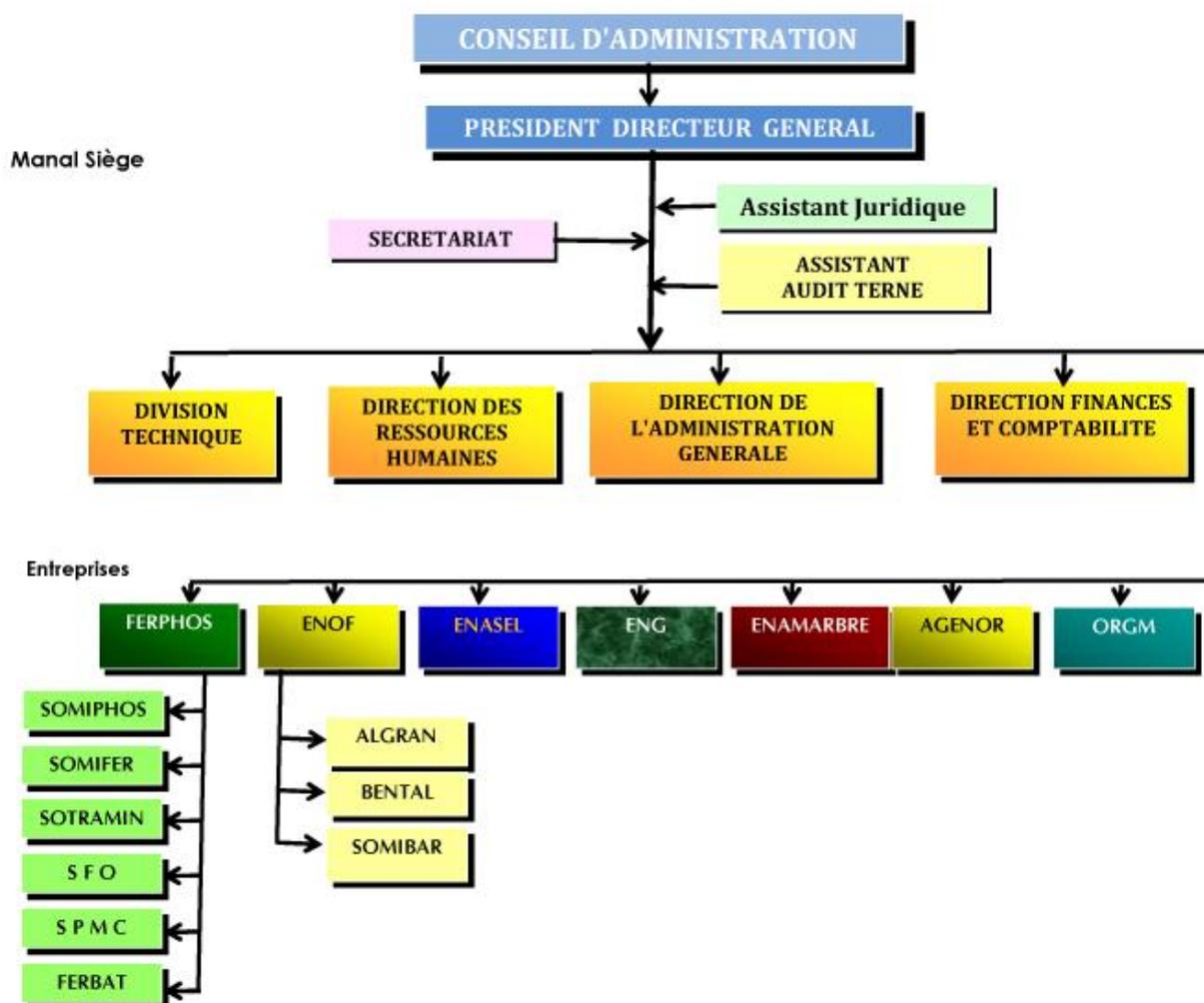


Figure III.1: Schéma représentatif du groupe MANAL.

Plus généralement, il s'agit de réaliser toute opération industrielle, commerciale, financière, mobilière ou immobilière se rattachant à son objet social et de nature à favoriser son développement.

III.1.1 Présentation du groupe ENOF

Issue de la restructuration organique de la SONAREM, l'Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles (ENOF) a été créée par décret N°83-442 du 16/07/83 avec un patrimoine minier de 18 unités produisant une gamme variée de minerais. Il s'agit d'une société par actions, au capital social de 4,5 milliards de DA, avec un effectif de 2026 agents, dont le siège social est à El Harrach, Alger.

Devant la diversification des produits miniers et dans un objectif de développement de la société, ENOF a subi une deuxième restructuration en 2001 avec la création de 6 filiales :

- SOMIBAR avec 3 unités de Barytine
- ALGRAN avec 10 unités d'agrégats
- BENTAL avec 2 unités de bentonite et de terres décolorantes
- DIATAL avec une seule unité de Kieselguhr (diatomites)
- SOALKA avec deux unités de Kaolin avec 30% d'actions
- SOFELD (société d'étude Du Feldspath de Ain Barbar)
- Groupe de Non ferreux : constitué aujourd'hui par la mine de Kherzet Youcef

III.1.2 Unité de filiale SOMIBAR

Les unités qui appartiennent à cette filiale sont les suivantes :

- Unité de production de Barytine de Bou-Caïd (Tissemsilt). Avec une capacité de 15 000 à 25 000 tonnes de barytine finie
- Unité de production d'Ain Mimoun (Khenchela) produisant 25000 T de barytine ($BaSO_4$) et 10 000 tonnes de Dolomie $CaMg(CO_3)_2$.
- Unité de Traitement de Mellal (Tlemcen) avec une capacité de traitement 20000 Tonnes/par an. Elle est utilisée pour le traitement du carbonate de calcium $CaCO_3$
- Un gisement en maturation: Projet de développement du gisement de barytine de Draïssa (Bechar).

III.2 Mine de Bou-Caïd

III.2.1 Historique de la mine

La mise en exploitation du gisement de Bou-Caïd date de la fin du 19^{ème} siècle pour les poly métaux (Pb-Zn), qui a connu son apogée dans les 1940 suite aux études réalisées par le géologue français M. Formmel, la deuxième période a démarré avec la nationalisation des mines en 1966 et la continuité en matière d'exploitation des poly métaux, parallèlement la SONAREM a entamé les travaux de prospection à partir de 1967 qui consistent dans les études et la reconnaissance systématique du gisement. En 1975, lors des travaux de levé géologique au 1/5000 du gîte de Sidi Belabbes, il y a eu la découverte d'une puissante structure barytisée de 850 mètres de longueur. Cette dernière a fait l'objet de travaux de prospection et d'évaluation de 1977 à 1981. L'exploitation et le traitement de la baryte a commencé en 1976.

Parallèlement aux travaux d'évaluation du gîte de Sidi Belabbes, la prospection a été lancée sur les sites de Sidi Ouaddah, sur les flancs oriental et occidental du gîte Nord (Massif d'Abdelkader) et sur le flanc occidental du massif de Belkheiret.

En 1976, les sites de l'Ain et le Nord furent transmis à la mine de Bou-Caïd dont les réserves sont de 50 000 tonnes pour le premier et 10 000 tonnes pour le second.

Durant la période 1978 à 1982, quatre sites ont été évalués et sont passés à l'exploitation à savoir : Ammal, Rasfa, Grand Pic et Nord.

Il est à noter que 90% des travaux ont été réalisés sur le site de Sidi Bel Abbès.

Pour les autres sites les travaux de recherche réalisés sont insignifiants

III.2.2 Situation géographique

La mine de Bou-Caïd est accessible par la RN 19 qui relie Chlef à Tissemsilt. Elle est située à 58 km au Sud de Chlef et à 62 km au Nord de Tissemsilt.

L'espace territorial de Bou-Caïd issu du découpage administratif de 1984, s'étend sur une superficie de 67km²

Elle est limitée par les communes de :

- Karimia au Nord qui forme sa limite avec la wilaya de Chlef ;
- Bordj-Bounaama, sa commune mère et la commune Sidi-Slimane au Sud ;
- Beni-Chaïb à l'Est ;
- Lazharia et Bordj-Bounaama à l'Ouest.

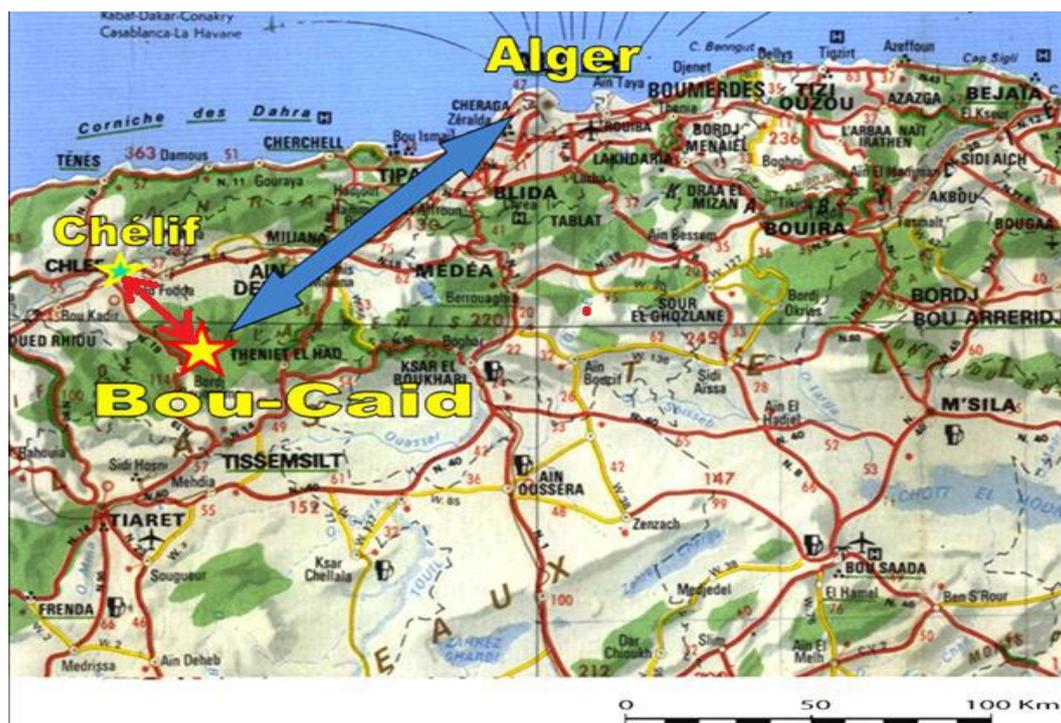


Figure III.2: Carte représentant l'emplacement de la mine de Boucaïd par rapport à Alger et Chélif

L'unité de Bou-Caïd est située dans la commune de Bou-Caïd daïra de Lazharia wilaya de Tissemsilt, sur le versant Nord et aux pieds des massifs culminant de la chaîne de l'Ouarsenis à 1100 m d'altitude, l'unité et les installations sont aux abords de la route nationale N°19. La mine est accessible par la même route.

La mine de Bou-Caïd a deux gisements en exploitation (Lakhdar, Sidi Bel Abbes).

Le gisement de Lakhdar qui est à 5 km au Sud Est du village de Bou-Caïd, il est situé sur le flanc Sud de l'extrémité Ouest du massif Abdelkader. Il est relié au village de Bou-Caïd par la route communale de 2 Km, ensuite par une piste de 3 Km.

Le gisement de Sidi Belabbes qui est à 8 km au Sud Est du village de Bou-Caïd, se situe dans la partie Sud Est du massif Abdelkader. Il est relié au village de Bou-Caïd par la route communale de 5Km, ensuite par une piste de 2 Km.

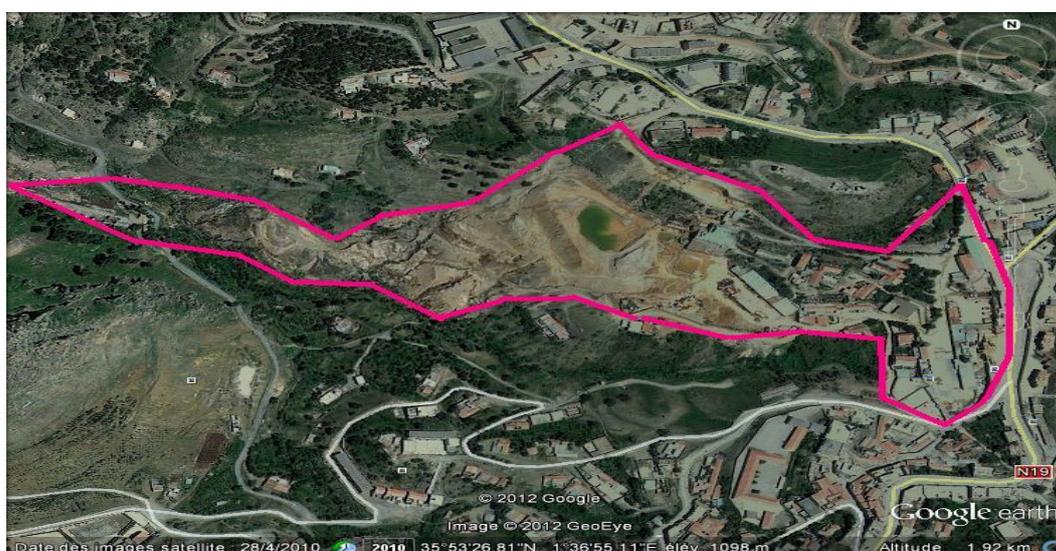


Figure III.3: image satellitaire montrant les limites de la mine de Bou-Caïd.

III.2.3 Cadre géologique

L'Ouarsenis constituant des roches sédimentaires jurassiques qui affleurent sous formes des massifs isolés parmi les terrains crétacés. Les massifs de cette genèse sont connus sur le territoire de la région dont la superficie est de 25 à 30 Km².

Ce sont : Massif Grand Pic, Massif d'Abdelkader, Massif Belkheiret, Massif Rokba, Massif Batha, et certains blocs de glissement par gravité.

III.2.3.1 Stratigraphie de la région

La coupe géologique de la région de l'Ouarsenis comprend les formations du Jurassique et Crétacé inférieur.

❖ Jurassique

Il est constitué par des formations concordantes de tous les étages dont l'épaisseur totale est de 650 à 850m.

✓ Jurassique inférieur (Lias)

▪ Lias inférieur

Les formations de cet âge sont reconnues sur les massifs des Grands Pic, Sra Abdelkader et Rokba mais leurs limites stratigraphiques inférieures ne sont pas claires. L'épaisseur du Lias inférieur est maximale sur le massif Abdelkader où elle atteint 110 - 250m. Au Nord, les terrains du Lias inférieur sont limités par un accident tectonique et sont en contact avec les schistes argileux du Crétacé inférieur.

Les dépôts sont essentiellement représentés par des dolomies et calcaires dolomitiques compacts, de teinte grise et gris foncé et par des brèches de dolomies. La stratification est absente.

▪ Lias moyen et supérieur

Les dépôts du Lias moyen et supérieur sont développés sur tous les massifs indiqués plus hauts et leur épaisseur est assez stable qui varie entre 400 à 470m. Sur le massif Sra Abdelkader seulement l'épaisseur diminue d'Ouest en Est jusqu'à 300m.

Les dépôts sont essentiellement constitués de calcaires massifs à grains fins de couleur grise ou gris clair. Il y a des variétés oolithiques de calcaires et des bancs rares de conglomérats et brèches calcaires et de marnes. Dans la partie inférieure de la coupe un paquet intermédiaire de calcaire dolomitique d'épaisseur 20 à 40m.

✓ Le Jurassique Moyen (Dogger)

Les dépôts du Dogger sont constitués de deux faisceaux : inférieur grès et supérieur calcaire. Les grès ne s'observent que sur le grand pic et ont une épaisseur de 0 à 130m. Le faisceau supérieur se rencontre dans tous les massifs de roches jurassiques, son épaisseur varie de 12 à 18m sur les massifs de Belkheiret et de Rokba à 90-130m dans la partie Nord-

Ouest du massif Grand pic. Le faisceau est constitué de calcaire gris foncé presque partout sont répondus des calcaires à ruignons rognons de silex de forme irrégulière. Des passés minces de marnes y sont fréquents.

✓ **Le Jurassique supérieur (Malm)**

La coupe complète du Malm est observée sur les massifs d'Abdelkader et du Grand Pic. Les épaisseurs varient de la même façon que pour les dépôts du Dogger.

A la base de la coupe du Malm se trouve des calcaires rouges et conglomératiques, auxquels fait suite une alternance de calcaires, de calcaires marneux, et de marnes, d'abord rouges au début et gris par la suite.

❖ **Crétacé inférieur**

Il consiste en assise monotone de schistes argileux à intercalation de grès, quartzites, rarement de marnes leur épaisseur dépasse 100m.

III.2.3.2 Tectonique

Le massif de l'Ouarsenis de roches jurassiques a été amené à la surface à la faveur d'une faille profonde, morcelé en plusieurs blocs.

Certains blocs ont été arrachés à leur socle et déplacés en direction du Sud-Est (Massifs de Belkheiret et Rokba). Vers l'Est, la tectonique devenant moins forte, et le bloc suivant a été déversé sans déplacement considérable (Massif Grand Pic).

L'action tectonique de même direction sur le massif d'Abdelkader s'est traduite par le renversement partiel vers le Sud-Est de ses flancs occidentaux. Après la stabilisation tectonique, sur le versant Sud du Grand Pic, se manifestent largement les phénomènes de déplacement et de glissement par gravité des blocs.

III.2.4 Hydrologie et hydrogéologie

III.2.4.1 Les eaux superficielles

La zone de l'Ouarsenis est un réservoir d'eau par sa formation calcaire qui laisse les eaux s'infiltrer. Les diverses cours d'eau constituent le poids hydrologique dans la région.

Le réseau hydrologique est essentiellement constitué de oueds intermittents dont l'écoulement dépend de la pluviométrie (ils sont généralement secs en été).

Les principaux oueds sont l'Oued Ataba, qui passe au niveau du chef lieu de la commune, et l'Oued Beni-Boudjemaâ. A l'Est de la commune de Bordj Bounaâma, on a l'Oued El Bhar qui traverse cette partie du territoire en prenant naissance dans ses limites Sud avec l'Oued Khanous.

III.2.4.2 Les eaux souterraines

Les réservoirs d'eau sont surtout contrôlés par les masses calcaires dont la tectonique a favorisé la circulation des eaux pluviales tout en provoquant la dissolution des minéraux constitutifs.

Les sources exogènes n'ont pas un grand débit, à cause de l'enfouissement du réseau hydrographique qui reste généralement en dessous du niveau atteint par les marno-schistes, les drainages des nappes se faisant naturellement par les failles.

Le poids hydrologique dans la région a donné naissance à des puits et des sources localisés dans les différents douars pour les besoins de consommation locale. Parmi ces sources, on note :

La source de Ain Tolba, La source de Ain Khadra, La source de Ain N'Soura, La source de Ain Kahla.

On note aussi dans la région la source de Ain Fouara , et la source de Ain Meliana, au lieu dit OuledArab.

III.2.5 Lithologie du gisement

La structure géologique du gisement de Lakhdar comprend les dépôts carbonatés du Lias moyen-supérieur, L'épaisseur moyenne de ces dépôts est de 420 à 450 m. Ils sont représentés par des calcaires massifs à grains fins, gris clair à gris, fréquemment à cassures conchoïdale. Il est notable de signaler les variétés oolithiques de calcaire et des rares intercalations des conglomérats de calcaire, des brèches de calcaires et des marnes, et des certains endroits les calcaires dolomitiques.

La structure géologique du gisement de Sidi Bel Abbas comprend les dépôts carbonatés du Jurassique moyen, qui se subdivise nettement en deux faisceaux : inférieur gréseux et supérieur calcaireux. Les calcaires à des rognons de silex allongés le long du litage sont omniprésents. On signale également de faibles bancs de marnes. Généralement la composition lithologique des faisceaux calcaireux du Dogger est la même pour l'ensemble du champ minier de l'Ouarsenis.

III.2.6 La morphologie du gisement

La morphologie du gisement de l'Ouarsenis est conditionnée par les accidents tectoniques que subissent les terrains. Elles se présente généralement sous deux formes possibles :

❖ Les filons

Le corps minéralisé, qui a naturellement trois dimensions, se caractérise par l'importance de l'une de ces dimensions.

La mine de Bou-Caïd est caractérisée par les filons suivants : (filon Sidi Djbar, filon Nord)

❖ Les amas

Dans ce cas, les trois dimensions du corps minéralisé sont presque les même, on l'appelle aussi ‘corps’.

Les gisements les plus importants de la mine de Bou-caïd sont : grand pic ,NORD, Lakhdar et Sidi Belabbes.

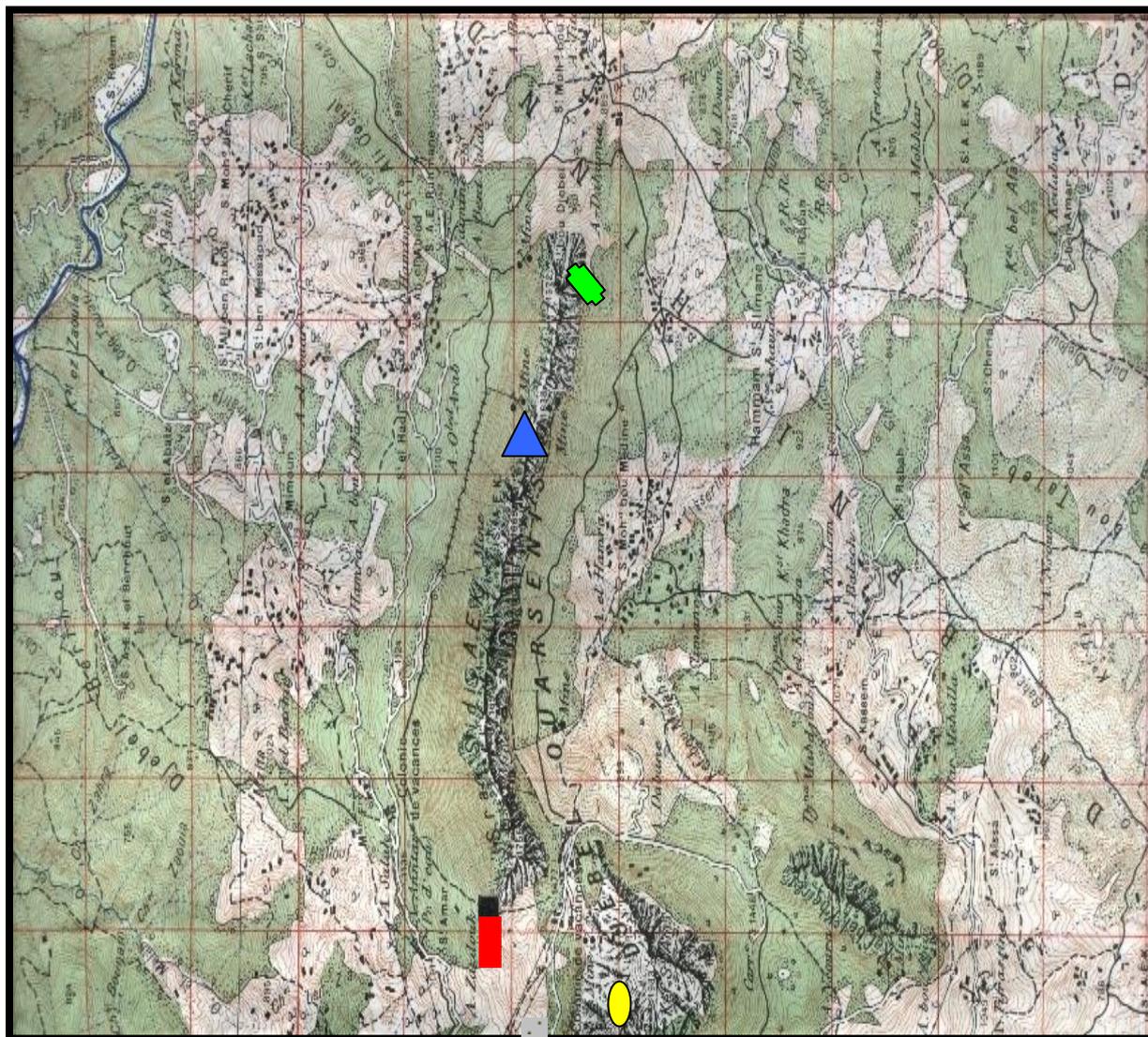


Figure III.4: Carte représentative de localisation des différents gisements de Bou-Caïd.

-  Gisement Grand Pic
-  Gisement Lakhdar
-  Gisement Nord
-  Gisement de sidi Belabbes (Sidi Djbar)

III.2.7 Géologie des gisements

III.2.7.1 Géologie du gisement Sidi Belabbes

- **Filon Sidi Belabbes partie Ouest**

Il s'agit d'un corps filonien qui affleure au jour sur une longueur de 315 m avec une direction Est-ouest, et une puissance qui varie entre 0.5 et 2 m. L'angle de pendage est Sub-vertical (86°). La structure est encaissée dans les calcaires du Lias moyen- supérieur. Le minerai est d'une teneur moyenne de 84.55 % en BaSO₄ et la densité moyenne est de l'ordre de 4.

- **Filon Sidi Belabbes partie Est**

Ce corps de minerai de barytine est la continuité du filon Sidi Belabbes Ouest qui se localise à l'extrémité orientale du Sra d'Abd El- Kader, reconnu lors des itinéraires de reconnaissance à l'Ouarsenis effectués par la division de recherche de 1977 à 1982 (EX : SONAREM). Il affleure au jour entre les côtes 1210 et 1290 m, sur une longueur de 130 m selon un pendage de 76° vers le Sud, une épaisseur moyenne de 1,6 m et une teneur moyenne de 86.32 % en BaSO₄.

Ce corps est contrôlé par une structure technique de direction Est-Ouest encaissée dans les calcaires du Dogger.

III.2.7.2 Géologie du gisement Lakhdar

- **Corps Lakhdar Supérieur**

Le corps du minerai se présente sous forme d'amas d'une structure très irrégulière, dont une base de 350 m² au niveau 1475 m, Au niveau 1485 m le corps est d'une section de 654 m². Cependant, avant l'exploitation de la partie supérieure au niveau 1485 m, le corps présentait une allure conique avec un axe décentré. Le minerai très dense (4.2) est contenu dans une gangue argileuse plus ou moins importante. Le minerai est encaissé dans les calcaires Lias moyen –supérieur. La teneur moyenne du minerai en BaSO₄ est de 76.08 %.

- **Corps Lakhdar Inférieur**

Ce corps de minerai se présente sous forme d'amas d'une structure très irrégulière. Le corps se trouve situé en contrebas du corps de Lakhdar du niveau 1452 m. Il s'agit de sa continuité vers le bas. Le gisement est localisé entre les niveaux 1330 m et 1452m. Le minerai très dense (4.32) est contenu dans une gangue argileuse plus ou moins importante. Le minerai est encaissé dans les calcaires du lias moyen-supérieur. La teneur moyenne du minerai est de 78.86%.

Le corps minéralisé a été développé par galerie au jour et par des sondages fond, les réserves développées sur ce niveau sont de l'ordre de 148 000 tonnes en C1.

- **Lakhdar Niveau 1497 m**

C'est le prolongement du filon Sidi Ouadah niveau 1518m. Cette galerie qui évoluée avec le corps du minerai, constituée la limite supérieure de cette partie. Quant à la limite inférieure, elle est arrêtée à 50m plus bas.

Ce filon est d'une puissance moyenne de 1,30 m d'une teneur moyenne de 85.79 % BaSO₄ et d'un pendage de 25° à 35° vers sud. Le filon se trouve encaissé dans les calcaires du Lias moyen – supérieur.

III.2.7.3 Géologie du gisement Nord

Il s'agit d'une structure filonienne mise en place dans un accident cassant de direction sub-latitudinale (112-192°) et à pendage de 70-75° vers le N-NE.

La minéralisation est reconnue en surface sur une longueur de 300 m environ. Elle est encaissée dans les dolomies du Lias inférieur, au voisinage du contact avec les schistes argileux de l'Albo-Aptien. L'épaisseur varie de 0,4 - 0,6 à 9-10 m et fait en moyenne 1,5 -1,6 m. La teneur moyenne en BaSO₄ est de 70 %.

Le filon Nord est ouvert sur trois niveaux, niveaux 1200 m, niveau 1150 m et le niveau 1115 m. Les niveaux 1200 m et 1150 m ont fait l'objet de l'exploitation durant les années précédentes. Ces deux niveaux ont subi au début de l'exercice 2009 des affaissements et des fissurations naturelles aux alentours des entrées des galeries des niveaux et aux niveaux des pistes d'accès.

Cette calamité naturelle a influée négativement sur le déroulement de l'exploitation durant toute l'année 2009 et au début de l'exercice 2010.

Les travaux d'exploitation ont repris au début du deuxième semestre 2010.

**CHAPITRE IV : EXPLOITATION ET ENRICHISSEMENT
BARYTINE DE BOUCAID**

IV. Exploitation et traitement de la barytine de Bou-Caïd

IV.1 Exploitation

IV.1.1 Mode d'exploitation

Le choix du mode d'exploitation dépend de la valeur du rapport de recouvrement qui doit être au maximum égal à 6%. Dans le cas de la mine de baryte de Bou-Caïd, on constate une épaisseur de couverture dépassant l'épaisseur du gisement en centaine de fois.

IV.1.2 Mode d'ouverture

Dans le cas d'un relief à flanc de coteau, on emploie le mode d'ouverture par galerie au jour qui est en même temps un accès au gisement et un chemin pour l'évacuation du tout-venant.

IV.1.3 Les méthodes d'exploitation

En tenant compte de ces paramètres, les quartiers de la mine de barytine de Bou-Caïd répondent aux méthodes d'exploitation suivantes :

- Chambre magasin
- Chambre et pilier
- Sous niveau abattu

IV.1.3.1 Chambre magasin

Dans ces méthodes, l'exploitation se fait par chambres du bas vers le haut, et le minerai abattu est temporairement employé en qualité de remblai pour maintenir les épontes. Suivant le mode d'abattage, les méthodes sont classées en deux groupes :

- Avec abattage par gradin renversé, les travaux sont exécutés à partir du bas, les ouvriers se tenant sur le minerai abattu.
- Avec abattage du minerai à partir des ouvrages préparatoires.

Le premier procédé était le plus employé. Le second est utilisé pour exploiter les gîtes puissants et très puissants.

Le minerai abattu reste dans le vide créé par l'exploitation jusqu'à la fin des travaux dans la chambre donnée ; c'est-à-dire jusqu'à ce que l'exploitation atteigne la galerie supérieure. Dès que l'abattage sera terminé dans une chambre on procède à l'évacuation du minerai par l'intermédiaire des entonnoirs aménagés au bas du bloc, chargé sur des wagonnets et transporté vers le puits.

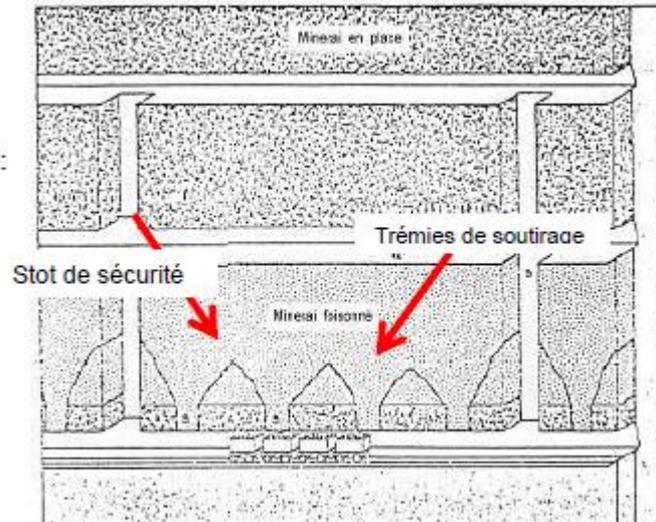


Figure IV.1: schéma représentatif de la méthode chambres magasins.

IV.1.3.2 Chambre et pilier

Les gisements empilés qui peuvent être exploités par cette méthode sont ceux qui présentent de faibles pendages, sous forme d'amas. On exploite notre minerai à l'aide des cheminées en laissant des piliers dans la chambre pour soutenir le toit. Le minerai abattu s'évacue à travers les cheminées à l'aide des treuils pneumatiques ou des scrapers pneumatiques, ils utilisent des trémies en bois à la sortie des cheminées pour évacuer le minerai directement dans les wagons de transport, ou l'évacuer dans la galerie.

Ensuite on le charge dans les wagons à l'aide d'une pelle sur rail. Ce dernier est le moyen le plus utilisé dans la méthode par chambre et piliers pour évacuer le minerai abattu.

Les piliers minéralisés sont laissés en place jusqu'à l'exploitation complète du corps minéralisé, où ils seront récupérés en commençant par les piliers les plus loin au jour, et le minerai abattu passe à un niveau inférieur dans une autre galerie. Enfin, le minerai est transporté vers l'air de stockage par les wagons La figure au-dessous schématise la méthode d'exploitation par chambre et piliers.

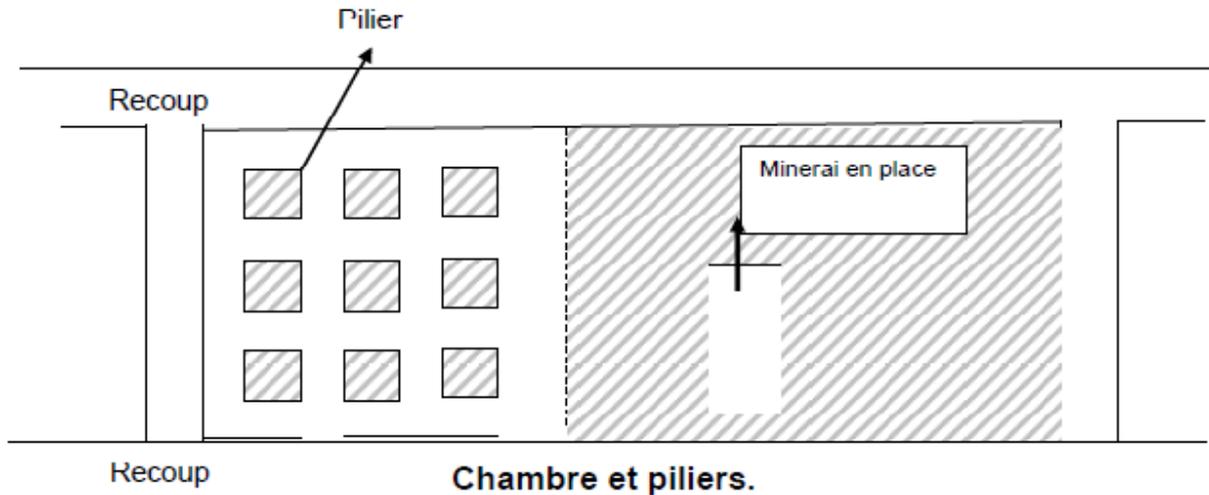


Figure IV.2: schéma représentatif de la méthode chambres et piliers.

IV.1.3.3 Sous niveau abattu

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.

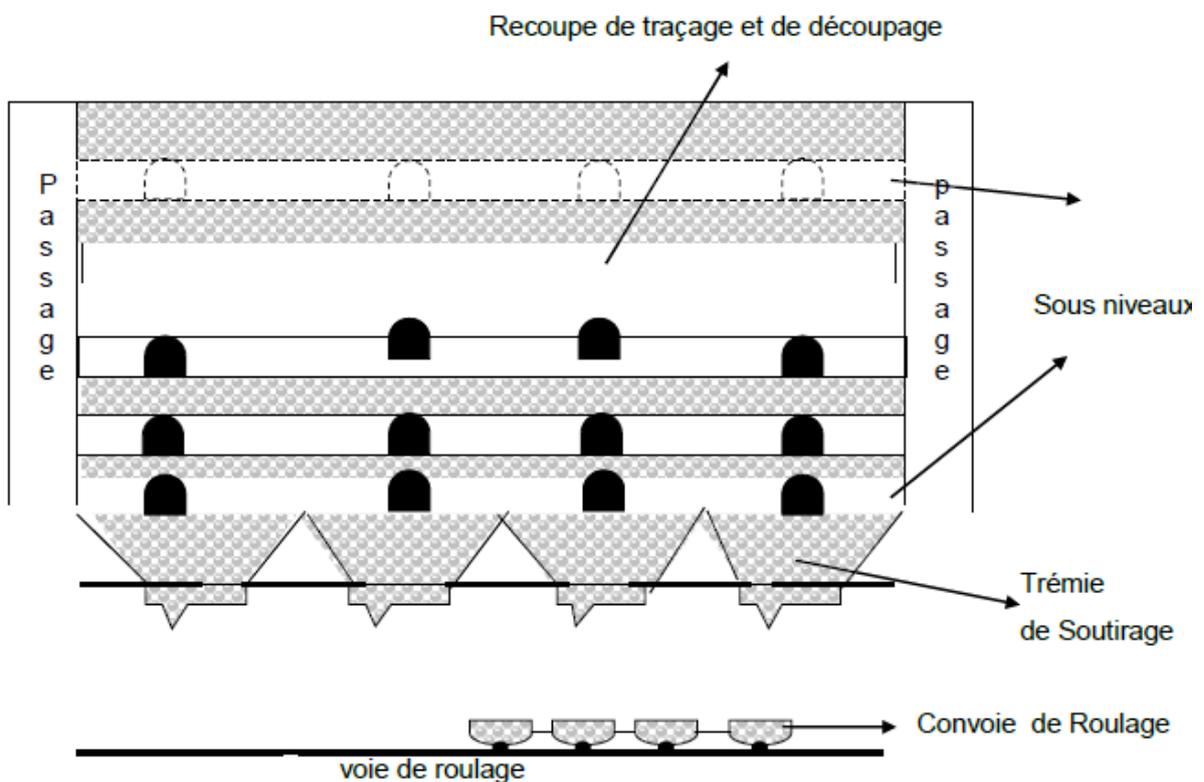


Figure IV.3: schéma représentatif de la méthode sous niveau abattu.

IV.1.4 Travaux auxiliaires

IV.1.4.1 Aérage

Dans la mine de Bou-Caïd on profite de l'aérage naturel assuré par un système ouvert au jour. Ce système ouvert se traduit, d'une part par la connexion entre les différents niveaux qui se terminent par une ouverture au jour et d'une autre part par les fissures engendrées par les failles qui ont affecté l'endroit.

IV.1.4.2 Éclairage

L'éclairage à l'intérieur des galeries se fait par les lampes des mineurs



Figure IV.4: Lampes de mineur.

IV.1.4.3 Énergie utilisée dans la mine

L'énergie utilisée dans la mine de Bou-Caïd est :

- Énergie carburant pour les engins de transports (camions, locotracteurs, véhicule) et pour quelques compresseurs.
- Énergie électrique par exemple pour charger les batteries de loco tracteur, et les lampes.



Figure IV.5: machines de mine

IV.1.4.4 Transport dans la mine

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 enchaînés 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. Le travail des wagonnets avec le locotracteur est journalier s'il y a du minerai abattu. Le travail des camions de transport est cyclique d'un quartier vers autre

Le personnel de la mine se déplace vers les différents quartiers au moyen des camions de transport de personnel, et l'encadrement technique, en cas de visite, se déplace au moyen des véhicules tout-terrain. Par contre, Le déplacement des hommes dans le fond se fait à travers les cheminées de passage par les échelles.



Camion

Pelle chargeuse

Camion de personnel

Figure IV.6: Engins de chargement et de transport dans la mine.

IV.1.5 Les caractéristiques des gisements et leurs modes d'exploitations

IV.1.5.1 Gisement sidi Belabbes

- **Géologie du gisement**

- Filon Sidi Belabbes partie Ouest

Il s'agit d'un corps filonien qui affleure au jour sur une longueur de 315 m avec une direction Est-ouest, et une puissance variant entre 0.5 et 2 m. L'angle de pendage est Sub-vertical (86°). La structure est encaissée dans les calcaires du Lias moyen- supérieur. Le minerai est d'une teneur moyenne de 84.55 % en BaSO₄ et la densité moyenne est de l'ordre de 4.

- Filon Sidi Belabbes partie Est

Ce corps de minerai de barytine est la continuité du filon Sidi Belabbes Ouest qui se localise à l'extrémité orientale du Sra d'Abd El- Kader. Il affleure au jour entre les côtes 1210 et 1290 m, sur une longueur de 130 m selon un pendage de 76° vers le Sud, une épaisseur moyenne de 1,6 m et une teneur moyenne de 86.32 % en BaSO₄.

Ce corps est contrôlé par une structure technique de direction Est-Ouest encaissée dans les calcaires du Dogger.

Ce filon est exploité par deux niveaux:

- Le niveau 1175 m : Chambre en cours d'abattage.
- Le niveau 1125 m : préparation de deux chambres et mise en place de boisage des trémies et une chambre magasin qui alimente l'usine de traitement.

❖ Les caractéristiques techniques du Gisement

- Structure filonienne
- Puissance variant de 0.5 à 6 m
- Angle de pendage sub-vertical
- Encaissant du coté du toit et du mur : Calcaire
- Exploitation par Chambre magasin
- Densité moyenne du minerai : 4.01
- Coefficient de foisonnement du minerai : 0.4 à 1.7

• Les Avantages du Gisement

- Accès faciles aux différents niveaux
- Les Stabilité de l'encaissant : calcaires
- Inclinaison sub-verticale du gisement
- Méthode d'exploitation : Chambres magasins
- Bonnes conditions de travail
- Minerai de bonne qualité : Densité > 4
- Absence de nappes souterraines

Le gisement de sidi Belabbes est exploité par la méthode de chambre magasin.

Les réserves géologiques clôturées au 31/12/2011 des niveaux 1225 m, 1175 m et 1125 m, classées dans la catégorie B, soit au total 32 793 tonnes sont des réserves géologiques qui ne répondent pas aux exigences techniques d'exploitation (faible épaisseur, faible teneur et des réserves des stots de sécurité). Ces réserves sont inexploitable.

IV.1.5.2 Gisement Lakhdar

Ce Gisement est exploité par quatre niveaux:

- Corps Lakhdar supérieure niveau 1452 m : Sous forme d'amas.
- Corps Lakhdar inférieure niveau 1330 m : Sous forme d'amas.
- Lakhdar niveau 1497 m : sous forme du filon.
- Corps Lakhdar niveau 1550 m : Sous forme de deux amas.

❖ **Les caractéristiques techniques du Gisement**

Le gisement se trouve à 4 Km de l'usine de traitement. Le gisement de Lakhdar est constitué de 4 niveaux. Ces 3 niveaux sont actuellement en exploitation. Il s'agit des niveaux 1452, 1497 et 1550.

Ils seront épuisés en 2016, le 4ème niveau (1620) ainsi que le niveau 1452, feront l'objet de travaux de recherche pour confirmation de nouvelles réserves.

- Le corps de minerai se présente en forme d'amas d'une structure très irrégulière.
- Pendages des parois sub-verticaux
- Encaissants : Calcaires
- Méthode d'Exploitation : Sous niveaux abattus et chambres et piliers
- Densité moyenne : 4.01
- Coefficient de foisonnement du minerai : 0.6 à 1.7

• **Les Avantages du Gisement**

- Accès faciles aux différents niveaux
- Stabilité de l'encaissant : Calcaires
- Minerai dense
- Absence de nappes souterraines

Le gisement Lakhdar est exploité par la méthode de sous- niveau abattu et la méthode de chambre et piliers.

Les réserves géologiques totales du gisement arrêtées au 31/12/2010 étaient de l'ordre de 357 911 tonnes (classées en catégories B et C1).

Les réserves exploitables totales du gisement arrêtées au 31/12/2010 étaient de l'ordre de 320 498 tonnes (classées en catégories B et C1).

Au cours de l'exercice 2011, l'unité a extrait de ce gisement 26 430 tonnes.

Les réserves géologiques totales du gisement clôturées au 31/12/2011 seront de l'ordre de 331 481 tonnes (classées en catégories B et C1).

Les réserves exploitables totales du gisement clôturées au 31/12/2011 seront de l'ordre de 294 068 tonnes (classées en catégories B et C1).

IV.1.5.3 GISEMENT NORD

- **Paramètres techniques du gisement**

Le gisement se trouve à 6 Km de l'usine de traitement. Le filon Nord est ouvert sur trois niveaux, niveaux 1200 m, niveau 1150 m et le niveau 1115 m, les niveaux 1200 m et 1150 m ont fait l'objet de l'exploitation durant les précédentes, ces deux niveaux ont subi au début de l'exercice 2009 des affaissements et des fissurations naturelles aux alentours des entrées des galeries des niveaux et aux niveaux des pistes d'accès.

Cette Calamité naturelle a influée négativement sur le déroulement de l'exploitation durant toute l'année 2009 et au début de l'exercice 2010.

- **Les caractéristiques techniques du Gisement**

- Structure filonienne
- Puissance variant entre 0.9 et 3.5 m
- Encaissants : Coté toit : Schiste, Coté mur : calcaires
- Méthode d'Exploitation : chambre magasins
- Angle de pendage du minerai : 75°
- Densité moyenne : 3.65
- Coefficient de foisonnement du minerai : 1.5 à 1.7

Le gisement Nord était exploité par la méthode de chambre magasin.

Les réserves géologiques totales du gisement arrêtées au 31/12/2010 étaient de l'ordre de 271 914 tonnes (classées en catégories B et C1).

Les réserves exploitables totales du gisement arrêtées au 31/12/2010 étaient de l'ordre de 250 343 tonnes (classées en catégories B et C1).

Au cours de l'exercice 2011, l'unité a extrait de ce gisement 11 197 tonnes.

Les réserves géologiques totales du gisement clôturées au 31/12/2011 seront de l'ordre de 260 717 tonnes (classées en catégories B et C1).

Les réserves exploitables totales du gisement clôturées au 31/12/2011 seront de l'ordre de 239 146 tonnes (classées en catégories B et C1).

IV.2 Traitement

IV.2.1 Description du processus de traitement

L'usine de Bou-Caïd traite, enrichit et transforme le tout-venant Baryte (Matière première) provenant des quartiers dans un but d'obtenir un produit marchand conforme aux normes API.

Le tout-venant avec une grosseur maximale de 500 millimètres et une teneur minimale de 68% en BaSO₄ est traité dans Trois stations.

- **Station de concassage :** Préparation du tout-venant à l'enrichissement
- **Station d'enrichissement :** Enrichissement du tout-venant par la méthode de Séparation gravimétrique humide.
- **Station de pulvérisation et conditionnement :** Séchage, Broyage fin et mise en Big-Bag

L'usine dispose d'une aire de stockage de produit fini pouvant aller jusqu'à 3000 tonnes de produit fini.

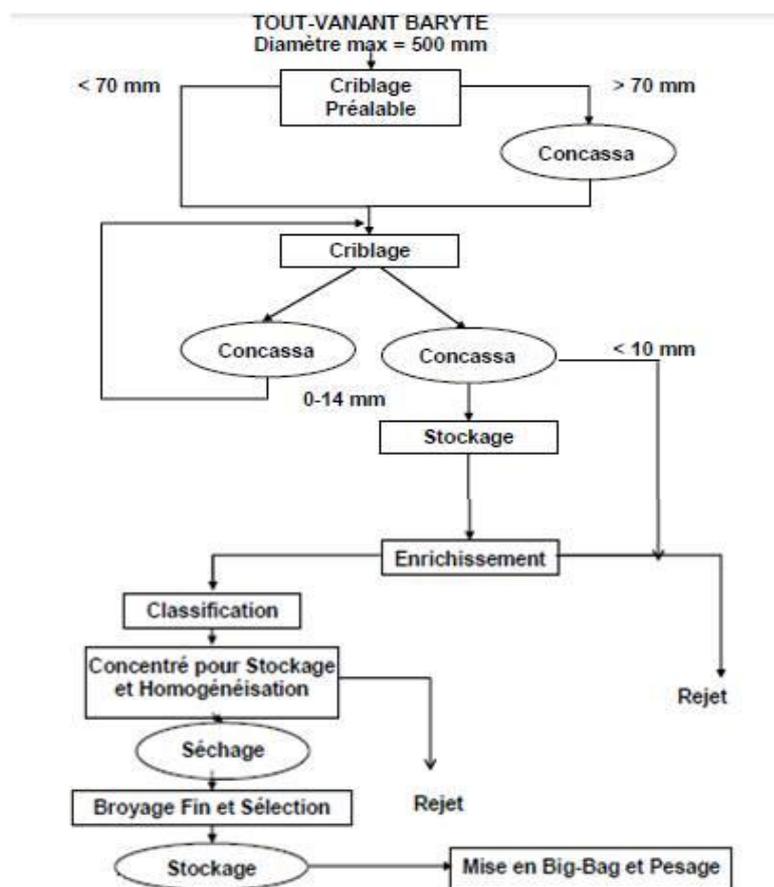


Figure 0.7: Schéma technologique d'enrichissement du minerai barytiques de Bou-Caïd

IV.2.1.1 Concassage

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

Le tout-venant est chargé à laide d'une pelle dans une trémie réceptrice de 120 tonnes de capacité à partir d'une aire de stockage pouvant atteindre 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 dans un concasseur à mâchoires à simple volet type VB67 BERGEAUD.
- Criblage et réduction de grosseur à 14 mm dans un groupe mobile broyeur crible SYMENS. Cette opération est doté d'un système d'arrosage sur crible pour permettre d'éliminer la fraction des terreux en cas de sa présence.
- Réduction à 8mm dans un concasseur à cylindres lisse type BCR 60X80.

Le tout-venant réduit à une grosseur comprise entre zéro et huit millimètre (0-08 mm) est stocké dans trois trémies tampons de 120 tonnes de capacité chacune.

L'installation de concassage débite un rendement de 30 tonnes par heure en concassé à (0 - 08 mm).

IV.2.1.2 Enrichissement

Le tout-venant réduit à 0 – 08 mm subit une séparation gravimétrique humide dans un appareil appelé Remer-Jig de marque WEMCO.

- Le produit lourd, soit la Baryte, est récupéré du bas de l'appareil dans un classificateur spiral puis évacué vers des chambres pour égouttage.
- Le produit léger, soit les rejets, est acheminés en surface avec l'eau vers une digue pour décantation et stockage et recyclage de l'eau clarifiée.
- Le produit lourd représentant le concentré est stocké à proximité dans une aire de stockage allant jusqu'à 9000 tonnes de capacité.

Le rendement de cette installation est de 12 tonne/heure en concentré.

Les principaux procédés de traitement sont :

- **Concassage** : expliqué ci-dessus.
- **Enrichissement et classification** : expliqués ci-dessous.
- **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 12% à l'entrée subit une opération de séchage dans un sécheur rotatif de 14 mètres de long et 02 mètres de diamètre ou il est ramené à un taux inférieur à 1% à la sortie du séchage.

Le produit séché subit un broyage fin dans un broyeur pendulaire BP16 d'un rendement moyen de 14 tonnes/heure et une séparation en granulométrie dans un séparateur statique où

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 à l'aide de trois ensacheuses de marque TESTUT et pesé dans une balance électronique.

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

La capacité nominale de l'usine, conditionnée par le concentré issu de l'atelier d'enrichissement, est de 12 tonnes/heure.

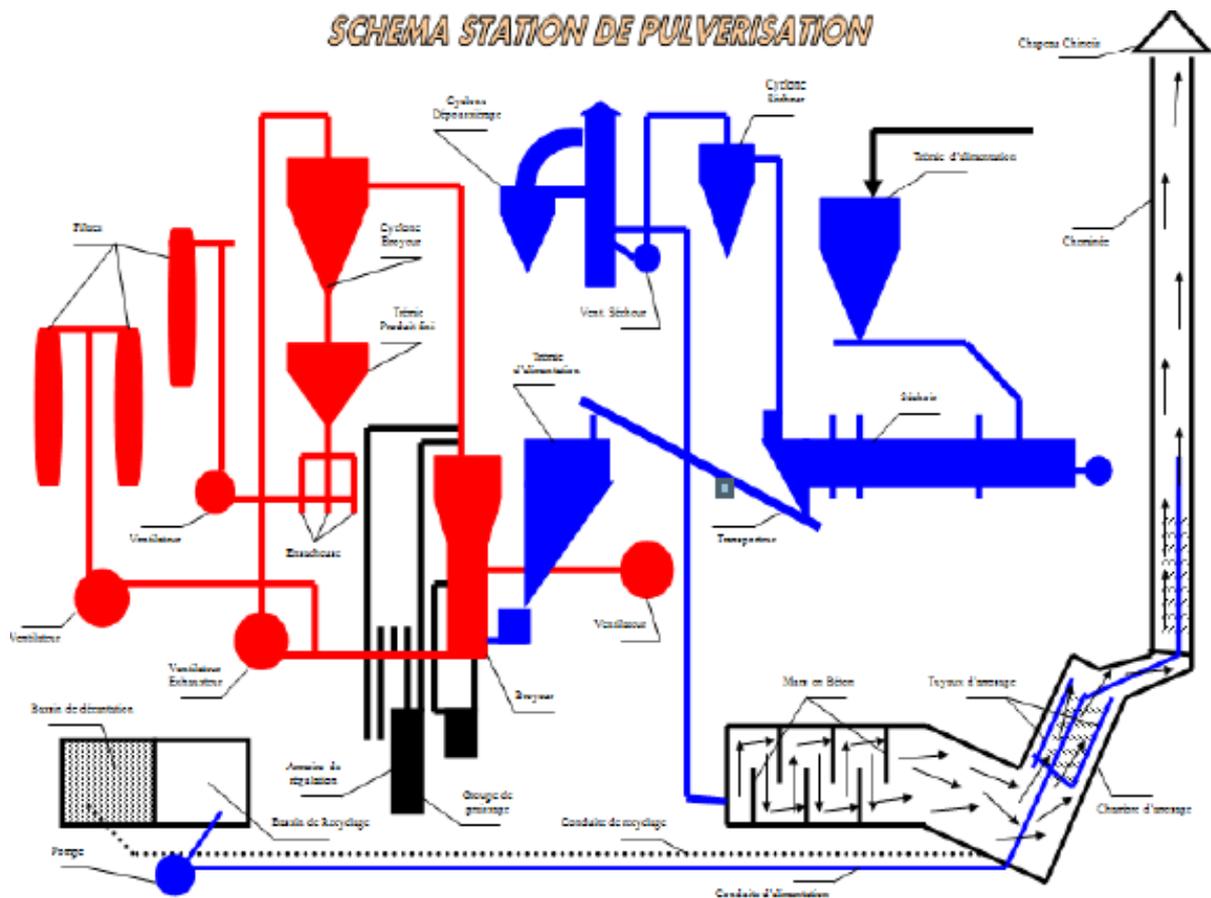


Figure 0.8: Schéma de la station de pulvérisation de la mine de Bou-Caïd

CHAPITRE V : PARTIE EXPERIMENTALE

V. Partie expérimentale

V.1 Introduction

Cette partie consiste à traiter le tout-venant de barytine ramené des différents quartiers de la mine de Bou-Caïd (quartier Lakhdar, quartier Belabbes, quartier Nord) ainsi que les stériles, commençant par la préparation mécanique, l'analyse granulométrique, le broyage, et enfin la séparation de la baryte par flottation afin d'avoir un produit fini qui répond aux exigences des normes de la baryte faites par L'American Petroleum Institut.

V.2 Préparation mécanique

V.2.1 Concassage

Le concassage a été effectué à l'aide d'un concasseur à percussion du laboratoire de minéralurgie de l'Ecole Nationale Polytechnique. Ce concasseur permet de réduire un échantillon de 0-40 mm jusqu'à 0-3 mm.



Figure V.1: Concasseeur à percussion.

Vu que la grandeur des tout venants ramenés de la mine était entre 0 à 500mm, alors il fallait commencer par un concassage préalable des échantillons avant de les faire passer par le concasseur à percussion. En fait, et à cause de non disponibilité d'un autre concasseur fonctionnel d'une ouverture plus grande que celle du concasseur à percussion, cette tâche a été réalisée en utilisant un simple marteau qui nous a permet de réduire la taille des blocs jusqu'à la valeur d'ouverture de notre machine.

V.2.2 Broyage

A la sortie du concasseur, et après avoir réduit la taille des touts venants des trois quartiers ainsi que celle des stériles jusqu'à moins de 3,15mm, l'étape suivante consiste à réduire encore la grandeur des grains jusqu'à une certaine granulométrie afin de pouvoir effectuer les essais de flottations qui exigent une certaine granulométrie.

Dans le but d'atteindre la grandeur voulue, le broyage a été effectué à l'aide d'un broyeur à boulets du laboratoire de minéralurgie de l'Ecole Nationale Polytechnique. Ce dernier permet d'avoir des granulométries allant jusqu'à moins de 80 μ m.



Figure V.2: Broyeur à boulets

V.3 Echantillonnage

L'échantillonnage est l'opération qui permet d'obtenir plusieurs échantillons représentatifs à partir d'un seul échantillon primaire en le divisant suivant des procédures bien précises ou bien en utilisant des machines conçues spécialement pour ça.

Cette étape est très importante dans une opération de valorisation, car c'est à partir de la qu'on peut juger la fiabilité des résultats en fonction de la manière de l'effectuer. Il s'agit d'une phase décisive du travail, car seul le bon échantillonnage assure la représentativité de l'échantillon et donc la conservation des propriétés initiales du tout venant.

On distingue les méthodes suivantes :

V.3.1 Quartage manuel

Le minerai doit être disposé sur une surface plane en formant un parallélépipède de faible épaisseur. Après brassage, il est partagé en quatre quarts équitables, dont deux quarts opposés vont constituer l'échantillon. Le reste constituera un stock témoin.

Il est aussi possible de procéder en formant un cône qui sera aplati par la suite de manière à obtenir un cylindre de faible épaisseur. La prise de l'échantillon et la manière de la faire est la même que celle décrite précédemment, par deux axes perpendiculaires.

On réitère l'opération jusqu'à atteindre la quantité voulue.



Figure V.3 : Quartage manuel étape 1



Figure V.4 : Quartage manuel étape 2



Figure V.5: Quartage manuel étape 3

V.3.2 Diviseur rotatif

C'est une opération qui consiste à diviser une quantité de minerai donnée en plusieurs parties représentatives et homogènes en utilisant un appareil spécifique qu'on nomme le diviseur rotatif. Le minerai est déposé sur une goulotte d'alimentation de vitesse réglable qui permet de transporter le minerai vers la couronne dont la vitesse de rotation est réglable à son tour. Cette dernière est responsable de la répartition de l'échantillon sur les récipients. A la fin de l'opération, tous les récipients sont homogènes et représentatifs et peuvent être objet d'analyses et diverses manipulations nécessaires.



Figure V.6 : Diviseur rotatif

V.4 Analyse granulométrique

V.4.1 Introduction

L'analyse granulométrique est l'opération qui consiste à faire passer une masse connue de minerais à travers une série de tamis dont les ouvertures suivent des lois conformément aux normes afin de connaître la distribution granulométrique de l'échantillon. Elle est préalablement nécessaire, dans le but de connaître le comportement de la roche lors du concassage, c'est-à-dire sa tendance à suivre un comportement bien précis que se soit la fragmentation en des classes de fines particules, ou bien l'abondance des classes de gros grains, en fonction de la constitution des grains et leurs dureté.

V.4.2 Courbes granulométriques

L'analyse est effectuée par tamisage à l'aide d'une série de tamis Retsch ISO 3310, sur une tamiseuse Retsch AS200.

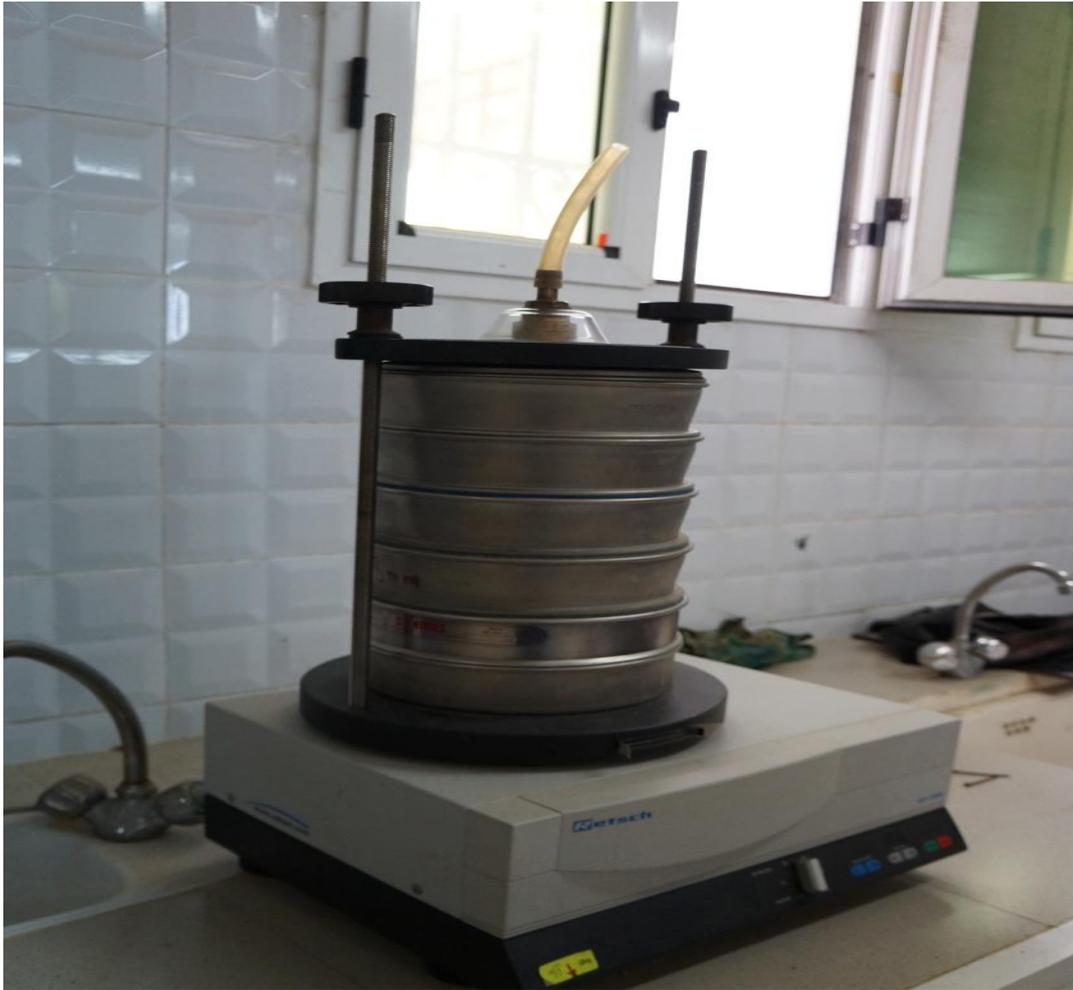


Figure V.7 : Tamiseuse.

Le choix des tamis s'est fait à partir de la formule $D_{inf} = D_{sup} / 1,189$ représentant la série normalisée américains de tamis Tyler

Où D_{sup} : est l'ouverture du premier tamis de la colonne

D_{inf} : est l'ouverture du tamis suivant.

Le tamisage a été effectué en 3 séries de 5 tamis chacune, sur une durée de 20 mn.

Le premier tamis a une ouverture de 3.15 mm.

Les résultats sont représentés dans le tableau suivant :

L'analyse est faite sur un échantillon de masse initiale de 1000g :

Tableau V.1 : Analyse granulométrique exprimée en gramme

classe (mm)		Gisement Nord		Gisement Lakhdar		Gisement Belabbes	
min (mm)	max (mm)	refus (g)	passant (g)	refus (g)	passant (g)	refus (g)	passant (g)
3,15	/	88,4	911,6	38,7	961,3	100,1	899,9
2,5	3,15	48,7	862,9	33,6	927,7	46,2	853,7
2	2,5	52,9	810	42,1	885,6	45	808,7
1,6	2	60,2	749,8	51,5	834,1	49,9	758,8
1,25	1,6	57	692,8	55,9	778,2	50,9	707,9
1	1,25	57,5	635,3	54,1	724,1	47,5	660,4
0,8	1	43,4	591,9	46,6	677,5	40,6	619,8
0,63	0,8	54,1	537,8	57,4	620,1	51,8	568
0,5	0,63	47,9	489,9	52,3	567,8	46,1	521,9
0,4	0,5	44	445,9	47,4	520,4	42,7	479,2
0,315	0,4	43,9	402	49,9	470,5	42,5	436,7
0,25	0,315	51,3	350,7	62,8	407,7	51,8	384,9
0,2	0,25	41,3	309,4	88,9	318,8	39,5	345,4
0,16	0,2	79,4	230	86,5	232,3	49,1	296,3
0,1	0,16	72,5	157,5	83,6	148,7	82,9	213,4
0,08	0,1	46,9	110,6	49,8	98,9	43,5	169,9
/	0,08	99,4	11,2	88,4	10,5	158,3	11,6

Tableau V.2 : Analyse granulométrique exprimée en pourcentage

classe (mm)	Gisement Nord		Gisement Lakhdar		Gisement Belabbes	
	refus cumulé (%)	passant (%)	refus cumulé (%)	passant (%)	refus cumulé (%)	passant (%)
3,15	9%	91%	4%	96%	10%	90%
2,5	14%	86%	7%	93%	15%	85%
2	19%	81%	11%	89%	20%	81%
1,6	25%	75%	16%	83%	25%	76%
1,25	31%	69%	22%	78%	30%	71%
1	37%	64%	27%	72%	35%	66%
0,8	41%	59%	32%	68%	39%	62%
0,63	46%	54%	38%	62%	44%	57%
0,5	51%	49%	43%	57%	49%	52%
0,4	55%	45%	48%	52%	53%	48%
0,315	59%	40%	53%	47%	57%	44%
0,25	64%	35%	59%	41%	62%	38%
0,2	68%	31%	68%	32%	66%	35%
0,16	76%	23%	77%	23%	71%	30%
0,1	83%	16%	85%	15%	79%	21%
0,08	88%	11%	90%	10%	83%	17%

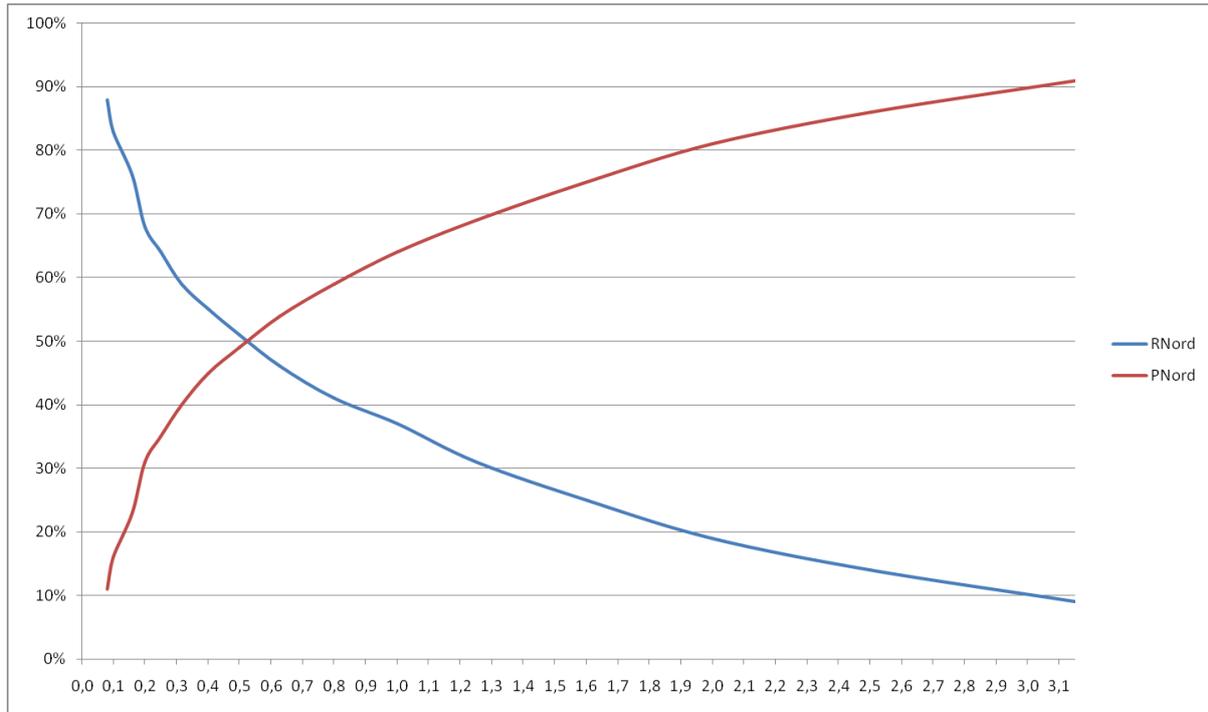


Figure V.8 : Courbe granulométrique des passants et du refus du gisement Nord en fonction des diamètres des tamis.

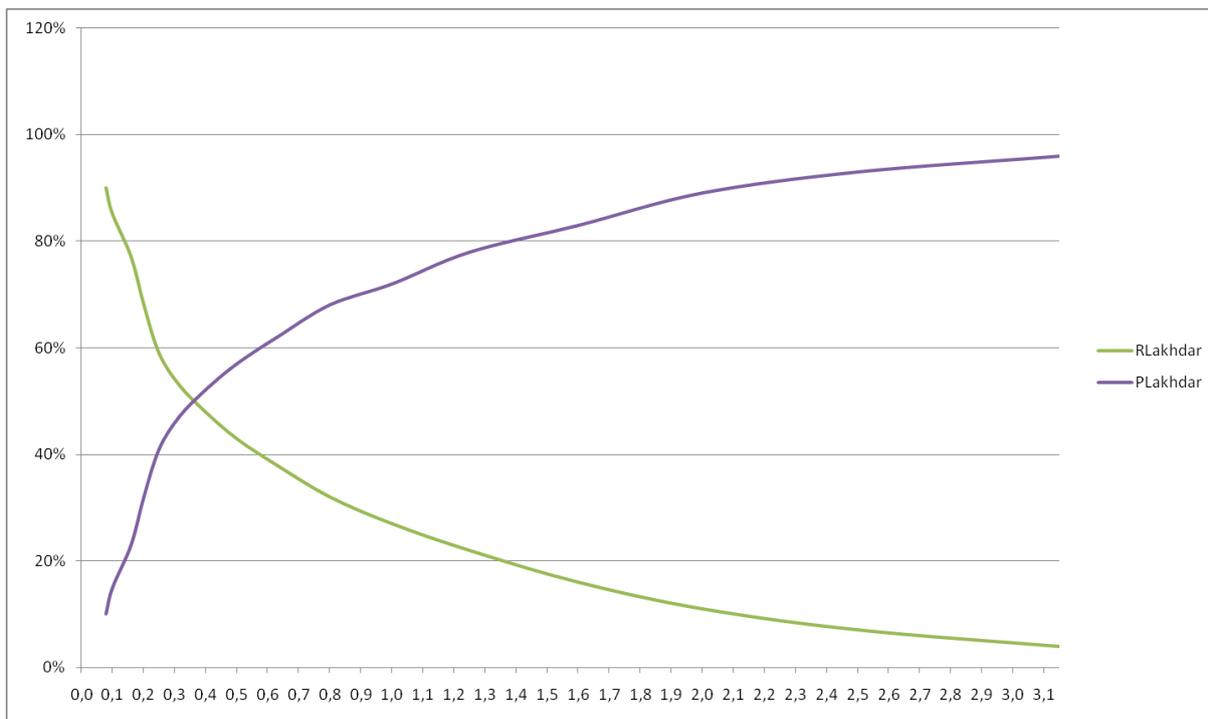


Figure V.9: Courbe granulométrique des passants et du refus du gisement Lakhdar en fonction des diamètres des tamis.

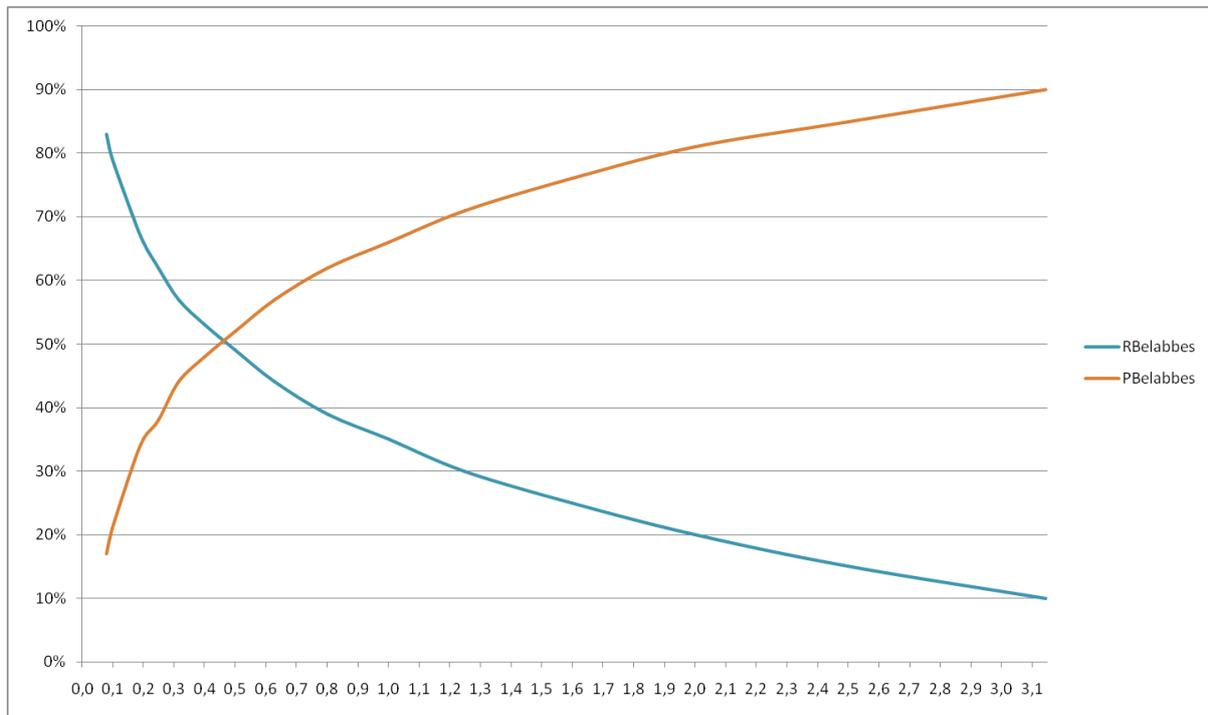


Figure V.10: *Courbe granulométrique* des passants et du refus du gisement Belabbes en fonction des diamètres des tamis.

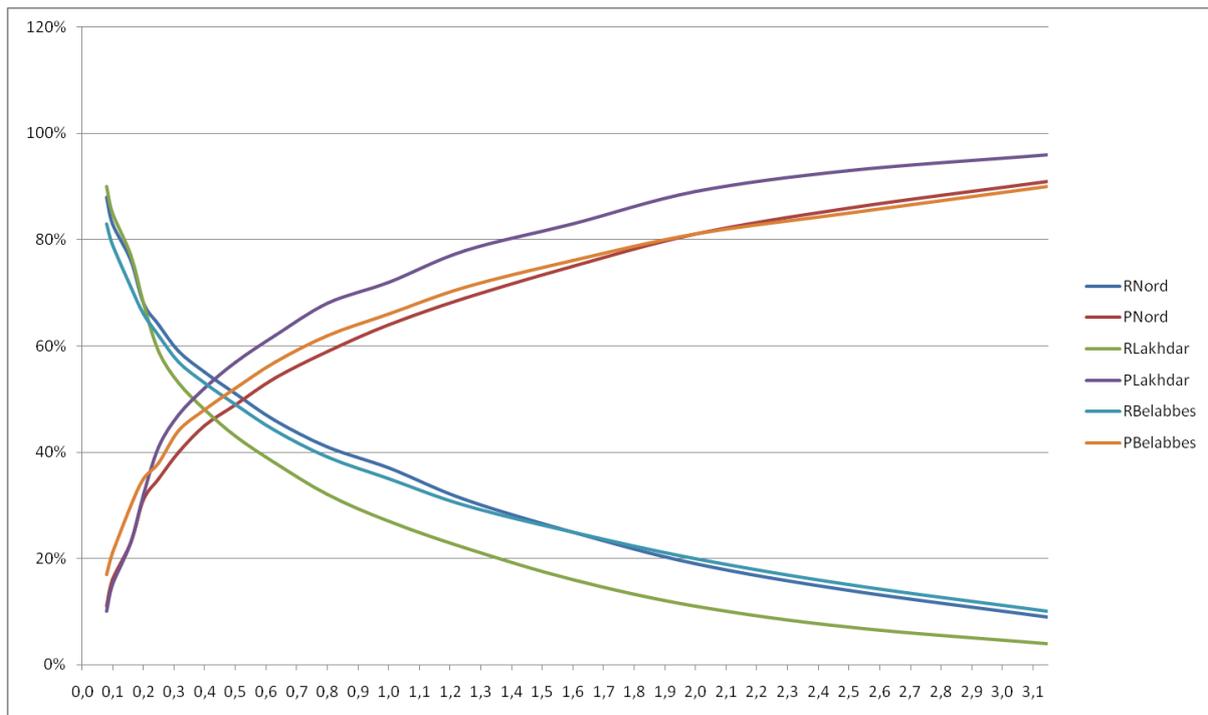


Figure V.11: *Courbe granulométrique* des passants et du refus de tous les gisements en fonction des diamètres des tamis.

V.4.3 Interprétation des résultats

A partir de la figure V.9, on peut dire qu'on a une superposition parfaite entre les courbes de refus ou passant des gisements Lakhdar et Nord pour les diamètres des tamis inférieures à 200 μ m. par contre. Pour les diamètres de tamis supérieures à 200 μ m, on observe une ressemblance entre le comportement des courbes des gisements Nord et Belabbes.

La première remarque peut être expliquée par la génération des fines particules suite à l'utilisation de concasseur à percussion qui a cette particularité avec les roches relativement tendre et c'est le cas des argiles et schistes qu'on trouve dans les 2 gisements cités auparavant. Par contre, en ce qui concerne le même comportement des graphes des gisements Nord et Belabbes pour les diamètres supérieures à 200 μ m, on peut l'expliquer par la ressemblance de matière composantes de ces deux gisements qui est représentée par le calcaire connu par sa dureté, chose qui peut être confirmé par le fait que ces deux gisements ont le même d80 qui est de 2mm alors que pour le gisement de Lakhdar, il est entre 1,6 et 1,25mm.

On observe aussi que le gisement Belabbes connaît le plus grand pourcentage des refus de tamis 3,15mm chose qui est tout à fait normale suite à sa constitution principale par les calcaires. Aussi, on remarque que pour le gisement Lakhdar, plus de 96% des grains ont un diamètre inférieur à 3,15mm, chose qui peut être expliquée par sa composition en argiles.

En conclusion, on peut dire que le gisement de Belabbes est le plus dur entre les trois gisements vu qu'il génère beaucoup de grosses particules par rapport aux deux autres. Par contre le gisement Lakhdar est le plus tendre vu qu'il génère beaucoup de fines particules par rapport aux deux autres. En ce qui concerne le gisement Nord, il a généré en même temps des fines particules et des grosses particules, et donc on peut dire qu'il est hétérogène vu qu'il est constitué de calcaire et schistes en même temps.

V.5 Séparation par nappe pelliculaire fluente

Comme il a été précédemment dit, la séparation des minéraux par nappe pelliculaire fluente est une méthode grandement utilisée en industrie, car elle ne demande pas d'autre préparation qu'un concassage et un éventuel broyage. En revanche, son principal inconvénient dans un pays comme l'Algérie, réside dans sa très grande consommation en eau, bien que l'on puisse dimensionner l'usine de traitement de façon à ce qu'un circuit de recyclage et de recirculation de l'eau soit prévu.

V.5.1 Table à secousse

Nous avons disposé au niveau du laboratoire de l'ENP d'une table à secousses de type KHD Humboldt Wedag. Il s'agit d'une Labor-Schnellstoßherd MN 936/3 dont les caractéristiques sont présentées en annexe.



Figure V.12: Photo d'une table à secousses.

V.5.2 Mode opératoire

La séparation par nappe pelliculaire fluente consiste à mettre une masse de tout venant dans la boîte d'alimentation et assurer ensuite un débit d'eau suffisant pour avoir un bon arrosage qui permettra de récupérer chaque catégorie de grains dans leur zone spécifique.

Après avoir effectué quelques essais en utilisant l'eau seulement, on a réglé la pente de la table en sorte qu'on aura un produit à récupérer dans les zones 1, 3 et 4. La zone 2 n'a pas été prise en considération et le produit qui était censé être récupéré dans cette dernière est redirigé vers la zone 1. Le but était de trouver les meilleures pentes qui nous permettront

d'avoir une bonne répartition de minerai sur la table et donc une meilleure récupération dans toutes les zones.

En introduisant une quantité précise de tout venant concassé dans la boîte d'alimentation, et une fois les pentes de la table fixées, on a commencé l'essai de séparation par nappe pelliculaire fluente en laissant l'eau s'écouler sur la table et au dessus de la boîte en assurant son arrosage.

En principe, le minerais le plus riche en baryte doit être récupérer dans la zone 1 alors que le minerais le moins riche et le pauvre en matière utile sera récupéré dans les zones 3 et 4.

En fonction des résultats obtenus de cet essai, on a décidé des classes à utiliser dans les essais qui le suivent.

V.5.3 Résultats et interprétations

En premier lieu, on a introduit un produit concassé à 3mm dans la boîte d'alimentation et après 5mn d'arrosage, on a remarqué que la boîte était vidée de son contenu et la table était pratiquement vide.

La zone 3 et la zone 4 ont étaient remplies d'eau chargées des fines particules ce qui est très logique. Par contre, la zone 1 était chargée de produit de volume important sans distinction entre les particules denses et les moins denses, et donc il n'y a pas eu de séparation entre la baryte et les autres particules de gangue en termes de densité.

En se basant sur les résultats de ce premier essai, on a décidé de procéder d'abord à un tamisage du produit initial afin de définir deux classes différentes à séparer chacune à son tour et comparer entre leurs résultats afin de choisir la meilleure maille de libération. Pour cela, on a choisi le tamis de 1mm et on a préparé la quantité nécessaire pour effectuer chaque essai à part.

En ce qui concerne la classe des particules supérieure à 1mm, et après 5mn d'arrosage de la table par de l'eau, on a pu récupérer un concentré plus intéressant que le premier en terme de densité mais qui représente toujours un sujet pour une prochaine séparation plus avancé (flottation par exemple) dans le but de se débarrasser de la gangue toujours existante dans notre résultat.

Pour la classe des grains de taille inférieure à 1mm, et après plus de 5mn de séparation, les zones 3 et 4 étaient remplies d'eau chargée de fines particules, alors que la zone 1 n'a reçu pratiquement aucun produit. A la fin de l'opération, on a constaté que les riffles de la table ont piégé beaucoup de particules dont la couleur était blanchâtre, ce qui correspond à la couleur de la baryte mais qui n'a pas pu être déplacé vers la zone de récupération.

V.5.3.1 Interprétation

Les essais effectués sur le tout venant supérieure à 3,15mm ou supérieur à 1mm n'ont pas permis de faire une séparation claire de notre minerais barytiques malgré que le deuxième essai nous a donné un meilleur résultat par rapport au premier.

Le dernier essai effectué sur la granulométrie inférieure à 1mm a donné le meilleur résultat entre les trois essais, mais le problème qu'on a rencontré se résume dans le fait qu'on n'a pas pu le récupérer dans sa zone de récupération, chose qui peut être résolue par l'utilisation d'autres paramètres de la table en terme de pente et de vitesse d'écoulement d'eau ainsi que de la puissance des vibrations.

Suite aux trois essais qu'on a effectué, on peut dire que la maille de libération de minerais barytiques par la méthode de la table à secousses se situe au dessous de 1mm vu que les deux autres classes n'ont pas permis de libérer correctement notre minerais. Faute de temps, on n'a pas pu effectuer d'autres essais sur cette granulométrie afin de déterminer les meilleurs paramètres à utiliser dans ce genre d'essai.

V.6 Flottation

Comme il a été dit précédemment, la flottation est l’une des méthodes de séparations les plus utilisées en industrie, notamment parce qu’elle permet des taux de récupération élevés pour de faibles teneurs et de petites granulométries, et qu’elle ne nécessite pas des installations trop importantes.

V.6.1 Préparation des échantillons

Afin de procéder à des essais de flottations, il faut d’abord atteindre la meilleure maille de libération qui permet d’avoir le concentré le plus riche en matière utile dans notre cas de barytine.

Pour cela on a choisi les classes granulométriques suivantes : 80µm ; 160µ et 250µ qui seront le sujet de nos essais de flottations.

Vu qu’il existe trois tous venants différents, donc notre objectif était de préparer la quantité nécessaire et suffisante pour effectuer un nombre d’essai qui nous permettra de varier les paramètres de flottation dans chaque classe granulométrique pour chaque provenance.

On a choisi d’effectuer 10 essais de flottations au maximum pour chaque cas de figure avec une quantité de 250g par essai et donc une moyenne de 2,5kg de produit à flotter par classe.

Afin de préparer ces quantités, on a effectué un broyage suivi de tamisage pour chaque classe jusqu’à l’obtention des quantités suffisantes.

Tableau V.3 : Masses des échantillons préparés

Gisement	Classe granulométrique (µm)	Masse obtenue (g)
Lakhdar	<80	2570
	<160	2949
	<250	2730
Belabbes	<80	2550
	<160	2876
	<250	2800
Nord	<80	2507
	<160	3220
	<250	3047

V.6.2 Mode opératoire

La cellule de flottation (type Denver D12) doit être remplie d’eau distillée, puis on ajoute le minerai de façon à obtenir une pulpe d’environ 25% en solide. Dans notre cas, l’essai comprend 250g de minerai pour 1L d’eau distillée.

Les essais de flottations comprennent plusieurs paramètres qui peuvent influencer sur la qualité du concentré ou bien du produit de la cellule.

Notre travail est dirigé selon deux variantes principales, dont chacune est caractérisée par l’utilisation d’un collecteur bien spécifique. Les autres paramètres de flottation seront changés en fonction des résultats obtenus dans chaque variante.



Figure V.13 : Photo d’une cellule de flottation DENVER.

V.6.2.1 Variante 1

Les réactifs utilisés dans cette variante sont décrits dans le tableau ci-dessous :

Tableau V.4 : Réactifs utilisés dans la variante1

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	Carbonate de sodium Na_2CO_3	2%	25ml
Déprimant	Silicate de sodium Na_2SiO_3	2%	25ml
Collecteur moussant	Cetyl sulfate	2%	150ml
	---	---	---

V.6.2.2 Variante 2

Les réactifs utilisés dans cette variante sont décrits dans le tableau ci-dessous :

Tableau V.5: Réactifs utilisés dans la variante2

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	Carbonate de sodium Na_2CO_3	2%	Variable
Déprimant	Silicate de sodium Na_2SiO_3	2%	Variable
Collecteur	Acide oléique	2%	variable
moussant	Huile de pin	---	3 à 4 gouttes

Avant de commencer n'importe quel essai de flottation, que se soit avec la première variante ou la deuxième, il fallait commencer d'abord par la préparation de tous les réactifs qu'on compte utiliser dans ces essais.

• **Préparation des réactifs à partir des produits solides :**

Il s'agit de : carbonates de sodium, silicates de sodium et le cetyl sulfate. Pour ces trois réactifs, la démarche est la même. Il faut peser 20g de produits solide qui ont une pureté presque totale et le mettre dans un litre d'eau distillée et bien agiter le mélange.

• **Préparation des réactifs à partir des solutions concentrées :**

Il s'agit dans ce cas de l'acide oléique. Pour ce dernier, la démarche consiste à mettre un peu d'eau distillée dans une fiole jaugée de 1 litre et mettre ensuite 2 ml d'acide oléique concentré de concentration 0.9g/ml puis compléter le volume de la fiole jusqu'au traits jaugé avec de l'eau distillée et bien mélanger le contenu.

Dans un premier lieu, on a effectué des essais sur les trois classes granulométriques de chaque gisement selon la première variante. Environ 10 minutes d'agitation sont nécessaires pour une bonne répartition du solide dans la pulpe. On ajoute alors 25mL de Na_2CO_3 à 2%, de façon à réguler le milieu à $\text{pH} = 9$ à 10 ; le temps de conditionnement est 1 minute. Puis, on ajoute le Na_2SiO_3 à raison de 2000g/t (0,5g pour notre essai). Après un conditionnement supplémentaire de 1 minute, on ajoute 150ml de cetyl sulfate. Après 2mn d'agitation, on procède à la flottation, en injectant l'air en maintenant la vitesse d'agitation de la cellule à 1500 tours/mn. Les différentes étapes sont représentées sur le flowsheet ci-après.

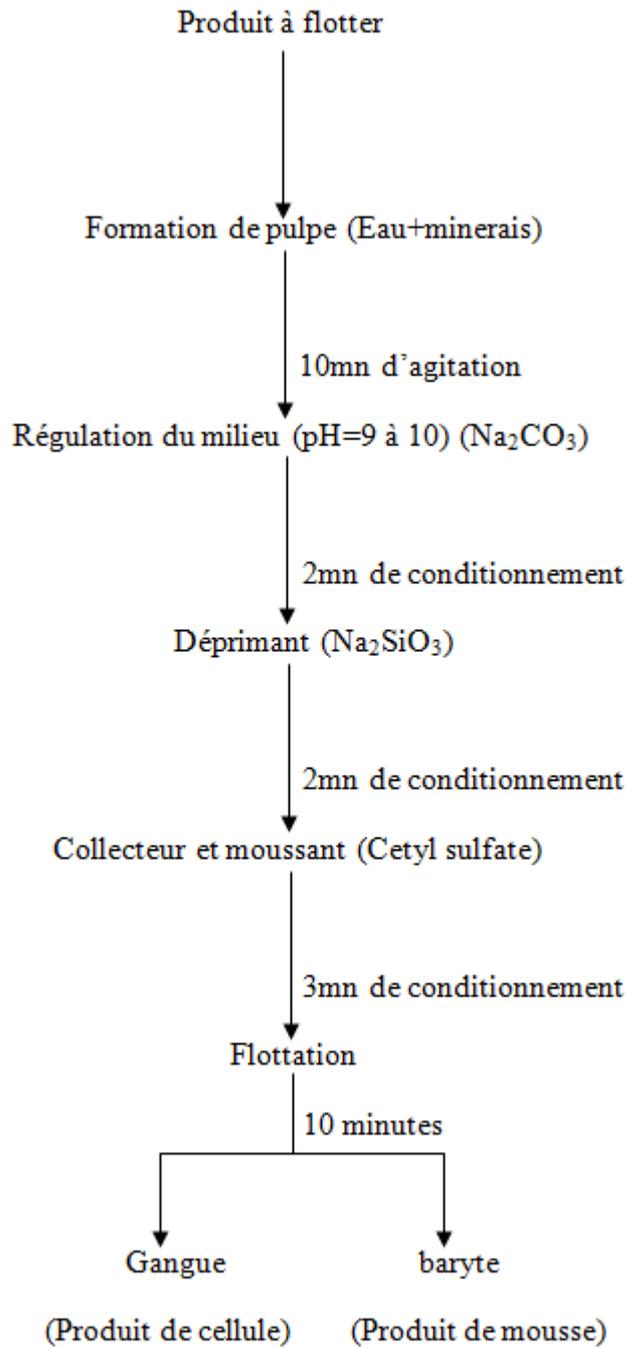


Figure V.14 : Schéma technologique de flottation

En ce qui concerne la deuxième variante, les étapes sont exactement les mêmes sauf en terme du collecteur utilisé où on met de l'acide oléique et on ajoute l'huile de pin.

V.6.3 ESSAIS DE FLOTTATION

V.6.3.1 Variante 1

a) flottation du gisement NORD

- **Calcul des densités des tous venants**

Dans cette étape, on a appliqué la méthode de LECHATÉLIER pour calculer la densité des tous venants (voir annexe). Les résultats sont représentés dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.6 : Densités des tous venant du gisement Nord

Classe granulométrique	Densité (avant flottation)
<80 μ	3,61
<160 μ	3,75
<250 μ	3,88

- **Essais de flottation**

Tableau V.7 : Paramètres de flottation gisement Nord

N° essai	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
001	<250	10	8mn	170g
002	<250	9	8mn	196g
003	<160	10	8mn	181,8g
004	<80	10	8mn	159

- **Calcul des densités des produits de mousse**

Dans cette étape, on a appliqué la méthode de LECHATÉLIER pour calculer la densité des concentrés. Mais cette méthode ne s'applique que sur des produits séchés. Afin de transformer notre concentré de son état de mousse à un état de solide sec, on procède d'abord à une opération de filtration qui est suivie par un assèchement soit dans une étuve à 140°C (pour les filtres) soit par un bec benzène (pour la mousse filtré). Les résultats de l'analyse des densités sont représentés dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.8 : Densités après flottation du gisement Nord

N° essai	Densité (avant flottation)	Densité (après flottation)
001	3,88	4,08
002	3,88	4,16
003	3,75	4,10
004	3,61	4,08

- **Interprétation des résultats**

Dans cette première série d'essais que l'on a effectué, on peut dire que la première conclusion qu'on a pu tirer concerne l'utilisation du déprimant dont on a prouvé la nécessité suite aux résultats des essais 001 et 002. Les résultats montrent une amélioration en termes de récupération et de densité du produit de mousse de l'essai 002 par rapport à l'essai 001, et ça, suite à l'utilisation du déprimant qui a permis une meilleure sélectivité et un meilleur rendement poids.

Notre deuxième conclusion concerne la meilleure granulométrie qui a donné les meilleurs résultats en fonction de la densité de produit de mousse ainsi que son rendement poids. Suite à nos mesures, la meilleure maille de libération de la baryte dans le gisement Nord est la classe des grains de taille inférieure à 250 μ m, et plus on diminue la maille de libération, plus la récupération et la densité diminuent.

La meilleure densité obtenue dans cette série d'essais sur le gisement de Nord est de 4,16. Cette valeur reste inférieure à la valeur commerciale (qui est de 4,20) exigé par le marché, et donc, elle reste sujet d'autres essais de flottations avec d'autres paramètres pour l'augmenter.

b) flottation du gisement BELABBES

- **Calcul des densités des tous venants**

Dans cette étape, on a appliqué la méthode de LECHATELIER pour calculer la densité des tous venants. Les résultats sont représentés dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.9 : Densités tous venant Belabbes

Classe granulométrique	Densité (avant flottation)
<80 μ	3,72
<160 μ	3,77
<250 μ	3,92

- **Essais de flottation**

Tableau V.10: Paramètres de flottation gisement Belabbes

N° essai	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
005	<250	10	8mn	174g
006	<160	10	8mn	157g
007	<80	10	8mn	166g

- **Calcul des densités des produits de mousse**

Dans cette étape, on a appliqué la méthode de LECHATELIER pour calculer la densité des concentrés. Mais cette méthode ne s’applique que sur des produits séchés. Afin de transformer notre concentré de son état de mousse à un état de solide sec, on procède d’abord à une opération de filtration qui est suivie par un assèchement soit dans une étuve à 140°C (pour les filtres) soit par un bec benzène (pour la mousse filtré). Les résultats de l’analyse des densités sont représentés dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.11: Densités après flottation du gisement Belabbes

N° essai	Densité (avant flottation)	Densité (après flottation)
005	3,92	4,16
006	3,77	4,08
007	3,72	3,85

- **Interprétation des résultats**

En premier lieu, on a pu repérer la meilleure granulométrie qui nous a donné les meilleurs résultats en fonction du rendement poids et de la densité obtenue. Suite à nos mesures, la meilleure maille de libération de la baryte dans le gisement Belabbes est la classe des grains de taille inférieure à 250 μ m, et plus on diminue la maille de libération, plus la récupération et la densité diminuent.

En second lieu, la meilleure densité obtenue dans cette série d’essais sur le gisement de Belabbes est de 4,16. Cette valeur reste inférieure à la valeur commerciale (qui est de 4,20) exigé par le marché, et donc, elle reste sujet d’autres essais de flottations avec d’autres paramètres pour l’augmenter.

c) flottation du gisement LAKHDAR

- **Calcul des densités des tous venants**

Dans cette étape, on a appliqué la méthode de LECHATELIER pour calculer la densité des tous venants. Les résultats sont représentés dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.12: Densités tous venant Lakhdar

Classe granulométrique	Densité (avant flottation)
<80 μ	4,19
<160 μ	4,10
<250 μ	4,10

- **Essais de flottation**

Tableau V.13: Paramètres de flottation gisement Lakhdar

N° essai	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
008	<250	9	8mn	197g
009	<160	10	8mn	186g
010	<80	10	8mn	175g

- **Calcul des densités des produits de mousse**

Dans cette étape, on a appliqué la méthode de LECHATELIER pour calculer la densité des concentrés. Mais cette méthode ne s'applique que sur des produits séchés. Afin de transformer notre concentré de son état de mousse à un état de solide sec, on procède d'abord à une opération de filtration qui est suivie par un assèchement soit dans une étuve à 140°C (pour les filtres) soit par un bec benzène (pour la mousse filtré). Les résultats de l'analyse des densités sont représentés dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.14: Densités après flottation du gisement Lakhdar

N° essai	Densité (avant flottation)	Densité (après flottation)
008	4,10	4,27
009	4,10	4,19
010	4,19	4,25

- **Interprétation des résultats**

En premier lieu, on a pu repérer la meilleure granulométrie qui nous a donné les meilleurs résultats en fonction du rendement poids ainsi qu'en fonction de la densité obtenue. Suite à nos mesures, la meilleure maille de libération de la baryte dans le gisement Lakhdar est la classe des grains de taille inférieure à 250 μ m qui a rempli ces deux conditions.

En second lieu, la meilleure densité obtenue dans cette série d'essais sur le gisement de Lakhdar est de 4,27. Cette valeur est nettement supérieure à la valeur de densité commerciale, et donc elle peut être mise sur le marché immédiatement.

d) flottation du stérile

- **Calcul des densités des tous venants**

Dans cette étape, on a appliqué la méthode de LECHATELIER pour calculer la densité des tous venants. Les résultats sont représentés dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.15: Densités Stérile

Classe granulométrique	Densité (avant flottation)
<80 μ	3,41
<160 μ	3,37
<250 μ	3,32

- **Essais de flottation**

Tableau V.16: Paramètres de flottation Stérile

N° essai	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
011	<250	9	10mn	94,8
012	<160	10	7mn	100
013	<80	9	5mn	98,5

- **Calcul des densités des produits de mousse**

Dans cette étape, on a appliqué la méthode de LECHATELIER pour calculer la densité des concentrés. Mais cette méthode ne s'applique que sur des produits séchés. Afin de transformer notre concentré de son état de mousse à un état de solide sec, on procède d'abord à une opération de filtration qui est suivie par un assèchement soit dans une étuve à 140°C (pour les filtres) soit par un bec benzène (pour la mousse filtré). Les résultats de l'analyse des densités sont représentés dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.17: Densités après flottation du Stérile

N° essai	Densité (avant flottation)	Densité (après flottation)
011	3,32	4,06
012	3,37	4,06
013	3,41	4,10

- **Interprétation des résultats**

En termes de densité des tout venants, on remarque que les trois classes ont presque la même densité. Après avoir effectué les essais de flottation, on a eu une importante augmentation de la valeur de la densité jusqu'à atteindre 4,10, valeur qui reste sujet d'autres essais de flottation afin d'arriver à la valeur commerciale demandé sur le marché.

Reste à penser à changer les paramètres de flottation pour augmenter le rendement poids dans le but de rentabiliser cette opération.

V.6.3.2 Variante 2

Cette variante est caractérisée par l'utilisation de l'acide oléique comme collecteur. Les essais ont été effectués non pas en fonction de la provenance de l'échantillon, mais plutôt en fonction de type de réactifs utilisés et leurs quantités. On distingue :

- **Classe 1**

Dans cette classe, les réactifs utilisés ainsi que leurs quantités sont représentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.18: Réactifs utilisés dans la classe1

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	Carbonate de sodium Na_2CO_3	2%	25ml
Déprimant	Silicate de sodium Na_2SiO_3	2%	25ml
Collecteur	Acide oléique	2%	7ml
moussant	Huile de pin	---	3 à 4 gouttes

Les essais effectués dans cette classe sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau V.19: Paramètres de flottation de la classe1

N° essai	provenance	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
014	Lakhdar	<250	10	5mn	221g
015	Lakhdar	<250	9	5mn	216g
016	Lakhdar	<250	9	6mn	220g
017	Belabbes	<80	9	7mn	186g
018	Belabbes	<80	10	8mn	186g
019	Belabbes	<250	10	8mn	-----

Après avoir calculé la densité des produits de mousses par l'essai de LECHATelier, les résultats ainsi trouvés sont représentés ci-dessous.

Tableau V.20 : Densités après flottation des trois gisements

N° essai	Densité (avant flottation)	Densité (après flottation)
014	4,10	4,00
015	4,10	4,12
016	4,10	4,10
017	3,72	3,86
018	3,72	3,80

• **Classe 2**

Dans cette classe, les réactifs utilisés ainsi que leurs quantités sont représentés dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.21 : Réactifs utilisés dans la classe 2

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	Carbonate de sodium Na_2CO_3	2%	25ml
Déprimant	Silicate de sodium Na_2SiO_3	2%	50ml
Collecteur	Acide oléique	2%	7ml
moussant	Huile de pin	---	3 à 4 gouttes

Les essais effectués dans cette classe sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau V.22 : Paramètres de flottation de la classe 2

N° essai	provenance	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
020	Lakhdar	<250	9	6mn	146g
021	Belabbes	<250	9	5mn	151g
022	Belabbes	<80	9	6mn	145g

Après avoir calculé la densité des produits de mousses par l'essai de LECHATELIER, les résultats ainsi trouvés sont représentés ci-dessous.

Tableau V.23 : Densités après flottation

N° essai	Densité (avant flottation)	Densité (après flottation)
020	4,10	4,10
021	3,92	4,04
022	3,72	3,80

• **Classe 3**

Dans cette classe, les réactifs utilisés ainsi que leurs quantités sont représentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.24 : Réactifs utilisés dans la classe 3

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	Carbonate de sodium Na_2CO_3	2%	50ml
Déprimant	Silicate de sodium Na_2SiO_3	2%	50ml
Collecteur	Acide oléique	2%	7ml
moussant	Huile de pin	---	3 à 4 gouttes

Tableau V.25 : Paramètres de flottation de la classe3

N° essai	provenance	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
023	Lakhdar	<80	11	5mn	104,5g
024	Belabbes	<80	10	5mn	83,9g
025	Nord	<80	10	5mn	116g

Après avoir calculé la densité des produits de mousses par l'essai de LECHATELIER, les résultats ainsi trouvés sont représentés ci-dessous.

Tableau V.26 : Densités après flottation

N° essai	Densité (avant flottation)	Densité (après flottation)
023	4,19	4,25
024	3,72	4,17
025	3,61	4,10

• **Classe 4**

Dans cette classe, les réactifs utilisés ainsi que leurs quantités sont représentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.27 : Réactifs utilisés dans la classe 4

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	Carbonate de sodium Na_2CO_3	2%	25ml
Déprimant	Silicate de sodium Na_2SiO_3	2%	25ml
Collecteur	Acide oléique	2%	2ml
moussant	Huile de pin	---	3 à 4 gouttes

Les essais effectués dans cette classe sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau V.28 : Paramètres de flottation de la classe 4

N° essai	provenance	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
026	Lakhdar	<250	9	5mn	----

L'essai effectué sur la classe granulométrique décrite précédemment avec les paramètres de flottation cités dans le tableau ci-dessus ne nous a permis récupérer aucune mousse.

• **Classe 5**

Dans cette classe, les réactifs utilisés ainsi que leurs quantités sont représentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.29 : Réactifs utilisés dans la classe 5

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	Carbonate de sodium Na_2CO_3	2%	50ml
Déprimant	Silicate de sodium Na_2SiO_3	2%	50ml
Collecteur	Acide oléique	2%	7ml
moussant	Huile de pin	---	3 à 4 gouttes

Dans cette classe, on a fait solubiliser l'acide oléique dans une solution d'éthyle vu que l'acide oléique est insoluble dans l'eau.

Les essais effectués dans cette classe sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau V.30 : Paramètres de flottation de la classe 5

N° essai	provenance	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
027	Lakhdar	<250	10	5mn	191g

Après avoir calculé la densité des produits de mousses par l'essai de LECHATELIER, les résultats ainsi trouvés sont représentés ci-dessous.

Tableau V.31 : Densité après flottation

N° essai	Densité (avant flottation)	Densité (après flottation)
027	4,10	4,06

- **Interprétation des résultats**

Dans cette variante, on a utilisé l'acide oléique comme collecteur. Ce dernier est connu par sa valeur très faible de solubilité dans l'eau au point où on le considère pratiquement insoluble.

Malgré ça, on a essayé d'effectuer quelques essais avec une solution de collecteur préparé à base d'acide oléique dilué dans 100ml d'eau distillée. Ces essais figurent dans les séries 1, 2, 3, et 4. On observe que les résultats sont très variables, dont des densités allant de 3,8 jusqu'à 4,25 et même un essai où on n'avait aucune récupération.

Ces valeurs peuvent être expliquées par le fait que l'acide oléique est insoluble, d'où, on ne peut pas contrôler la quantité réelle d'acide oléique utilisée dans chaque essai. Autrement dit, vu l'insolubilité de l'acide oléique dans l'eau, on trouve dans quelque parties de la solution du collecteur une plus grande quantité d'acide par rapport à d'autres parties dans la même solution, ce qui implique qu'on ne peut pas contrôler la quantité réelle d'acide versée dans la pulpe, et au lieu de mettre 7ml de concentration 2%, on verse 7ml de concentration plus ou moins élevée de la valeur précédente. Par exemple, on peut dire que l'essai où on a eu une densité de 4,25 (essai 023) on a utilisé une importante quantité d'acide oléique au lieu de la quantité normale dans la solution de collecteur, et donc la concentration du collecteur était supérieure à 2%. Par contre, pour l'essai où on n'a pas eu de récupération (essai 019) et qui a été effectué en utilisant les derniers 7ml restante de la solution du collecteur qu'on avait, on peut expliquer ça par le fait qu'il ne reste plus d'acide oléique dans cette dernière.

Le dernier essai qu'on a effectué avec un collecteur formé à base d'acide oléique solubilisé dans 100ml d'éthyle, a donné un mauvais résultat par rapport au résultat obtenu dans la même classe du même gisement avec le cetyl sulfate comme collecteur.

Suite aux résultats qu'on a eu dans la variante 1 et la variante 2, on peut dire que l'utilisation de cetyl sulfate comme collecteur est meilleure par rapport à l'acide oléique dans la mesure où ce dernier nécessite une préparation spéciale pour le solubiliser, et même dans ce cas, les résultats ne sont pas satisfaisants, vu que suite à nos essais on n'a pas pu obtenir une densité commerciale.

Dans le but d'optimiser la consommation en produits chimiques, on a commencé une autre série d'essais nommée variante 3, où on a essayé de jouer surtout sur la quantité de collecteur utilisé afin d'atteindre une meilleure densité.

V.6.3.3 Variante 3

Dans cette variante, les réactifs utilisés ainsi que leurs quantités sont représentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau V.32 : Réactifs utilisés dans la variante 3

Réactifs	Nom du réactif	Concentration	Quantité utilisée
Régulateur de milieu	Carbonate de sodium Na_2CO_3	2%	25ml
Déprimant	Silicate de sodium Na_2SiO_3	2%	25ml
Collecteur	Cetyl sulfate	2%	50ml
moussant	Huile de pin	---	-----

Les essais effectués dans cette classe ont été faits sur des minerais déshlamé et les résultats sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau V.33 : Paramètres de flottation

N° essai	provenance	granulométrie	pH	Temps de flottation	récupération
028	Nord	<80	9	5mn	151g
029	Nord	<250	9	5mn	117,4g
030	Lakhdar	<250	9	5mn	174,5g
031	Lakhdar	<80	9	5mn	117,4g
032	Lakhdar	<160	9	5mn	176g
033	Belabbes	<250	9	5mn	157g
034	Stérile	<250	9	5mn	83,3g
035	Stérile	<80	9	5mn	116g

Après avoir calculé la densité des produits de mousses par l'essai de LECHATELIER, les résultats ainsi trouvés sont représentés ci-dessous.

Tableau V.34 : Densités après flottation

N° essai	Densité avant flottation	Densité après flottation
028	3,61	4,25
029	3,88	4,27
030	4,10	4,39
031	4,19	4,35
032	4,10	4,35
033	3,92	4,32
034	3,32	4,15
035	3,41	4,14

- **Interprétation des résultats**

Dans cette variante, on a diminué la quantité de collecteur utilisée jusqu'au tiers pour atteindre 50ml de cetyl sulfate ce qui correspond à 4000g/tonne de minerais.

La première remarque qu'on a eu est que les valeurs de densité ont augmenté d'une façon impressionnante pour toute les classes de tous les gisements et même en ce qui concerne le stérile qui a atteint une valeur de 4,15 qui peut être mélangé avec un autre gisement de densité importante (comme celle de gisement Lakhdar <250 μ m qui a atteint une densité de 4,39) pour atteindre la valeur limite de 4,20.

Une autre remarque est que la récupération a diminué un peu par rapport à celle obtenue avec 150ml de collecteur.

En conclusion, la diminution de la quantité de cetyl sulfate a joué un rôle positif sur la valeur de la densité jusqu'à atteindre des densités commerciale pour tous les gisements et même pour le stérile si on le mélange (homogénéisation physique) avec d'autres gisements.

A cause du manque de produit chimiques et plus précisément le cetyl sulfate, on n'a pas pu faire plus d'essai dans le but de diminuer encore la quantité de collecteur pour voir l'impact que peut apporter ce changement.

V.7 Homogénéisation des concentrés des trois gisements

V.7.1 Introduction

L'homogénéisation physique consiste à mélanger des quantités de masses et de densité différentes afin d'atteindre une masse homogène de densité commerciale supérieure à 4,20.

On a remarqué que les densités obtenues dans la troisième variante pour les trois gisements varient de 4,27 jusqu'à 4,39. Ces densités ont largement dépassé la limite commerciale qui est de 4,20 et donc, ça serait une perte pour l'entreprise de les vendre avec le prix d'une densité de 4,2 d'où la nécessité de faire une homogénéisation physique entre la baryte de faible densité et la baryte de grande densité pour avoir une baryte de densité au voisinage de 4,20 et éviter toutes sorte de pertes en termes de matière utile.

Une autre solution possible est de commercialiser la baryte de densité élevée mais avec un prix plus élevé et pour d'autres utilisations qui exigent une telle valeur.

Afin d'arriver à une bonne homogénéisation physique, on peut utiliser la formule suivante qui résumé bien ce qu'il faut faire pour atteindre cet objectif.

$$((m1 \times d1 + m2 \times d2)/(m1 + m2)) = 4,2$$

Il suffit dans ce cas de prendre une masse connue 'm1' de densité connue 'd1' et une masse inconnue 'm2' de densité connue 'd2' et on aura une équation de premier ordre à une variable inconnue qui est 'm2'. Une fois l'équation résolue, on trouvera la masse 'm2' à prendre pour avoir une densité totale de 4,2. Dans le cas pratique, 'm1' peut représenter la masse de faible densité, et la masse 'm2' la masse qu'on doit mélanger avec la précédente pour atteindre notre objectif.

V.7.2 Exemple pratique

Pour mieux envisager l'intérêt de cette opération, on va prendre quelques exemples de cas pratique pour illustrer les démarches à entreprendre.

Prenant une masse 'm1' du produit de mousse de l'essai 035, tel que :

$$M1 = 50g \qquad d1 = 4,14$$

On essaye de l'homogénéiser avec un produit de mousse de l'essai 031, tel que :

$$M2 = ? \qquad d2 = 4,35$$

En utilisant la formule donnée précédemment, et en résolvant l'équation à une inconnue, on trouve qu'il faut ajouter 20g du produit riche en baryte afin d'atteindre une densité de 4,20 pour notre produit fini.

Prenant une masse 'm1' du produit de mousse de l'essai 035, tel que :

$$M1 = 50g \qquad d1 = 4,14$$

On essaye de l'homogénéiser cette fois avec un produit de mousse de l'essai 028, tel que :

$$M2 = ? \qquad d2 = 4,25$$

En utilisant la formule donnée précédemment, et en résolvant l'équation à une inconnue, on trouve qu'il faut ajouter 60g du produit riche en baryte afin d'atteindre une densité de 4,20 pour notre produit fini.

Cette fois ci, on va voir le cas inverse, c'est-à-dire qu'on va prendre une masse connue de produit riche en baryte et on essayera de voir combien il faut lui ajouter de produit pauvre pour atteindre la densité voulue.

Prenant une masse 'm1' du produit de mousse de l'essai 031, tel que :

$$M1 = 50g \qquad d1 = 4,35$$

On essaye de l'homogénéiser cette fois avec un produit de mousse de l'essai 035, tel que :

$$M2 = ? \qquad d2 = 4,14$$

En utilisant la formule donnée précédemment, et en résolvant l'équation à une inconnue, on trouve qu'il faut ajouter 125g du produit pauvre en baryte afin d'atteindre une densité de 4,20 pour notre produit fini.

Prenant une masse 'm1' du produit de mousse de l'essai 028, tel que :

$$M1 = 50g \qquad d1 = 4,25$$

On essaye de l'homogénéiser cette fois avec un produit de mousse de l'essai 035, tel que :

$$M2 = ? \qquad d2 = 4,14$$

En utilisant la formule donnée précédemment, et en résolvant l'équation à une inconnue, on trouve qu'il faut ajouter 41.67g du produit pauvre en baryte afin d'atteindre une densité de 4,20 pour notre produit fini.

En conclusion, on peut dire que les masses à prendre dans l'opération de l'homogénéisation dépendent de la densité des produits choisis et il faut bien les calculer pour éviter de tomber dans des situations où la densité de notre produit fini est inférieure ou supérieure à la valeur commerciale.

V.8 Essais de contrôle de qualité

Le contrôle qualité est l'une des fonctions les plus importantes dans une unité de production. C'est le moyen qui nous permettra de dire que notre produit fini est conforme aux normes ou non.

Dans notre cas, on s'intéresse à la norme API (American Petroleum Institute) et plus précisément sur ces exigences concernant la baryte utilisée dans le domaine pétrolier.

L'American Petroleum Institute exige que le produit fini de la baryte doit satisfaire quatre paramètres essentiels qui sont la densité, la teneur en métaux alcalino-terreux, le taux des résidus supérieurs à 75 μ m et le taux des particules inférieures à 6 μ m.

En ce qui concerne la densité, sa valeur doit être supérieure à 4,20 pour que la baryte puisse être commerciale. Dans notre travail, les valeurs de la densité ont été calculées après chaque essai de flottation et ont constitué notre moyen de savoir si on était dans la bonne voie ou s'il fallait changer les paramètres des essais.

Pour ce qui est des autres conditions, la teneur en métaux alcalino-terreux exprimée en calcium doit être inférieure à 200mg/kg de produit fini. Quant aux taux des résidus supérieurs à 75 μ m et des résidus inférieurs à 6 μ m, leurs valeurs doivent être respectivement inférieures à 3% et 30%.

Malgré la non disponibilité du matériel adéquat, on a essayé de faire ces essais pour s'assurer de la conformité de notre produit fini (produit de flottation) en utilisant les moyens disponibles au niveau du laboratoire de notre département. Pour des raisons indépendantes de notre volonté, il a été impossible d'effectuer ces essais car leur réalisation exige une quantité de 340g de produit fini, et suite à nos essais de flottation, on récupérait seulement 180g dans les meilleurs cas pour chaque classe de chaque gisement.

Il existe un autre essai qui n'est pas indispensable dans la norme API mais qui est quand même important, il s'agit de la mesure de la teneur en BaSO₄. On a essayé sur quatre reprises de la calculer en utilisant toujours les moyens disponibles. Les essais ont été effectués sur le produit fini de la mine de Bou Caïd (produit de jig) et les résultats obtenus étaient loin de la réalité (on a eu des teneurs de 32%, 6%, 5% et 12%). Le problème qu'on a rencontré est qu'il fallait utiliser un creuset en platine dans la première étape de la procédure du calcul de la teneur, chose qui n'est pas possible à cause de la non disponibilité de ce genre de creuset au niveau de notre département. On a essayé de le remplacer avec un creuset en porcelaine et un autre en zirconium mais les résultats étaient toujours négatifs. Malgré qu'on n'a pas pu calculer la teneur en baryte, mais le fait de mesurer sa densité nous renseigne sur son pourcentage dans notre produit fini vu que c'est la baryte qui est responsable de l'augmentation de la valeur de densité dans notre produit fini, et donc, plus la densité est élevée, plus la teneur est plus importante.

**CONCLUSION GENERALE ET
RECOMMANDATIONS**

• Conclusion générale

Suite au travail effectué durant les deux derniers mois au niveau du laboratoire du département génie minier à l'Ecole Nationale Polytechnique, voici les conclusions tirées concernant la séparation de la baryte par procédé de flottation:

- La préparation mécanique est une phase très importante pour chaque opération d'enrichissement. Dans le cas étudié, les touts venant des trois quartiers ne possèdent que quelques caractéristiques semblables, d'où la difficulté de trouver un seul et même type de concassage qui sera adéquat pour tous les gisements. Néanmoins, l'utilisation du concasseur à percussion était la source de génération des fines particules, chose qui peut être négative lors de la flottation, mais qui peut être facilement évitée en effectuant un déschlammage avant de passer aux cellules de flottation.
- Une étude granulo-chimique pourrait être très bénéfique afin de repérer la meilleure maille de libération, chose qui peut mener à l'optimisation du nombre d'essais de flottation et donc la consommation en réactifs chimiques.
- La séparation par nappe pelliculaire fluante est un cas à étudier plus en détail, dans la mesure où les résultats pourraient s'avérer plus concluants si toutes les conditions étaient réunies. Cependant, la surconsommation d'eau qu'elle occasionne fait qu'elle peut poser quelques difficultés d'application, à moins d'envisager un système de recyclage de l'eau utilisée.
- La flottation a donné de très bons résultats en termes de densité du concentré ainsi que son rendement poids en comparaison aux résultats obtenus par méthode de jig.
- L'utilisation de cetyl sulfate comme collecteur a prouvé son efficacité par rapport à l'acide oléique, compte tenu de ses propriétés et sa préparation en solution, ainsi que la densité des produits de mousse obtenues.
- La maille de libération qui a donné les meilleurs résultats en fonction de la densité des produits de mousse est la classe des minerais broyés jusqu'à 250 μ m dont les valeurs obtenues varient de 4,25 jusqu'à 4,39 et avec un rendement poids entre 47% et 68%.
- L'utilisation d'une homogénéisation physique permettra de valoriser tous les gisements existants ainsi que les stériles qui contiennent une quantité relativement importante de baryte.
- Ces résultats dérivent d'une étude faite à l'échelle du laboratoire. Dans le but de passer à l'échelle industrielle, il est préférable de faire des essais d'abord à l'usine pilote afin d'étudier le dimensionnement de l'usine de traitement ainsi que son impact économique.
- La flottation dépend de plusieurs paramètres dont chacun peut être objet d'une recherche plus approfondie dans l'avenir.

Recommandation.

- Par manque de produits chimiques, nous n'avons pas pu étudier l'impact de la réduction de collecteur sur la densité. Il est vivement recommandé de procéder à des essais de flottation en utilisant le cetyl sulfate en quantités réduites, vu que nous avons consommé toutes les quantités que nous avons emprunté ailleurs, puisque le département n'en dispose pas.
- Nous recommandons vivement aux responsables du département d'acquérir dans les plus brefs délais ce collecteur puisqu'il permettra aux étudiants de master, Magister ou doctorants de l'utiliser dans les projets similaires et pour permettre aux prochains étudiants de confirmer et valider nos résultats.
- L'acquisition d'un creuset en platine est une nécessité pour les essais de caractérisation, non seulement pour les gisements de baryte mais pour aussi d'autres minerais de valeur.

REFERENCES

- **Références**

[1] OULD HAMOU M., "*Cours de Minéralurgie*", Ecole Nationale Polytechnique d'Alger, 2011/2012

[2] Rapport BRGM R 37775 DMM-RMI-93, "Mémento roches et minéraux industriels", 1993

[3] Rapport BRGM, "aperçu sur le marché mondial de la barytine"2009

[4] Cyanamid, "Mining chemicals handbook", 1989

[5] Serge BOUCHARD, Traitement des minerais : méthodes physique et flottation, 2001

[6] Pierre BLAZY, "flottation mécanismes et réactifs", 2000

[7] Leila OUBRAHIM, thèse de magister : procédé de flottation et son évolution technologique ; application à la valorisation du minerai barytique du gisement de KOUDIA-SAFIA Médéa, 1994

[8] Division laboratoire ORGM, étude des essais de laboratoire sur la baryte de Bou-Caïd, 1982

[9] lamine MEFTAH expert minier agréé – consultant, Rapport de développement et de faisabilité du gisement : nord (w. Tissemsilt), Décembre 2006

[10] SEKENDRI Abdelkader, Rapport géologique de baryte gisement : Lakhdar (W. TISSEMSILT), Décembre 2009

[11] Rapport géologique de baryte de Bou-Caïd gisement : sidi belabbes (W. TISSEMSILT), Décembre 2008

[12] GHOUMRASSI Belkacem, Rapport de stage pratique effectué à l'unité de Bou-Caïd, 2009/2010

ANNEXES

• ANNEXE : ESSAIS DE CONTROLE DE QUALITE

1. Calcul de la densité par la méthode de LECHATELIER

La mesure de densité est effectuée sur les échantillons prélevés aux différentes étapes (concassage, broyage, enrichissement et conditionnement)

a. équipements matériels et consommables

1. Etuves à $105^{\circ}\text{C} \pm 3^{\circ}\text{C}$ ($220 \pm 5^{\circ}\text{F}$)
2. Dessiccateur avec CaSO_4
3. Flacon LECHATELIER
4. Kérosène
5. Bain thermostaté $32 \pm 0.5^{\circ}\text{C}$ ($90 \pm 1^{\circ}\text{F}$)
6. Balance de précision à 0.01g
7. Pipette volumétrique 10 cm^3
8. Loupe
9. Pinceau fin

b. Mode opératoire

1. Prendre 100g de baryte sèche et les mettre dans le dessiccateur.
2. Remplir un flacon de LECHATELIER (diamètre 2.2 cm) de kérosène jusqu'au niveau au dessus de zéro.
3. Placer le flacon dans un bain thermostaté, en s'assurant que le niveau d'eau doit être plus haut que la graduation [24cm^3] du flacon, mais plus bas que le niveau du bouchon en stabilisant le flacon sur sa base.
4. Laisser le flacon et son contenu se stabiliser pendant au moins 1heure, réajuster le niveau du kérosène à l'aide d'une pipette, entre l'intervalle 0.2 et 1.2 cm^3 du flacon, relever le volume initiale à la loupe.
5. Peser $80 \pm 0.05\text{g}$ de baryte sèche dans le verre de pesée et l'introduire lentement à très faible quantité à l'aide du pinceau à travers l'entonnoir dans le flacon, en cas de colmatage du produit, donner des petits coups sur le flacon et agiter doucement
6. Faire évacuer les bulles en basculant le flacon entre les paumes de la main jusqu'à l'évacuation total.
7. Remettre le flacon dans le bain
8. Retirer le flacon du bain au bout de 30 minutes
9. Apres une heure relever le volume final
10. La densité est obtenu par : $\text{Densité} = \text{Poids de la baryte (g)} / (\text{volume final} - \text{volume initial})$

2. Calcul du taux des métaux alcalino-terreux

Cette analyse consiste à mesurer le rapport de calcium en milligramme contenu dans un kilogramme de produit fini.

a. Equipements, matériels et consommables

1. Balance excédant 100g précision 0.01g
2. Filtre presse
3. Erlenmeyer de 250 cm³
4. Cylindre gradué 100 cm³
5. Récipient de titrage : bêcher de 100 à 150 cm³
6. Petit bêcher
7. Burette de 0.1 cm³ de précision
8. Pipette volumétrique de 10 cm³
9. Flacon de 1000 cm³
10. Papier filtre
11. Solution aqueuse d'EDTA (3.72± 0.01 g d'EDTA dans 1000 cm³ d'eau distillée)
12. Solution buffer : 67.5±0.01g de chlorure d'ammonium 15 N dilué dans 1000 cm³ d'eau distillée
13. Solution indicateur de dureté : 1±0.01g de calmagite ou équivalent : [1-(1-hydroxy-4-methyl-phenylazo)-2-nephtol-4-acide sulfonique] dans 1000 cm³ d'eau distillée
14. Eau distillée

b. Mode opératoire

1. Peser 100±0.05g d'échantillons, le mettre dans l'Erlenmeyer, ajouter 100±1 cm³ d'eau distillé, fermer le flacon et mettre sur l'agitateur magnétique pendant 20 à 30 mn.
2. Filtrer la solution à l'aide d'un filtre presse en utilisant 2 papiers filtres whatman, le filtrat sera récupéré dans le petit bêcher.
3. Mettre 50cm³ dans l'eau distillée dans le récipient de titrage à l'aide de la pipette, y ajouter 2cm³ de solution buffer et suffisamment de calmagite, en remuant, jusqu'au virement à la couleur bleue.
4. A l'aide de la pipette, prélever un volume d'échantillon égal à 10 cm³ de filtrat et les incorporer dans le récipient de titrage et mélanger.
5. La couleur bleue indique l'absence de calcium et le test est total, la couleur rouge vin indique la présence de calcium et/ou magnésium.
6. Le titrage de calcium dans la solution de couleur rouge vin se réalise en incorporant goutte à goutte l'EDTA, tout en agitant à l'aide de l'agitateur magnétique, jusqu'au point d'équivalence (changement) de la couleur rouge vin et bleu.
7. Définir le taux de calcium par la relation suivante :

$$\text{Ca}^{++} = 400 * (\text{volume d'EDTA (cm}^3\text{)} / \text{volume de l'échantillon})$$

3. Pourcentage des résidus supérieurs à 75 µm

Cette analyse permet de déterminer le taux des résidus dont la dimension est supérieure à 75µm dans des échantillons de produit fini selon les exigences de la norme A.P.I

a. Equipements matériels et consommables

1. Etuve réglée à (105±3°C)
2. Dessiccateur avec CaSO₄
3. Balance de précision à 0.01g
4. Hexamétaphosphate de sodium
5. Agitateur Hamilton Beach avec bol
6. Tamis 75 µm (76 mm de diamètre, 63mm du sommet de cadre jusqu'à la toile métallique)
7. Buse de pulvérisation ¼ corps (compagnie de système de pulvérisation attaché à une canalisation d'eau coudée à 90°)
8. Régulateur de pression d'eau avec une jauge de 10±1 PSI (170 KPA)
9. Plateau d'évaporation
10. Bouteille de lavage

b. Mode opératoire

1. Mettre 60g de l'échantillon dans le dessiccateur.
2. Une fois sec, prendre un poids d'échantillon égal à 50g±0.01g et ajouter 350 cm³ d'eau courante et 0.2g d'Hexamétaphosphate de sodium.
3. Agiter à l'aide de l'agitateur pendant 5±1mn.
4. Transférer l'échantillon dans les tamis et le laver à l'eau courante à l'aide de la buse de pulvérisation pendant 2mn±15s
5. Transférer les résidus du tamis au plateau d'évaporation à l'aide de la bouteille de lavage.
6. Sécher dans l'étuve, jusqu'à obtention d'un poids du résidu constant.
7. Enregistrer le poids étant un paramètre essentiel dans la relation de calcul.
8. Le taux des résidus supérieurs à 75 µm est donné par la relation :

$$\text{Résidus 75 µm (\%)} = (\text{poids de résidus (g)}/\text{poids de l'échantillon}) * 100 \pm C$$

4. Pourcentage des résidus supérieurs à 6 µm

Cette analyse permet la détermination du taux des fines de dimension inférieure à 6µm dans un échantillon de produit fini. La procédure à suivre est identique à la précédente en changeant juste les tamis.

5. Teneur en BaSO₄

Cette analyse permet de déterminer la quantité de sulfate de baryum (BaSO₄) dans un échantillon par la méthode de séparation qualitative et quantitative.

a. Equipements et matériels et consommables

1. Balance de précision 0.01g
2. Four à moufle réglé à $1000 \pm 2^\circ\text{C}$
3. Etuve de séchage réglée à $105 \pm 3^\circ\text{C}$
4. Plaque chauffante
5. Creuset en platine
6. Dessiccateur
7. Creuset en porcelaine
8. 2 cylindres gradués de $100 \text{ cm}^3 \pm 1 \text{ cm}^3$
9. Pince métallique
10. Bêcher de 400 cm^3
11. Erlenmeyer de 500 et 250 cm^3
12. Petit Erlenmeyer
13. Ballon en verre de 500 cm^3
14. Verre de montre
15. Ballon en verre 500 cm^3
16. Verre de montre
17. Deux (02) petits bêchers
18. Entonnoir de 70 mm de diamètre
19. Bouteille de lavage
20. Spatule métallique
21. Papier filtre à bande
22. Flacon doseur d'eau oxygénée
23. Pinceau moyen
24. Acide sulfurique et acide chlorhydrique
25. Hydroxide d'ammonium
26. Gélatine ($100 \pm 1 \text{ g}$ dans $100 \pm 1 \text{ cm}^3$)
27. Eau distillée

b. Mode opératoire

• Fusion du produit

1. Tarer le creuset en platine sur balance et incorporer $0.5 \pm 0.01 \text{ g}$ d'échantillon préparé et ajouter $2 \pm 0.01 \text{ g}$ de carbonate de sodium.
2. Introduire le creuset dans le four à moufle lorsque la température a atteint les $1000^\circ\text{C} \pm 2^\circ\text{C}$

• Séparation

1. Préchauffer de l'eau distillée dans le bêcher rempli à moitié sur la plaque chauffante.
2. Après une heure, retirer le creuset du moufle à l'aide de la pince et le maintenir à l'air libre pendant 30s avant de le noyer dans le bêcher.
3. Porter à ébullitions jusqu'à dissolution totale du produit fusionné. Le produit colmaté dans le creuset sera gratté à l'aide de la spatule.
4. Laver convenablement le creuset à l'eau distillée dans le bêcher, et l'interposer sur le verre de montre et ajouter 15 cm^3 d'HCL concentré à l'aide du cylindre gradué
5. Filtrer le contenu du bêcher dans le ballon à travers le papier filtre rouge à l'aide de l'entonnoir, et laver le filtre 2 à 3 fois avec l'eau distillée.
6. Récupérer les résidus dans le bêcher en rinçant le papier filtre avec de l'eau distillée, et y ajouter le contenu du creuset en platine, et le laver à l'eau distillée.
7. Mettre à bouillir sur la plaque chauffante tout en ajoutant 10 cm^3 de la solution de gélatine.
8. Filtrer dans un Erlenmeyer de 250 cm^3 à travers le papier filtre verte à l'aide l'entonnoir et laver le filtre 2 à 3 fois avec de l'eau distillée.
9. Ajouter au filtrat deux gouttes de méthyle orange et 10 cm^3 d'hydroxyde d'ammonium
10. Mettre à bouillir sur la plaque chauffante.
11. Filtrer dans un Erlenmeyer de 500 cm^3 à travers le filtre rapide à bande rouge et laver le filtre 2 à 3 fois avec l'eau distillée.
12. Ajouter 10 cm^3 d'HCL concentré et 5 à 10 gouttes d'eau oxygénée.
13. Mettre à bouillir sur la plaque chauffante jusqu'à l'obtention d'une solution incolore.
14. Retirer l'Erlenmeyer et laisser refroidir.
15. Ajouter 20 cm^3 d'acide sulfurique 1/1.
16. Recouvrir avec le verre de montre et laisser reposer 18 heures
17. Régler le four à $800 \pm 2^\circ\text{C}$
18. Filtrer à l'aide de l'entonnoir dans le ballon à travers le filtre à bande bleu et laver le filtre 2 à 3 fois avec de l'eau distillée.
19. Après avoir plié le filtre et son contenu, l'introduire dans un creuset en porcelaine qui sera mis dans le four (porté à 800°) pendant 30 minutes.
20. Retirer et laisser refroidir dans un dessiccateur
21. Peser le creuset pour déterminer P1, et le nettoyer de son contenu à l'aide du pinceau.
22. Peser ensuite le creuset pour déterminer P2.
23. La teneur en BaSO_4 est déterminée comme suit :

$$T = (P1-P2) * 100 / 0.5$$