

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE



Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la
Recherche Scientifique



ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

Département Génie Minier

PROJET DE FIN D'ETUDES

En vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

Thème

**Ouverture et Exploitation du gisement
de baryte de Draïssa (wilaya de Bechar)**

Dirigé Par :

HESBELLAOUI Mustapha

Réalisé Par :

CHELOUCHE Farid

Année universitaire 2009/2010

École Nationale Supérieure Polytechnique 10, Avenue Hassan Badi, El-Harrach, Alger

REMERCIEMENT

Je tiens à remercier mon Bon Dieu, le Tout Puissant de m'avoir permis de mener à bien ce modeste travail.

J'exprime mes sincères remerciements à mon promoteur Mr. HASBELLAOUI Mustapha pour ses précieux conseils et aides, réussissant à me guider tout au long de mon travail.

Je remercie tous ceux qui ont contribué à ma formation depuis mon jeune âge et aux enseignants de l'Ecole Nationale Polytechnique, de nous avoir fait profiter de leur expérience scientifique et pour les précieux enseignements et conseils qu'ils nous ont prodigués tout au long de notre scolarité, en particulier à tout le personnel du département Génie Minier.

Mes remerciements s'adressent également à :

- Mr. R GACEM ingénieur d'état en génie minier.*
- Mr. A.BDJAOUI ingénieur d'état en génie minier.*
- Mr .K. AKSIL Ingénieur géologue.*

Je remercie tous les membres du jury d'avoir accepté d'examiner mon travail, et d'y avoir porté leur juste appréciation.

Mes remerciements s'adressent également à ma famille qui n'a cessé de m'encourager durant toutes mes études.

Enfin, je remercie toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce modeste travail.

Dédicaces

Plus que jamais je dédie ce modeste travail à ma mère et mes frères et j'aimerai qu'il soit le témoignage de leur consécration et leur foi en moi.

A toute la famille CHELOUCHE et MAACHE.

A tous mes amis Fouzi, Fouad, Hichem, Salim, Salah, Ahmed, Omar, Radoine, Sohaib.

A tout le personnel du département de Génie Minier, à leurs têtes le chef du département M. OULD HAMOU.

A ma promotion 2010.

A tous ceux qui me connaissent et je connais.

FARID.

ملخص:

إن هذا المشروع يأتي في إطار حركة تطور سوميبار لدراسة الأشغال المنجمية من أجل استغلال معدن البارييت في منطقة درايسة ولاية بشار.

شركة سوميبار (فرع لينوف) أرادت الشروع في الإستغلال عن طريق فتح بطريق طولها 10 متر و الإستغلال و الإستخراج بطريقة مثلى لإستفادة أكيدة و ذات مردودية عالية.

و لقد تمكنا من تقدير إحتياطي الممكن إستخراجه و قدره 740 ألف طن لعمق قدره 10 متر مع مدرجات 5 متر.

قدرت مدة حياة المحجرة 5,4 سنوات، و بما أن معدن البارييت و الصخور الأصلية صلبة فإنها تستخرج عن طريق المتفجرات

مفتاح الكلمات:

عرق ، إستغلال، فتح، إحتياطي، المتفجرات، درايسة.

Résumé :

Ce projet d'étude vient contribuer modestement aux actions de développement de SOMIBAR et en particulier de la maturation en cours sur le projet d'exploitation de la baryte de la région de DRAISSA wilaya de Bechar .

*la société SOMIBAR(filiale de l'ENOF) a voulu entreprendre une exploitation pour laquelle nous avons proposé la réalisation de l'ouverture par une piste d'accès de 10 km , l'exploitation et l'extraction en fouille pour effectuer une exploitation sûre et rentable. Ainsi nous avons pu estimer les réserves à exploiter à ciel ouvert pour un total de 740 mille tonnes pour une profondeur de 10 m avec des gradins de 5 mètre . Ainsi la durée de vie de l'exploitation à ciel ouvert est estimée à **5,4ans**. Du fait de la dureté de la baryte et des roches encaissantes la découverte et l'extraction de la baryte seront menées à l'explosif.*

Mots clés : filon, exploitation, ciel ouvert, réserve, explosif, Draissa.

Abstract :

This draft study comes to contribute to development of SOMIBAR for mining work of exploitation of the barite of the area of DRAISSA wilaya of Bachar.

*company SOMIBAR(subsidiary of the ENOF) wanted to undertake an exploitation for which we carried out the opening by a track of access of 10 m, the exploitation and the extraction to carry out a sour and profitable exploitation. Thus we could consider the reserves to exploit for a total of 740 thousand tons for a 10 m depth with steps of 5 meter. It is a career of which the lifespan is estimated at **5,4 years** . the ore will be cut down by the explosive because it is hard.*

Key words: seam, exploitation, reserves, explosive, Draissa.

SOMMAIRE

Introduction générale :	1
--------------------------------------	----------

Chapitre I-Généralités sur le baryte :

I-A. Aperçu sur la baryte :.....	2
I-A-1. Nom et étymologie de la baryte :	2
I -A-2. Caractéristiques physico-chimiques de la Baryte :.....	2
I -B. Domaines d'utilisation de la baryte :.....	4
I -C. Production mondiale de la baryte :	5

Chapitre II-Geologie du gisement

II-1.Localisation géographique du gisement de draïssa et conditions climatiques :.....	6
II-2.Conditions géologiques de gisement de Draïssa :.....	10
II-2-1.géologie régionale :.....	10
II-2-2.Stratigraphie :.....	11
II-3.TECTONIQUE :	14
II-3-1.Tectonique panafricaine :.....	14
II-3-2.Tectonique varisque (hercynienne) :.....	14
II-3-3.Distension triasico-liasique:.....	15
II-4.MAGMATISME :	15
II-5. Stratigraphie de gisement :.....	16
II-5-1.Le Protérozoïque :.....	16
II-5-2.Le paléozoïque	16
II-6.Hydrogéologie de la région de DRAÏSSA :.....	17
1. L'Aquifère de l'Oued Saoura.	17
2. l'Aquifère du Cambro - Ordovicien :.....	17
3. L'aquifère de la Hamada de la Daoura :	18
4- L'aquifère de la plaine de Tabelbala.	18
II-7.LES RESERVES GEOLOGIQUE:.....	18
II-7.1. Historique des travaux réalisés sur la région de Draïssa :.....	18
II-7.2.Estimation des réserves	19
II-7.3.Le tableau des réserves géologiques :	19

Chapitre.III- EXPLOITATION DU GISEMENT

I- Les Réserves exploitables :.....	23
I.2. Les réserves exploitables	23
II.CONDITIONS TECHNICO-MINIERES :	25
II.1. Régime de fonctionnement de la carrière	25
II.2. Capacité de production :	25
II.3. La durée de vie :	27
II.4.Stratégie d'exploitation :	27
III. Accès et ouverture de gisement pour une exploitation à ciel ouvert :.....	28
III.1.Travaux de découverte :.....	28
III.2.Traçage de la piste :.....	29
IV-Processus et technologie d'exploitation du gisement de draissa :	32
IV-1- Introduction	32
IV-2-Principaux éléments du système d'exploitation :.....	32
IV-3-Projet d'exploitation :.....	33
IV-4-Technologie d'exploitation du gisement :	36
EXPLOITATION EN SOUTERRAIN AU DELA DE 15 M DE PROFONDEUR :	59
a) Ouverture des blocs :.....	59
c) Travaux préparatoires :	61
d) Ventilation :	61
e) Transport au fond :.....	61
f) Electrification :	61
g) Alimentation en air comprimé :.....	61

Chapitre IV .Traitement du minerai

1- Procédé de Traitement :	62
a-Concassage :.....	62
b- Enrichissement	62
c- Pulvérisation et conditionnement :.....	63
d- Inplantation de site :.....	64
2-L'effectif :	66
Conclusion générale :

Liste des figures

Chapitre II

- Figure II-1** Plan de délimitation des secteurs du gîte de Draïssa.....8
- Figure II-2** Situation géographique de gisement de baryte de Draïssa échelle 1 /130000.....9
- Figure II-3** Plan topographique de région de Draïssa (secteur D).....10
- Figure II-4** Cadre géologique de l'ougarta et positionnement des filons de Draïssa13

Chapitre III

- Figure III-1** Calcul du volume de stérile.....28
- Figure III.2** Schéma de la largeur de la piste.....30
- Figure III.3** L'accès au secteurs du gisement de Draïssa.....31
- Figure III.4** Phase 1 d'exploitation(découverte à 5m de profondeur).....33
- Figure III.5** Chargement de stérile.....34
- Figure III.6** Phase 2 d'exploitation(Abattage de la baryte jusqu'à 5m de profondeur).....34
- Figure III.7** Phase 3 d'exploitation(découverte à une profondeur de 10 m).....35
- Figure III.8** Phase 4 d'exploitation (abattage de la baryte jusqu'à 10 m de profondeur) ..35
- Figure III.9** La forme de la fosse à la fin d'exploitation.....36
- Figure III.10** Une perspective d'un plan de tir du minerai avec distribution des charges...51
- Figure III.11** Coupe d'un plan de tir pour le stérile.....52
- Figure III.12** Plan de tir53
- Figure III.13** Figure schématique d'une chambre magasin.....60

Chapitre IV

- Figure IV.1** Schéma technologique de traitement.....65

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I-1 Caractéristiques de la baryte.....	3
---	---

Chapitre II

Tableau II-1 Coordonnées UTM du secteur A.....	6
---	---

Tableau II-2 Coordonnées UTM du secteur B.....	6
---	---

Tableau II-3 Coordonnées UTM du secteur C.....	7
---	---

Tableau II-4 Coordonnées UTM du secteur D.....	7
---	---

Tableau II-5 Réserves géologiques du gisement de Draïssa.....	18
--	----

Tableau II-6 Réserves géologiques du secteur A.....	19
--	----

Tableau II-7 Réserves géologiques du secteur B.....	20
--	----

Tableau II-8 Réserves géologiques des 6 filons prospectés du secteur C.....	21
--	----

Tableau II-9 Réserves géologiques du secteur D.....	22
--	----

Chapitre III

Tableau III-1 Réserves exploitable du secteur B.....	23
---	----

Tableau III-2 Réserves exploitable du secteur C.....	24
---	----

Tableau III-3 Réserves exploitable du secteur D.....	24
---	----

Tableau III-4 Réserves exploitables de gisement du Draïssa.....	24
--	----

Tableau III-5 L'offre et la demande de la baryte.....	25
--	----

Tableau III.6 Caractéristiques des explosifs.....	43
--	----

Tableau III.7 Organisation et Chronologie des travaux d'exploitation.....	54
--	----

Tableau III.8 Production annuelle prévue sur la base de 140000t/ an.....	55
---	----

INTRODUCTION GENERALE

Introduction générale :

Il n'y a pas de doute que l'homme a toujours eu recours dans ses différents besoins quotidiens à des minéraux sous une forme ou une autre. Pour ce faire l'industrie minière extractive a connue un développement important pour répondre aux besoins de la collectivité nationale .

L'une de ces industries minières est la société SOMIBAR (société des mines de Baryte d'Algérie) créée le 01/01/2001. Cette dernière a pour vocation la recherche, l'exploitation, la production, le développement, la commercialisation et l'exportation en l'état ou après transformation de la baryte et de tous produits miniers et substances minières non métalliques.

SOMIBAR dans son programme de développement projette d'exploiter le gisement de baryte de DRAISSA (wilaya de BECHAR) .

Le thème " Ouverture et Exploitation du gisement de Baryte de Draïssa " proposé par SOMIBAR , s'inscrit dans les actions de développement de la société.

Les points qui seront abordés sont :

- le premier chapitre donne un aperçu sur la baryte et son utilisation dans notre vie quotidienne.
- Dans le deuxième chapitre nous parlerons de la géologie du gisement.
- Dans le troisième chapitre nous traiteront de l'exploitation de gisement en choisissant un mode d'ouverture le plus économique pour accéder au gisement et étudier les conditions technico- minières, la technologie d'exploitation .

On y étudiera aussi les différents travaux d'exploitation (abattage, extraction,..) et les moyens de transport, de chargement.

- Le quatrième chapitre sera axé sur le traitement du minerai et la nécessité des besoins en eau.

Enfin une conclusion résumera le travail réalisé .

Chapitre I

Présentation générale

I-Généralités sur la baryte :

A. Aperçu sur la baryte :

La Baryte est un de ces minéraux intensivement exploités qui fit la richesse de beaucoup de régions dans le monde de par ses applications très diverses.

A-1. Nom et étymologie de la baryte :

Elle a reçu son nom à cause de son poids très élevé, baryte vient du grec "*barys*" = lourd. Le nom allemand "*Schwerspat*" est né de la même manière. Sa densité élevée est proche de celle de certains minerais de fer ou de plomb, tels l'hématite ou la galène. On la connaît depuis le temps des premières exploitations minières car on la trouve en abondance dans les filons. On l'a considérée longtemps comme une gangue sans valeur, bien que dès le Moyen Age, les alchimistes s'y soient intéressés. L'alchimiste et maître cordonnier italien Vincenzo Cascariolo, de Bologne, au cours de ses expériences de 1630 chauffa de la baryte parmi d'autres minéraux et constata que, sous l'action de la chaleur, elle rayonnait dans l'obscurité. C'est ainsi que fut découverte la luminescence, phénomène bien connu de nos jours, mais qui, à l'époque, provoqua un grand émoi. Cascariolo avait fait ses expériences avec des agrégats sphériques de baryte de la région de Bologne et pendant longtemps, les savants de l'époque la nommèrent "boule lumineuse de Bologne". Ce n'est que bien plus tard que l'on fit une étude sérieuse de cette boule et qu'on se rendit compte que ces agrégats étaient les mêmes que ceux qu'on trouvait depuis longtemps dans les filons. On trouve la barytine dans les filons de basse température avec fluorine, blende, galène et sulfosels de plomb, ainsi qu'en lentilles dans les calcaires, comme ciment dans les grès et arkoses, et dans les sources thermales. D'importants gisements de barytine se situent dans des paleokarsts, à l'interface entre socle et couverture sédimentaire.

A-2. Caractéristiques physico-chimiques de la Baryte :

Les principales caractéristiques de la baryte sont données dans le tableau :

Tableau I-1 : Caractéristiques de la baryte

Densité	4 , 48
Dureté	3 à 3,5 sur l'échelle de Mohs
Faciès	<p>La Barytine se cristallise dans le système orthorhombique et forme habituellement des cristaux plutôt plats mais aussi en cristaux tabulaires, prismatiques épais, rhombiques; des cristaux peuvent être présents en granulats (en général clivables), lamelliformes et fibreux (rarement) et toutes ces formes atteignent souvent des dimensions très importantes.</p> <p>Souvent ces cristaux sont lenticulaires et groupés en rosettes, les prétendues rosettes de barytine.</p>
Clivage	Parfait dans une direction, faible dans les autres. La barytine grossière constitue divers agrégats, en général clivables.
Fracture	Conchoïdale (comme celle du verre).
Couleur	Elle est de couleur claire. Pure, elle est incolore ou blanche, mais on la trouve le plus souvent colorée diversement par des adjonctions. Elle devient alors safran, gris léger, brun pâle au brun foncé, mais aussi rouge, bleu, 1 vert et noir.
Trace	Blanche.
Eclat	Vitreux.
Fluorescence	La baryte n'est pas ou très peu fluorescente, par contre, chauffée, elle devient luminescente.
Genèse	<p>La naissance de veines indépendantes de baryte comprenant assez souvent un mélange de fluorine est d'ordinaire en étroite connexion avec le massif de granit, et c'est précisément la présence de baryte en morceaux dans ces veines qui a la plus grande importance pratique.</p> <p>Mais les dépôts déjà cités de roches sédimentaires dans</p>

	<p>lesquelles se forment parfois des tubercules sont aussi importants. Elle se dépose également dans certaines sources chaudes.</p> <p>On trouve fréquemment la baryte dans les cavités des filons associée aux minerais sulfureux, notamment ceux du plomb, de zinc et d'argent. Elle est formée par dépôt de solutions hydrothermales remontées des profondeurs surtout à des températures élevées. Souvent, elle constitue le filon à elle seule ou bien on la trouve dans des gisements sédimentaires.</p> <p>On appelle "<i>wolnyn</i>" certaines variétés de cristaux en colonne, qui se différencient quelque peu de l'évolution normale des cristaux.</p>
--	---

B. Domaines d'utilisation de la baryte :

La baryte ou barytine est le minerai de baryum le plus important. La baryte est insoluble dans l'eau et dans l'acide chlorhydrique (HCl) et peu soluble dans l'acide sulfurique. Comme propriétés physiques la baryte ne peut être traversée par les rayons x utilisés dans la radioscopie.

La barytine est utilisée dans plusieurs domaines pour sa couleur blanche stable, elle est utilisée:

- pour fabriquer des colorants. On en fabrique une peinture blanche non toxique, résistante à l'action de nombreux agents chimiques.

- dans la céramique.

- dans l'optique et la médecine.

Mais la plus grande consommatrice de la baryte est l'industrie pétrolière et plus spécialement dans les forages où elle est utilisée pour sa densité très importante, elle fait partie de la composition de la boue de forage, essentielle pour le forage des puits.

C. Production mondiale de la baryte :

Les principaux producteurs sont les Grande-Bretagne, la Grande-Bretagne de l'Ouest (Meggen en Westphalie), l'Angleterre et la Russie. Dans l'industrie on utilise plutôt la barytine grossière, mais la baryte cristallisée est plus intéressante du point de vue minéralogique et pour les collectionneurs. On trouve cette dernière dans le Cumberland en Grande-Bretagne, à Baia Sprie en Roumanie, à Freiberg en Saxe et en ex Tchécoslovaquie.

En Algérie la production de baryte est le fait des mines de :

- Ain Mimoun avec une production de 15000 à 20000 t /an .
- Boucaid avec une production de 30000t/an .

Et de quelques opérateurs privés avec une faible production 8000 à 10000 t /an.

Chapitre II

Géologie du gisement

II-1. Localisation géographique du gisement de draïssa et conditions climatiques :

Le gisement de baryte localisé a Draïssa est situé a 300km au Sud Ouest de la ville de Bechar, chef lieu de la Wilaya et à 20 km de la route goudronnée reliant Bechar à Tindouf.

Les périmètre octroyé à SOMIBAR est constitué de 4 secteurs(A,B,C,D) dont coordonnées UTM sont :

Pour le secteur A :

Tableau II-1 : Coordonnées UTM du secteur A

N° points	X en (m)	Y en (m)
1	385600	3285500
2	385600	3284500
3	384200	3284500
4	384200	3285500

Pour le secteur B :

Tableau II-2 : Coordonnées UTM du secteur B

N° points	X en (m)	Y en (m)
1	387500	3276000
2	388400	3276000
3	388400	3274000
4	389400	3274000
5	389400	3272900
6	390300	3272900
7	390300	3272400
8	390900	3272400
9	390900	3271300
10	392200	3271300
11	392200	3270000
12	388900	3270000
13	388900	3273500
14	387500	3273500

Pour le secteur C :

Tableau II-3 : Coordonnées UTM du secteur C

N° points	X en (m)	Y en (m)
1	396600	3274300
2	396600	3273300
3	395500	3273300
4	395500	3274300

Pour le secteur D :

Tableau II-4 : Coordonnées UTM du secteur D

N° points	X en (m)	Y en (m)
1	392500	3301000
2	394000	3301000
3	394000	3296500
4	391000	3296500
5	391000	3298000
6	392500	3298000

Ces secteurs sont éloignés les uns des autres de 6 à 15 Km comme le montre la figure II-1 .

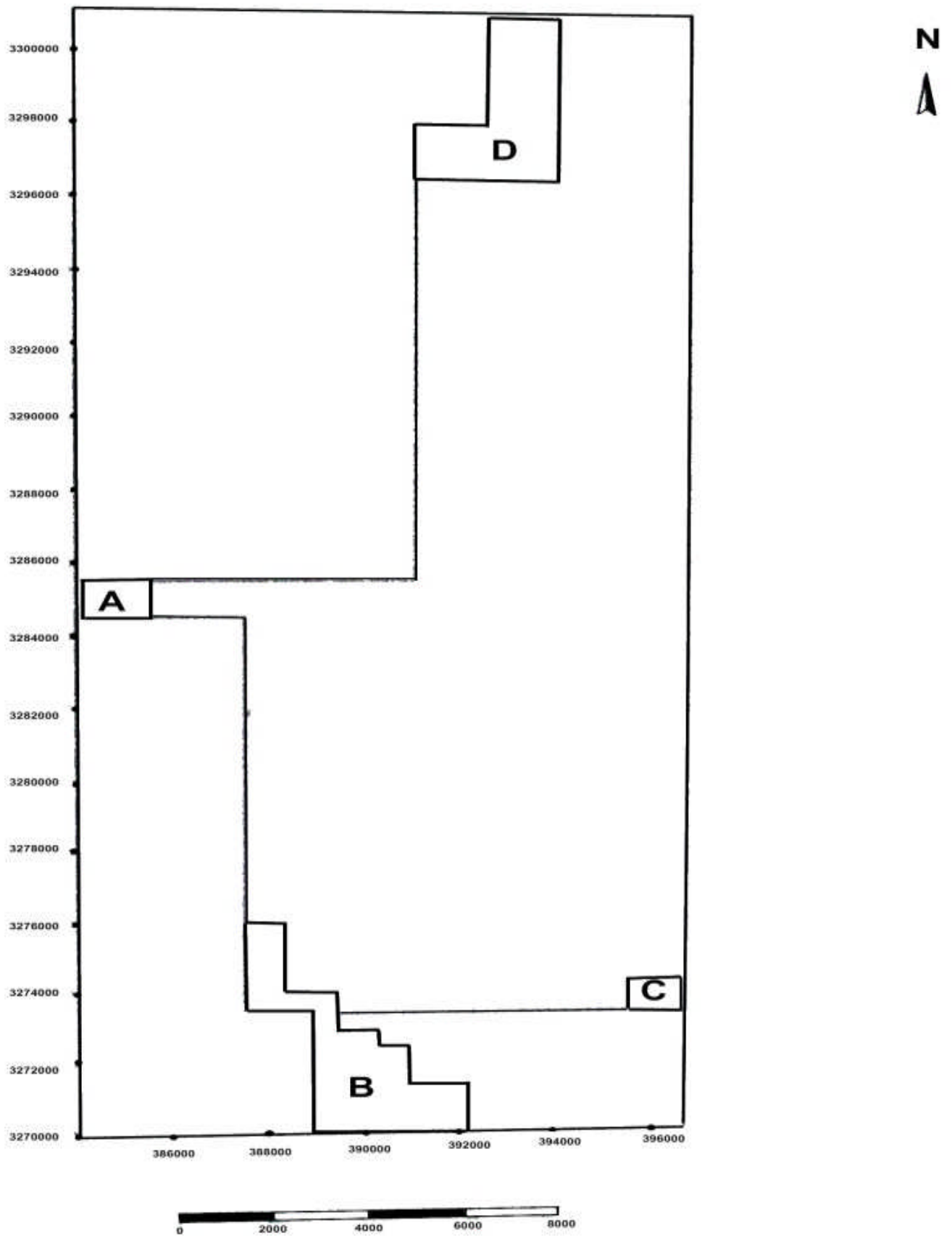


Fig II.1 : Plan de délimitation des secteurs du gîte de Draïssa.

Les secteurs à filons de barytine sont situés de part et d'autre de l'Oued Daoura, dans la partie Nord-est de la feuille de Hassi-Chaamba (NH 30-VII).

Le réseau hydrographique est constitué par le grand Oued Daoura, dont l'amont est situé dans l'Anti-Atlas marocain .

Le climat de la région est désertique, aride, qui se caractérise par :

- Un été chaud où les températures dépassent les 42°C.
- Un hiver rigoureux où les températures descendent au-dessous du 0°C.

Les vents sont fréquents, en particulier aux mois de Mars et Avril. Les précipitations annuelles sont faibles, et irrégulières, de l'ordre de 40 mm à 100 mm par an, souvent sous forme d'averses, causant de violentes crues.

La végétation est presque inexistante. Elle est limitée aux lits des Oueds et à certains flancs dunaires où poussent des graminées notamment le "drin" (*Aristida, pyngens*), et à des cuvettes circulaires dans la hamada, où l'on rencontre de Curieuses salsolacées, connues sous le nom de champignon de Bouamama (*Anabasis aretioïdes*).

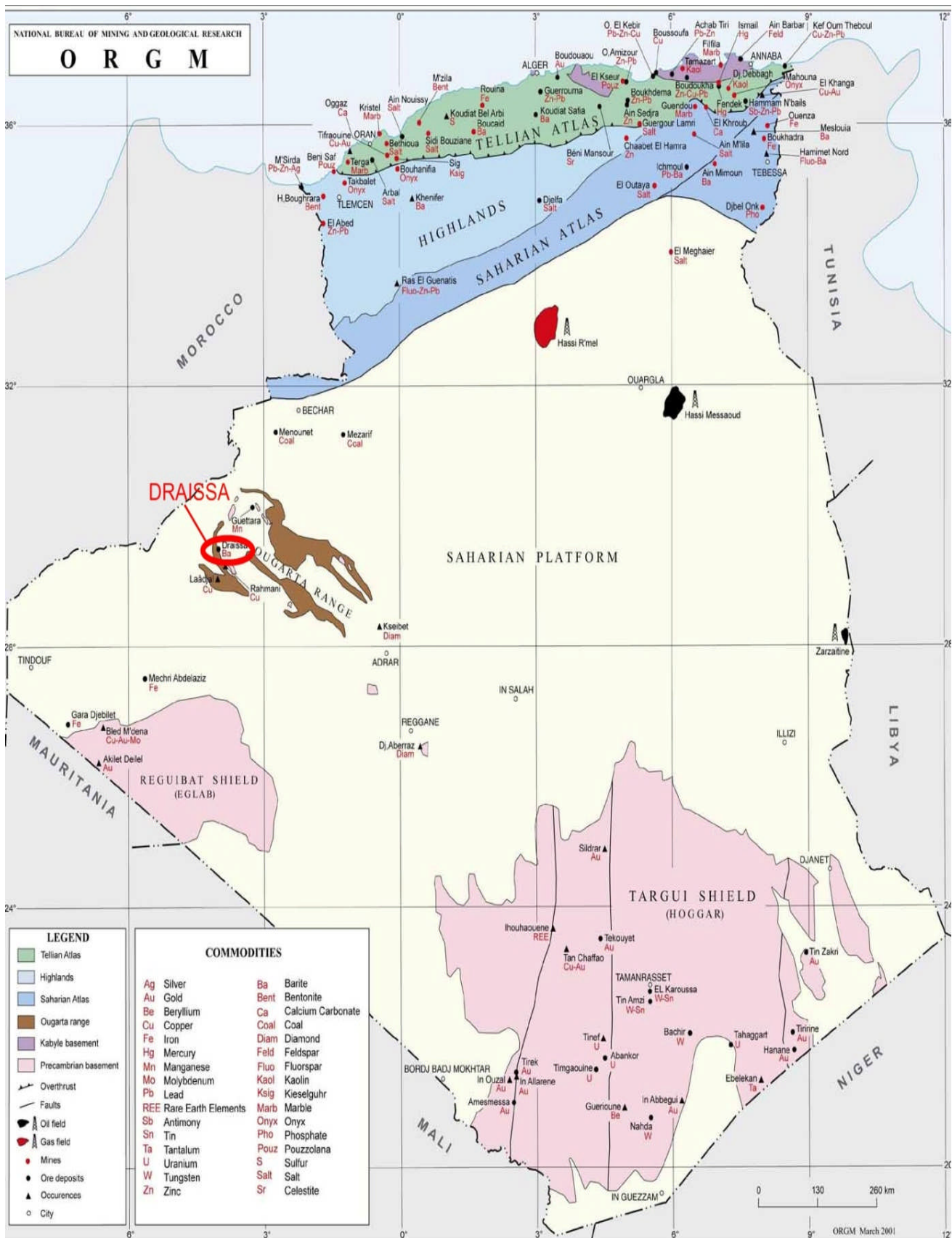


Fig II.2 :Situation géographique de gisement de baryte de Draïssa échelle 1 /130000.

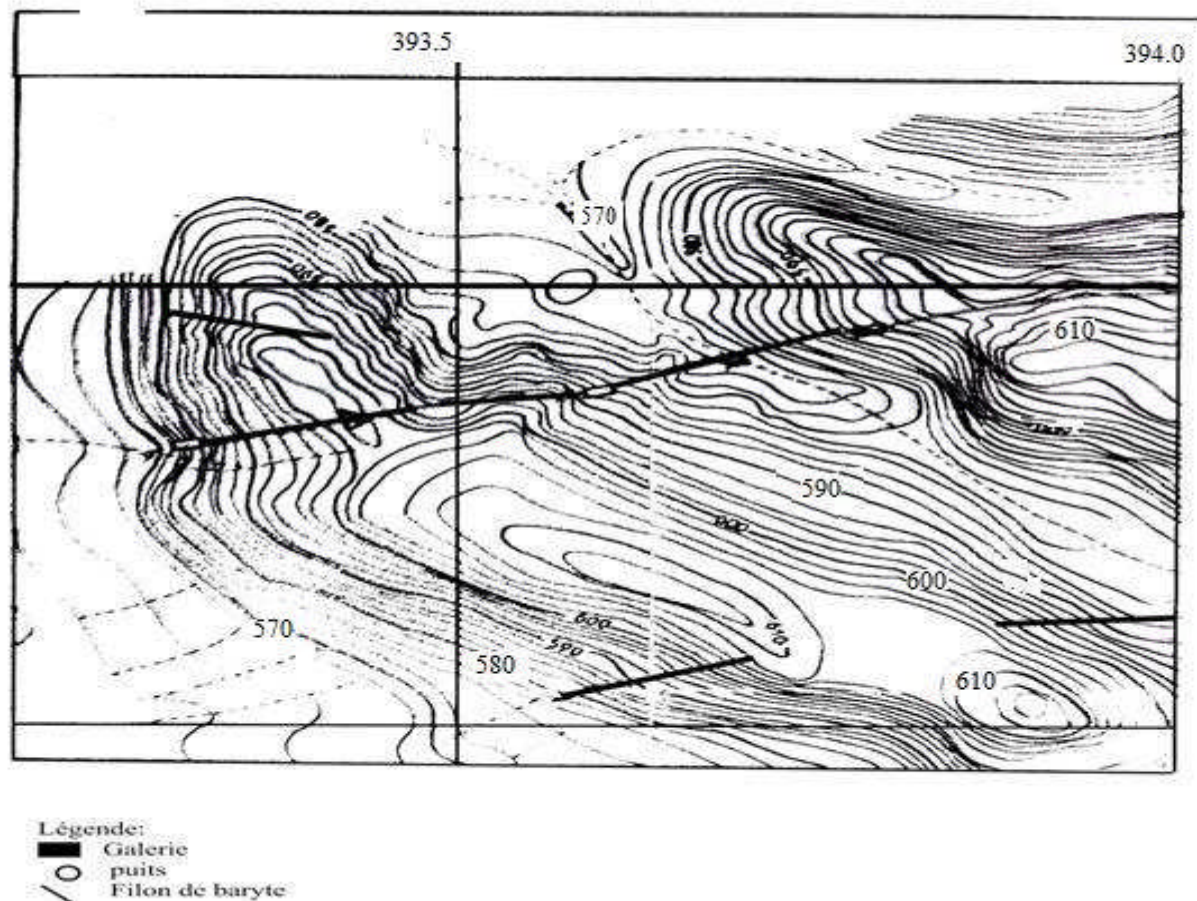


Fig II.3 : Plan topographique de région de Draïssa (secteur D).

Echelle :1/50.

II-2.Conditions géologiques du gisement de Draïssa :

II-2-1.géologie régionale :

Le champ- filonien de barytine est localisé dans la chaîne de l'Ougarta qui s'étale sur une longueur de 400 Km selon la direction NW-SE et sur une largeur de 150Km , dont le relief est marqué par des côtes qui varient de 250m à 830m.

Les Monts d'Ougarta se situent sur le tracé d'une zone de suture, résultant de la collision entre la marge passive du Craton Ouest Africain, et celle active du continent panafricain.

Cette ligne s'étend depuis l'Anti-Atlas, jusqu'au bassin du Burkina Faso, en passant par la bordure occidentale du Hoggar, et des Adrar des Iforas.

II-2-2.Stratigraphie :

La stratigraphie de la région se présente comme suit :

a-Quaternaire :

on note les dépôts des Sebchas avec des phénomènes spectaculaires de zonalités centrifuges des dépôts. Sur les périphéries se déposent des gypses, tandis qu'au cœur, les sels se précipitent, tel que la Halite, voire même l'Alun .

b. Mésozoïque – Cénozoïque :**b.1Tertiaire :**

Il est tabulaire, discordant sur tous les terrains précédents. Il forme soit des buttes témoins (Gours), soit d'immenses hamadas. Il se compose de dépôts fluvio-lacustres couronnés d'une carapace silico-carbonatée.

b.2.Crétacé :

Ces terrains reposent en discordance angulaire sur différents termes du Paléozoïque, voire même le Protérozoïque. En général, ces terrains comportent, de bas vers le haut, des conglomérats polygéniques, des calcaires sableux, des calcaires et des dolomies. L'épaisseur de l'ensemble varie de 20 m à 30 m.

c. Paléozoïque :**c.1.Carbonifère :**

Le Carbonifère affleure le long de la vallée de la Saoura, depuis Iqli jusqu'à Ouarourout, au Nord de Béni Abbès. Dans cette dernière, le Toumaisien est représenté par des grès, des argiles et des calcaires rougeâtres à goniatites.

c.2.Dévonien :

Les principaux affleurements se situent dans la région d'Ougarta – Zeghamra :

- Formation argilo-silteuse de Zemlet.
- Formation argileuse du Saheb El Djir
- Formation gréseuse de Dkhissa, sa partie inférieure est constituée par des dépôts argilo - gréseux, tandis que la partie supérieure est à dominante gréseuse.
- Formation argilo-gréseuse de l'Oued Tifergunit
- Formation de calcaires de Chefar El Ahrnar.
- Formation argilo-gréseuse de Merhouina.

c.3. Silurien (Gothlandien)

Le Silurien se caractérise par l'avancée de la mer à grapholites. Il est représenté par de schistes noirs et de dépôts argilo-carbonatés.

c.4. Ordovicien

Il repose en concordance sur la formation d'Ain Néchéa. Il s'agit de silico-clastiques avec des occurrences carbonatées.

Ces dépôts se subdivisent en cinq formations types, définies dans la région de l'Ougarta, et qui sont du haut vers le bas :

- Formation du Djebel Serraf (10 m à 200 m) : C'est une formation argilo-conglomératique, traduisant des dépôts glacio-marins.
- Formation de Bou M'haoud (10 m à 220 m) : Elle se compose de grès quartzeux en plaquettes, intercalés d'aleurolites, de schistes et de calcaires lenticulaires.
- Formation de Foum Ez Zeidya (30 m à 300 m) : Cette formation est constituée de schistes, de grès quartzeux, des grès ferrugineux et des calcaires fossilifères.
- Formation de Kheneg El Aatène (40 m à 300 m) : Elle est constituée de grès quartzeux avec intercalations de passées argileuses.
- Formation de Foum Tineslem : Elle se compose de grès glauconieux verdâtres en plaquettes, à intercalations de sil stones, et des lentilles de calcaires gréseux. Son épaisseur varie de 40 m à 200 m, elle a livré des brachiopodes, des trilobites et des graptolites. Dans sa partie supérieure, un niveau à oolithes ferrugineux a été signalé.

c. 5. Cambrien :

En général, le Cambrien comprend les formations suivantes :

c.5.1 Formation conglomératique de Bet Tadjine :

Elle est constituée par des poudingues polygéniques, ou mono génique et à galets arrondis mal classés, intercalés avec des arkoses rouges. Les galets se composent de roches volcaniques, de granités et fou de quartzites en proportions variables.

c.5.2. Formation de Sebkha El Mellah :

Il s'agit de grès arkosiques, peu indurés, à feldspaths abondants et à granulométrie homogène et moyenne. Les bancs sont mal individualisés, avec une stratification oblique et entrecroisée. Sa base comporte un petit conglomérat à drelkanters dans la Sebkha El Mellah . Sa limite supérieure est marquée par une nette rupture lithologique et granulométrique avec la formation sus-jacente.

c.5.3. Formation d'Ain Néchéa :

Elle est essentiellement constituée par des grès quartzites et des quartzites en dalles métriques à intercalations de grès argileux en plaquettes.

d. Néo protérozoïque :

Les terrains attribués au Néo protérozoïque (Précambrien supérieur) affleurent à la faveur des fenêtres d'érosion dans la couverture du Paléozoïque, au cœur des anticlinaux.

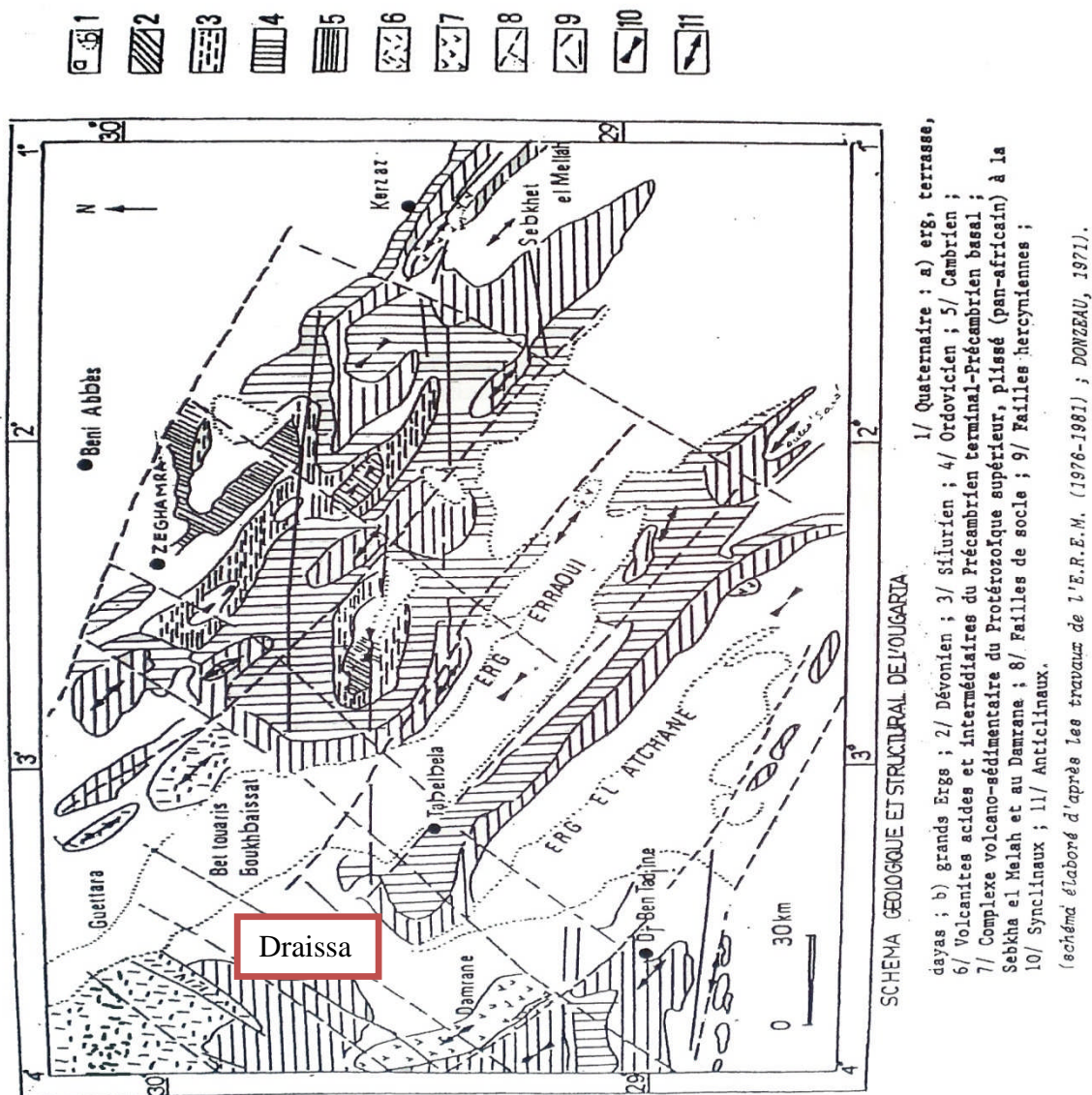


fig II.4 : Cadre géologique de l'ougarta et positionnement des filons de Draïssa échelle 1/30000 .

II-3.TECTONIQUE :

II-3-1.Tectonique panafricaine :

1) La tectonique plicative: Cette tectonique affecta les séries volcano-sédimentaires du Protérozoïque. Les structures sont orientées en général NO-SE et sont surtout visibles à la Sebkha El Mellah.

2) La tectonique cassante : Des failles anciennes de direction moyenne NO, repérées- par aéro- magnétisme, mettraient en contact des compartiments de socle de composition différente (Khokhlov, 1980).

II-3-2.Tectonique varisque (hercynienne) :

1) La tectonique plicative :

Cette tectonique est mieux exprimée dans les Monts d'Ougarta. Elle est responsable de l'existence de trois anticlinoriums NO-SE, limités par de grandes failles du socle de même direction :

- Anticlinorium de Kahal Tabelbala :

Il se compose de l'anticlinal de Ben Zohra, le synclinal de Ben Tadjine, l'anticlinal de l'Oued Damrane - Erg Atimin, le synclinal du Kahal Tabelbala, l'anticlinal et le synclinal d'Oglat Mohammed.

- Anticlinorium Ougartien ou Central :

Sur le plan structural, l'anticlinorium se caractérise par des bandes plus larges à flancs raides (pendages de 30 à 35°, Khokhlov, 1981).

Les données aéro- magnétiques montrent que cet anticlinorium correspond à un bombement de socle. Les plus importants sont dans l'ensemble, orientés NO-SE: Ce système est compliqué par des failles plus transverses E-O-à ENE-OSO.

- L'anticlinorium de Kerzaz :

Il comporte les anticlinaux de la Sebkha El Mellah, du Djebel Kahla et de Djebel Zeghamra. Les plis NO-SE, sont serrés et, limités au NE par la grande faille bordière, séparant la chaîne de la plate-forme, crée par l'orogénèse panafricaine. Dans l'ensemble Ougarta - Daoura, le serrage responsable des plis ougartiens a été suffisant pour faire apparaître, localement, dans les rhyolites de Bet Touaris, ou de Boukbaisset, une schistosité de fracture, très grossière, verticale.

2) Tectonique cassante : On distingue 3 ensembles de failles :

- Les failles N.1400 (N.O) : Elles correspondent aux failles rajeunies du socle à l'Hercynien avec formation des brèches, de ferruginisation et silicification.
- les failles N E : Ces failles reflètent, elles aussi, des fractures du socle. Elles se présentent parfois sous forme de zones de fractures parallèles. Leur rejeu est hercynien, et s'accompagnent de ferruginisation intense, et d'une minéralisation à Manganèse.
- Les failles E-O : Elles sont tardives et représentent la composante décrochante des grandes fractures du socle NO et NE.

Enfin, des faisceaux de fractures moins importantes, parallèles aux grandes failles ont un remplissage quartzeux à minéralisation poly métallique (Cu, Pb, Zn, Ba). Donzeau signale qu'à l'aplomb des grandes failles des trois types, de Kink bands décamétriques, affectent la couverture cambro- ordovicienne.

II-3-3. Distension triasico-liasique:

Elle se manifeste dans le Sahara Nord occidental, par une remarquable mise en place de dykes doléritiques de direction NE.

Les plus célèbres sont : Le dyke de Fom Ez Zguid dans le territoire marocain et celui de Ksi Ksou. La tectonique alpine semble avoir joué un léger rôle d'exhaussement des reliefs vers le Nord. En outre, la néotectonique est bien visible par endroit.

II-4. MAGMATISME :

En plus des roches volcaniques (basaltes, andésito - basaltes, rhyolites et rhyolites ignimbritiques) formant les noyaux réputés précambriens, il existe des roches intrusives, qui s'expriment souvent soit en dykes, soit en sills.

i- Les dolérites :

Elles sont plus fréquentes, dont le dyke de Ksi ksou en est le plus important. Ces dolérites n'occupent pas une place préférentielle dans les formations géologiques. Au Damrane, les dolérites se manifestent sous forme de dykes de direction N140°, recoupant les formations andésito- basaltiques. Ils en sont de même dans le Djebel Guettara - Bet Touaris, à Draâ El Kelba et dans Sebkha El Melah.

Au Kahal Tabelbala, la fermeture Sud-Est du Kahal Tabelbala est caractérisée par une remarquable abondance de dykes et de sills doléritiques, de direction N140° à N150°.

Certains sont pris dans des plissements de couches, qui impliquent l'existence d'une génération anté- plissement (Donzeau, 1972).

ii- Les monzonites : des dykes monzonitiques ont été signalés dans la structure de Sebkhah El Melah, de direction ougartienne, et encaissés dans le flysch.

II-5. Stratigraphie du gisement :

II-5-1. Le Protérozoïque :

Les formations protérozoïques affleurent au niveau des boutonnières de Hassi-Boulaadam. Elles sont constituées d'ignimbrites, de rhyolites, de dacites et d'andésites analogues aux faciès volcaniques acides connus dans le massif de Guettara.

II-5-2. Le paléozoïque

a. Le Cambrien

•Formation de Hassi-Bouladam (arkoses de la Sebkhah El Mellah)

Comme dans l'ensemble de l'Ougarta, la formation des arkoses débute par un niveau conglomératique, suivi par des grès grossiers à stratification oblique, surmontés par des intercalations des silstones et d'argilites verdâtres et se terminent par des grès quartzeux. L'épaisseur de la formation est de 510m.

•Formation de la Daoura (membre inférieur de la formation d'Ain En Nechèà).

Elle débute par une alternance de couches d'argiles rouges et de fines plaquettes de grès), et se termine par des grès quartzeux violacés en bancs centimétriques voire décimétriques à stratification oblique. L'épaisseur de la formation est de 410m.

•Formation de Delaat Seka (Membre supérieure de la formation d'Ain En Nechèà)

Elle est constituée principalement par des bancs métriques de grès quartzeux verdâtres à colonies de Scolithes, qui se terminent par des grès grossiers sableux ferrugineux couronnés par la dalle à lingules .

L'épaisseur de la formation est de 105m.

b . L'ordovicien :

L'ordovicien est constitué par des argiles rouges à verdâtres appartenant à la base de la formation de Foum Tineslem .Ces argiles constituent le bord des flancs W-SW des anticlinaux de Draïssa nord et de Draïssa sud .

Les formations méso- cénozoïques :

Les formations méso- cénozoïques sont représentées par :

b.1. Les formations de crétacé supérieur :

elles Caractérisent l'Ouest de la chaîne de l'Ougarta et elle sont constituées par des dépôts carbonatés, gypsifères dont l'épaisseur est de 70m.

b.2. Les formations de Néogène et de Quaternaire :

Elles montrent une analogie avec celle décrites plus haut .

II-6. Hydrogéologie de la région du DRAISSA :

Les principaux aquifères de la région de Draïssa et ses environs sont les suivants :

1. L'Aquifère de l'Oued Saoura.

La nappe est liée aux alluvions de l'Oued, constituée essentiellement de sables, argiles, de graviers, de conglomérats et de croûtes inter stratifier. La nappe est libre, elle se trouve à une faible profondeur de 2 à 7m.

Elle est captée par de nombreux puits qui sont implantés sur les rives de l'oued. En général, le puisage de l'eau se fait manuellement par seau. Un seul puits a été équipé par une motopompe, son débit est de 3 l/s.

Le renouvellement de la nappe se fait uniquement par l'infiltration des eaux de crues de l'Oued.

2. L'Aquifère du Cambro - Ordovicien :

Dans la région de Draïssa, cet aquifère est très mal connu et cela malgré la présence du forage de Boulaadam d'une profondeur de 120 mètres qui semble exploiter les eaux du cambrien. Son débit est de $2,1 \text{ l/s} = 7,5 \text{ m}^3/\text{h}$.

Mais l'examen de la coupe géologique de la région montre que le Cambro -Ordovicien est composé essentiellement de grès et de quartzites avec quelques passées d'argiles. Cet ensemble à une certaine perméabilité d'interstices et de fissures, ce qui nous permet d'émettre que ces formations possèdent les qualités d'un bon réservoir susceptible d'emmagasiner une nappe d'eau.

3. L'aquifère de la Hamada de la Daoura :

La Hamada de la Daoura possède un système hydrogéologique non cohérent, mais qui est loin d'être une étendue sans ressource en eau, car condamnée par la stérilité d'un puits de 40m.

4- L'aquifère de la plaine de Tabelbala.

La nappe située à 100 km au sud-est de Draïssa, est associée aux formations grès tendres, de grès calcaires, de calcaires lacustre et de conglomérats. Elle est limitée au nord par l'Erg Er

Raoui, et au sud par l'anticlinal Kahel Tabelbala. Sa superficie est estimée à 80 km². La nappe est libre et la circulation des eaux est de type interstitiel.

Dans cette région saharienne, les précipitations moyennes annuelles sont très faibles, moins de 30 mm, et quelquefois elles font défaut sur plusieurs années. Le taux d'évaporation très élevée est supérieur à 1000 mm/an.

II-7.LES RESERVES GEOLOGIQUE:

II-7.1. Historique des travaux réalisés sur la région de Draïssa :

Le région avait déjà dans les siècles passés, attiré l'attention des prospecteurs. D'anciens travaux miniers attestent l'existence des métaux comme le cuivre, la baryte et autres, les principaux travaux effectués sont :

- Epoque coloniale : Le B.R.M.A, a creusé deux galeries pour l'exploitation du filon D-I.
- 1979-1980 ; Compagne de reconnaissance des champs filoniens sont SONAREM.
- 1981-1984 ; Elaboration de la carte géologique au 1/200.000 de la feuille de Hassi Chaâmba.
- 1995-1998 : Rapport final sur la prospection de la baryte dans la région de Draïssa
- 2002 : Acquisition de titre minier par adjudication le 04 Juin 2002, et permis d'exploitation le 27 septembre 2002.
- 2005-2006; Confirmation des réserves

Tableau récapitulatif II-5: Réserves géologiques du gisement de Draïssa .

Secteur	Ressources Minérales (M T)	Teneur en BaSO4
A	1.8 Mt	81%
B	4.4 Mt	87%
C	2.12 Mt	76%
D	2.66 Mt	73 %
Total	11 Mt	

II-7.2.Estimation des réserves :

Les travaux d'exploration géologiques effectués sur les secteurs de l'indice de barytine de Draïssa ont permis l'identification des ressources importantes et de bonnes qualités.

L'indice de barytine couvre une très grande superficie (94 000 Ha). Il est subdivisé en quatre secteur (A, B, C et D).

Les ressources sont estimées sur l'ensemble de structure filonienne sans tenir compte de la discontinuité (parfois importante) de la minéralisation observée dans l'affleurement des filons.

II-7.3. Le tableau des réserves géologiques :

a. Le secteur A (Gué de la Daoura) :

Avec une surface de 18 km², ce secteur renferme plus de 20 filons de barytine à quartz.

Dans ce secteur, 7 filons de barytine de longueur variant de 300 à 700m, de puissance 1 à 5m et de teneurs variant de 68 à 85% BaSO₄, ont fait l'objet notamment de travaux de surface. Ils ont été échantillonnés par saignée dans les tranchées selon une maille de 40 x 50 m en moyenne.

Les ressources sont estimées par l'ORGM à 1.8 millions tonnes à 81% BaSO₄.

Tableau récapitulatif II-6: Réserves géologiques du secteur A.

	N° filon	Longueur m	Puissance M	Teneur moyenne en BaSO ₄ %	Densité gr/cm ³	Réserves (T)
1	A-I*	600	0.95	85.32	4.35	213792
2	A-III	700	1.00	63.77	4.09	124417
3	A-V	620	1.28	83.65	3.92	109339
4	A-VII	600	2.76	78.63	3.14	260422
5	A-VIII	650	3.07	71.71	3.58	256224
6	A-IX	660	1.40	72.20	3.80	127073
7	A-X	300	1.41	80.77	4.09	69966

Le total en teneur moyenne est : 1161233 t.

b. Le secteur B (Draïssa Nord) :

Avec une surface de 26 km², il renferme plus de 30 filons de barytine à quartz. Dix sept filons de barytine dont la profondeur varie de 80 à plus de 1000 m, ont été échantillonnés par saignée en surface avec une maille moyenne de (40-50m). 9 filons ont été prospectés par sondage sur une profondeur de 50 mètre.

Les ressources sont estimées par l'ORGM à 4.4 millions de tonnes à 87% BaSO₄.

Tableau récapitulatif II-7: Réserves géologiques du secteur B.

	N° filon	Long M	Puissance M	Teneur moyen en BaSO ₄ %	Profondeur (m)	Densité gr/cm ³	Réserves (Tonnes)
1	B-III/1	550	3.05	87.92	affleurement	4.16	205100
2	B-III/2	495	3.06	87,86	50	4.16	314000
3	B-XI	300	2.20	85.49	50	4.11	135630
4	B-XII	300	2.20	87.20	50	4.08	219340
5	B-IV	690	2.55	83.18	50	4.04	301600
6	B-VI	320	2.16	82.16	50	4.03	144600
7	B- XVIII-1a	600	3.70	82.16	50	4.00	392000
8	B- XVIII-1b	760	2.50	86.81	50	4.12	361100
9	B- XVIII-1d	160	3.50	85.26	50	4.07	113900

Le total en teneur moyenne est :2187270 t.

c. Le secteur C(Draïssa Sud) :

Avec une surface de 31km², il renferme plus de 20 filons de barytine à quartz.

En profondeur le niveau -50m a été étudié par des sondages a un intervalle de 40m entre de sondages (norme russe pour la catégorie B et C1). Les ressources sont estimées par l'ORGM à 2.12 millions de tonnes à 76% BaSO₄.

Les travaux réalisés sur 6 filons ont permis de calculer les réserves grâce a un resserrement de la maille de prospection par sondage.

Tableau récapitulatif II-8: Réserves géologiques des 6 filons prospectés du secteur C.

N° filon	Epais Moyenne	Long	Teneur Moyenne		Densité Moyenne		Réserves B(T)		Réserves C1(T)	
			B	C1	B	C1	Minerai	BaSO ₄	Minerai	BaSO ₄
C-III	1.45	1300	80.91	-	3.88	-	74926	62231	-	-
C-IV	1.11	1300	75.06	-	3.70	-	50671	41440	-	-
C-V	2.15	1500	78.49	81.84	3.71	3.8	237710	192073	128829	106397
C-VI	1.84	1200	49.48	57.32	3.35	3.4	100335	50197	137425	77454
C-VII	1.59	100	45.21	78.79	3.34	3.7	11984	5042	9142	7203
C-VIII	1.55	900	81.89	76.74	3.92	3.8	48578	39843	73833	56772

d. Le secteur D (Delaât Seka) :

Avec une surface de 124km², il renferme plus de 60 filons de barytine à quartz.

La longueur des filons varie entre 0.5 jusqu'à 5km. L'épaisseur varie de 0.8 à 20m.

Onze (11) filons de longueur 80m à plus de 100m ont été mis à jour. Ils ont été échantillonnés par saignée en surface selon une maille moyenne de 40-80m. Les ressources de ce secteur sont estimées à 2,66 millions de tonnes à 73% BaSO₄

Tableau récapitulatif II-9: Réserves géologiques du secteur D.

	N° filon	Long M	Puissance M	Teneur moyenne en BaSO ₄ %	Densité gr/cm ³	Réserves T
1	D-I*	550	2.00	84.51	4.25	207419
2	D-III/I	350	2.50	71.30	3.90	130000
3	D-III/2	250	2.5	78.0-80	3.96	118000
4	D-III/3	450	10	73.09	3.70	725000
5	D-IV*	1350	3.86	62.23	3.88	182292
6	D-V-VI	1000	1.00	86.93	4.09	177808
7	D-VII	210	0.80	77.66	3.19	25755
8	D-VII-1	210	0.80	79.12	4.12	28355
9	D-IX-1	210	1.05	32.14	4.12	37373
10	D-IX-2	80	0.80	81.7	4.00	26217
11	D-IX	100	0.80	81.7	3.33	12681

Il convient de souligner que l'état des connaissances géologiques de ces secteurs nécessite des travaux d'évaluation plus poussés pour pouvoir projeter une méthode d'exploitation .

Le projet d'exploitation proposé dans le chapitre suivant est établi sur la base des informations géologiques disponibles.

Chapitre III

Exploitation du gisement

I- Les Réserves exploitables :**I.1. Critères d'exploitabilité :**

La réalisation des types et volumes de travaux projetés permettront une évaluation, plus précise, des réserves pour les filons présentant les meilleurs paramètres. Le choix des secteurs, en général, et des filons, en particulier, obéit à ces mêmes paramètres, à savoir :

- Une puissance supérieure, ou égale, à (02) m.
- Une densité, supérieure, ou égale 3.8 gr/cm³.
- Une teneur supérieure à 80 %, en BaSO₄.

I.2. Les réserves exploitables :

A partir des ces paramètres les réserves exploitables sont :

Secteur A : Pas de filons exploitables.

Secteur B :les filons exploitables sont :,B-III/1, B-III/2, B-XI, B-XII, B-IV, B-VI, B-XVIII-1a, B-XVIII-1b, B-XVIII-1d.

Tableau III-1 :Réserves exploitable du secteur B.

	N° filon	Long (m)	Puissance (m)	Teneur moyenne enBaSO ₄ %	Densité	Profondeur (m)	Réserves exploitables (t)
1	B-III/1	500	3.05	87.92	4.16	affleurement	205 100
	B-III/2	495	3.06	87.86	4.16	50	314 000
2	B-XI	300	2.20	85.49	4.11	50	135 630
3	B-XII	300	2.20	87.20	4.08	50	219 340
4	B-IV	690	2.55	83.18	4.04	50	301600
5	B-VI	320	2.16	82.16	4.03	50	144 600
6	B- XVIII- 1a	600	3.70	82.16	4.00	50	392000
7	B- XVIII- 1b	760	2.50	86.81	4.12	50	361100
8	B- XVIII- 1d	160	3.5	85.26	4.07	50	113900
TOTAL							2187270

Pour le secteur C :Le C-V répond aux critères .

Tableau III-2 : Réserves exploitables du secteur C.

	N° filon	Long M	Puissance M	Teneur moyenne en BaSO ₄ %	Densité gr/cm ³	Ressources B(T)	Ressources C1(T)
1	C-V	1500	2.15	81.84	3.8	237710	128829
TOTAL						366539	

Pour le secteur D :il ya deux filons a exploiter, c'est les filons : D-I*,D-III/I .

Tableau III-3 : Réserves exploitable du secteur D.

	N° filon	Long M	Puissance M	Teneur moyenne en BaSO ₄ %	Densité	Profondeur (m)	Ressources (T)
1	D-I*	550	2.00	84.51	4.25	affleurement	207419
2	D-III/1	350	2.50	71.30	3.90	affleurement	130 000
3	D-III/3	450	10	73.09	3.70	affleurement	725 000
Total							1 180 419

En conclusion les réserves exploitables sont estimés à 3734228 tonnes représentés comme suit selon le mode d'exploitation :

Tableau III-4 :Réserves exploitables du gisement de Draissa

	Total	Ciel ouvert	Souterrain
Secteur A	0	0	0
Secteur B	2187270	437454	1531089
Secteur C	366539	73308	256577
Secteur D	1180419	236084	826293
TOTAL	3734228	746846	2613959

on laisse un stot de sécurité de 5 mètre entre les deux options (ciel ouvert et souterrain)

les réserves d'exploitation souterrains sont exploités si les conditions économiques sont favorables .

II.CONDITIONS TECHNICO-MINIERES :

II.1. Régime de fonctionnement de la carrière

La carrière de baryte de draissa sera fonctionné selon le régime suivant :

Le nombre de jours ouvrables par an 220 jours /an

Le nombre de jours ouvrables par semaine5 jours /semaine ;

Le nombre de postes de travail par jour1 poste /jour ;

Le nombre d'heures de travail par poste7 heures / poste.

II.2. Capacité de production :

Le tableau de l'offre et de la demande fait ressortir un déficit de 70000 tonnes de produit fini.

Tableau III-5 : L'offre et la demande

	PRODUCTION ANNUELLE (T)		
	2007	2008	2009
SOMIBAR	55000	55000	55000
Operateurs privés	10000	10000	10000
Total offre	65000	65000	65000
Demande de marché local	135000	135000	135000
Déficit (importation)	70000	70000	70000

En conclusion le projet de Draissa devra prendre en charge le déficit actuellement enregistré qui est estimé à 70000t/ans.

II.2. 1.Capacité annuelle de production, P_a (t /ans) :

Pour répondre en partie à la demande il est projeté une production de 70000 Tonnes par an de baryte finie. Ce niveau de production de baryte finie nécessitera une production en Tout venant de 140000 tonnes par an sur la base d'un taux de récupération de 50% tel que réalisé à l'unité de Aïn Mimoun actuellement en exploitation.

II.2. 2. Production mensuelle P_m :

La production mensuelle (p_m) est déterminé par la formule suivante :

$$P_m = \frac{Pa}{nm}$$

Où : nm : nombre de mois de travail dans une année :11

$$P_m = \frac{Pa}{nm} = \frac{140000}{11} = 12728 \text{ tonnes}$$

$$P_m = 12728 \text{ tonnes /mois}$$

Et le volume nécessaire de la production mensuelle est :

$$V_m = \frac{P_m}{\gamma}$$

Où : γ est la densité absolu=4 ;

$$V_m = \frac{12728}{4} =$$

$$V_m = 3182 \text{ m}^3$$

Ce volume n'est qu'un volume moyen de la production mensuelle à obtenir .

II.2. 3. La production journalière :

La production journalière à assurer avec une bonne performance des engins miniers est :

$$P_j / p = \frac{Pa}{N_j}$$

N_j : nombre de jours ouvrable par année=220 jours.

$P_{j/p}$: Production journalière.

Pa : Production annuelle.

$$P_j / p = \frac{140000}{220}$$

$P_{j/p} = 637 \text{ tonne/jour}$

II.3. La durée de vie :

La durée de vie d'exploitation à ciel ouvert est estimé par la formule suivante :

$$T = \frac{Q_{exp}}{Pa} (\text{ans})$$

Q_{exp} : Réserves exploitables (t) à ciel ouvert .

P_a : Production annuelle de tout venant(t /ans).

H_c :profondeur d'exploitation à ciel ouvert =10m.

H_t : profondeur d'exploitation des filons=50 m.

le tonnage de réserves exploitables est de :

$$Q_{exp} = 3734228 \times 10/50$$

$$Q_{exp} = 746846 \text{ tonne}$$

$$T_t = 746846/140000$$

$$T_t = 5.33 \approx 5.4 \text{ ans}$$

$T_t = 5.4 \text{ ans}$

Remarque :

Les réserves exploitables seront extraits durant 5.4 ans par une exploitation à ciel ouvert et à partir de là une exploitation souterraine .

II.4.Stratégie d'exploitation :

En raison de fort pendage des filons de Draissa(70°) et leur faible épaisseur (2-3m),l'exploitation la plus appropriée économiquement est une exploitation à ciel ouvert sur une hauteur de 10 m.

Cependant ,Compte tenu de la taille des filons et la nature de la roche encaissante (roche dure : quartzite, nécessitant une extraction a l'explosif) notamment pour le ciel ouvert et de la variation des paramètres(teneur, densité) d'un filon a un autre, il semble difficile d'obtenir la production prévisionnelle avec la qualité requise en exploitant un seul filon.

C'est pourquoi il sera nécessaire pour obtenir la production prévisionnelle d'exploiter deux à trois filons simultanément.

l'exploitation à ciel ouvert débutera sur les filons les plus faciles d'accès c.à.d. les filons de secteur le plus proche de la route nationale 50(secteur D).

Au démarrage deux filons du secteur D (D-I ,D-III /1) seront ouverts .

A la fin d'exploitation de ces deux filons , deux autre filons seront exploités, un filon de secteur C : le filon C-V et un autre filon de secteur B : le filon B-XVIII-1a.

Dans ce cadre les volumes de stériles à enlever en fouille devront permettre une exploitation à ciel ouvert sur 10 m de profondeur, ceci n'est possible que dans le cas où le volume de stérile à enlever sera de 22000 m³ représenté dans le schéma suivant :

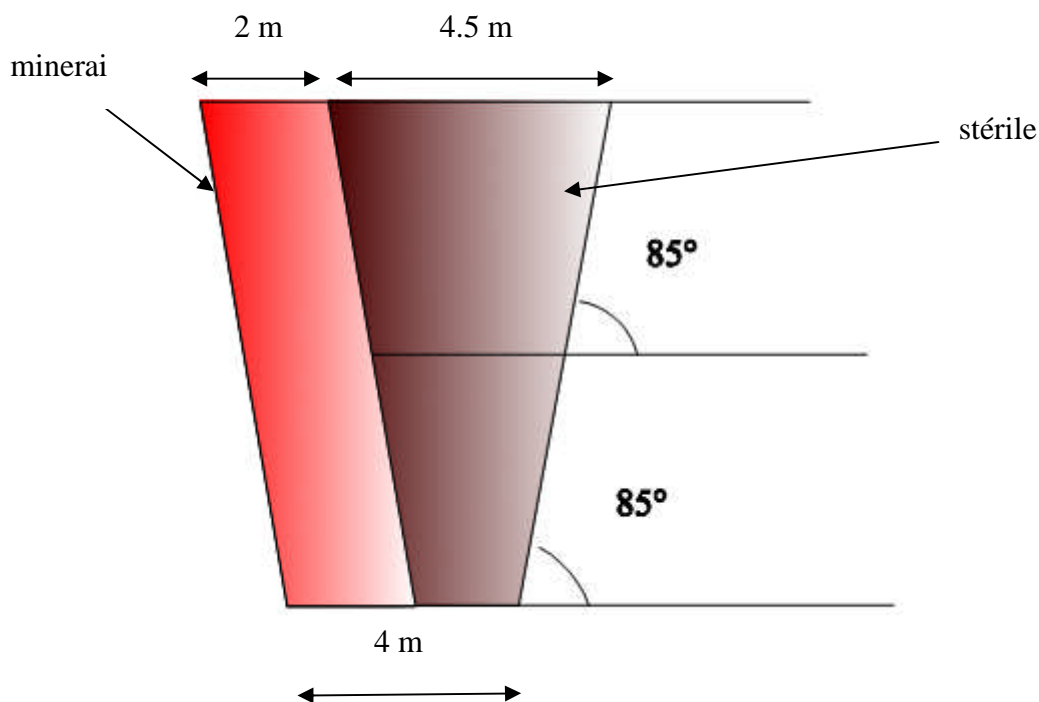


Fig III.1 : Calcul du volume de stérile.

Pour le taux de découverte moyen calculé sur la base d'un filon avec une épaisseur de 2 m (cas de filon D-I) est de :

$$T = \text{volume de stérile} / \text{volume de minerai}$$

$$T = 18031/11000 = 1,63.$$

$$T = 1,63.$$

Donc pour exploiter 1 m³ de minerai ,il faut enlever 1,63 m³ de stérile.

A- EXPLOITATION A CIEL OUVERT :

III. Accès et ouverture de gisement pour une exploitation à ciel ouvert :

L'ouverture nécessite les travaux suivants :

III.1.Travaux de découverte :

La configuration topographique du site de Draïssa (terrain relativement plat) nécessite dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert un décapage des terrains de la découverte.

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre de recouvrement par de camions vers les terrains réservés à cet effet.

Dans le cas particulier des filons de Draïssa, l'exploitation à ciel ouvert sera menée en fouille, car la plate forme inférieure de la fosse sera situé en dessous de la surface.

III.2. Traçage de la piste :**a. largeur de la piste :**

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :

1^{er} cas : circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

$$T = a + (2x C)$$

Où :

T : Largeur de la piste ;

a : Largeur de la benne du camion, (a = 3 m (valeur approximative)) ;

C : Largeur de la bande de sécurité, (m)

$$C = 0,5 + 0,005 V$$

Où : V : c'est la vitesse moyenne de circulation des camions (V = 25 km / h).

Donc : C = 0,62 m.

Alors :

$$T = 3 + (2x 0,62) = 4,24 \text{ m}$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à une seule voie est :

$$T = 4,24 \text{ m.}$$

2^{eme} cas : circulation à double voie (pour la piste principale) comme illustré sur la figure III.2

$$T = 2 x (a + C) + X + r$$

Où :

r : Largeur de la rigole d'évacuation d'eau = 0.4 m.

X: Distance entre les bennes des camions, X = 2 x C (m).

$$X = 1,24 \text{ m.}$$

Alors :

$$T = 2 x (3 + 0,62) + 1,24 + 0,4 = 8,88 \sim 9 \text{ m.}$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est :

$$\mathbf{T = 9 \text{ m.}}$$

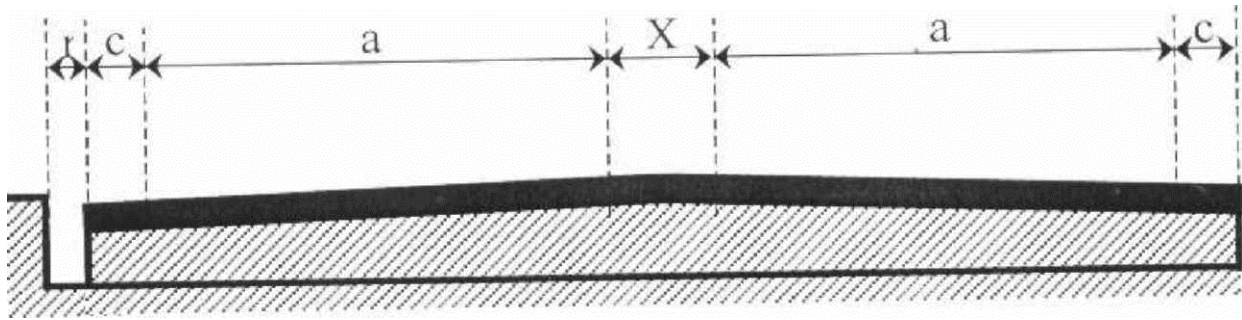


Fig III.2: Schéma de la largeur de la piste.

b. La pente de la piste :

Le tracé des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile des fronts d'exploitation vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des camions pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites, on doit veiller à ne pas dépasser 10% en ligne droite et 5 à 6% dans les virages.

c. Longueur de la piste :

La longueur totale de la piste principale est de 10 km, cette piste relie les secteurs de production à l'usine de traitement.

d. Préparation de la piste :

- 1- Piste d'accès à l'usine à partir de la route nationale 50 : 5Km
- 2- une piste de 10km reliant l'usine au secteur D.
- 3- une piste de 10km reliant l'usine au secteurs B et C .

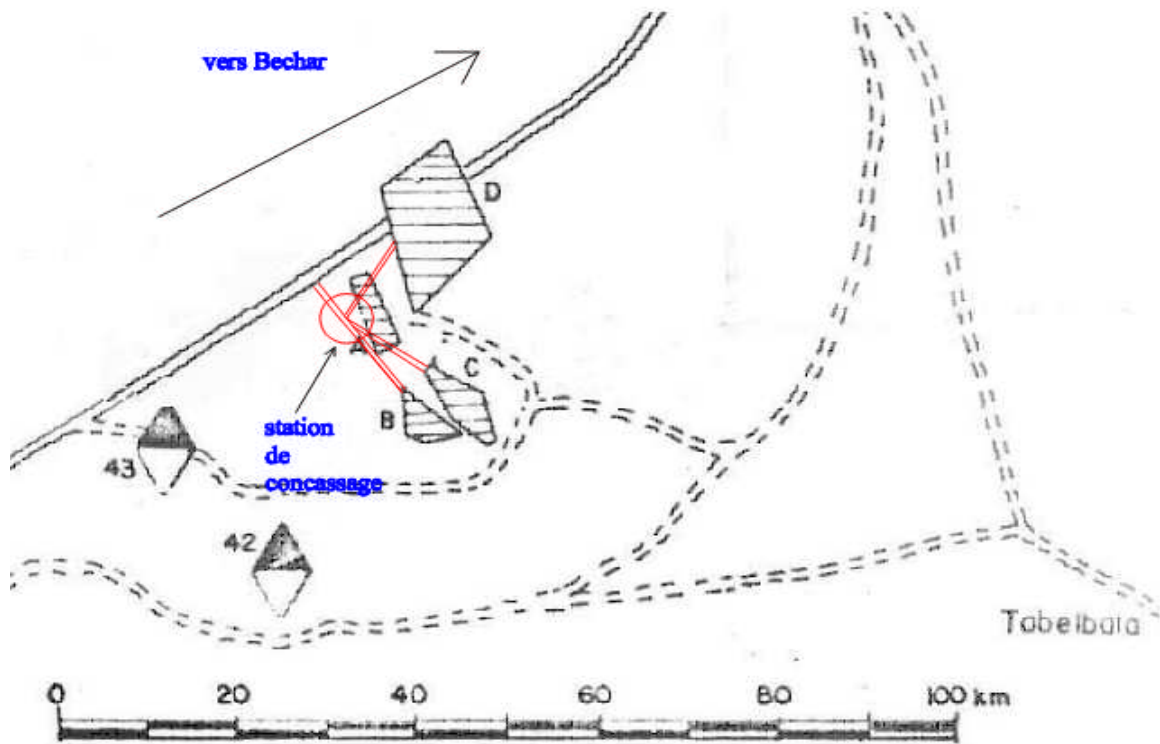


Fig III.3 :L'accès au secteurs du gisement de Draïssa.

IV-Processus et technologie d'exploitation du gisement de Draïssa :**IV-1- Introduction**

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert peuvent être définies comme étant l'ordre d'exécution dans le temps et dans l'espace d'un ensemble de travaux d'enlèvement des stériles et du minerai, établi pour des conditions déterminées. Cet ordre dépend de la variété du nombre de mécanisme, d'engins utilisés à cet effet et de l'organisation de ces derniers.

L'élaboration du projet d'ouverture et d'exploitation de la carrière de baryte de Draïssa doit prendre en compte les exigences fondamentales: pour la mise en exploitation rapide du gisement et sa rentabilité économique.

Ainsi pour l'élaboration du projet on doit déterminer les paramètres suivants :

- > Le contour de la carrière et ses éléments;
- > Les réserves géologiques et les réserves exploitables ;
- > La durée de vie de la carrière, la production annuelle et le calendrier de l'exploitation ;
- > Le sens de propagation des travaux miniers;
- > La méthode d'exploitation;
- > L'exécution des travaux miniers.

Le système d'exploitation à ciel ouvert des filons de Draïssa peut se définir suivant la disposition du front des travaux miniers ainsi que par la mécanisation complexe employée.

IV-2-Principaux éléments du système d'exploitation :

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, qui sont :

- > Le gradin;
- > Le front des travaux du gradin et de la carrière;
- > La zone de travail;
- > La vitesse d'avancement;
- > Les paramètres du plan de tir.

IV-2-1Le gradin :

L'élément fondamental des exploitations à ciel ouvert est le gradin. Les gradins sont caractérisés par :

- > Leur hauteur;
- > Le talus;
- > L'angle du talus du gradin;
- > Arête inférieure et supérieure du gradin.

IV-2-2-La hauteur du gradin :

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- > Stabilité des roches;
- > La nature des engins utilisées et leur capacité ;
- > Règles de sécurité;
- > Production annuelle.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

En raison de la topographie du site et la dureté des roches encaissantes, la hauteur maximale projetée des gradins est de 5m.

IV-2-3-L'angle de talus du gradin:

Il dépend des paramètres physico -mécaniques de la roche et des engins minières. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 80° et 90° ; dans notre cas on prendra un angle de talus $\alpha = 85^\circ$.

IV-3-Projet d'exploitation :

Le projet d'exploitation sera réalisé pour le secteur D (filons DIII/1 et D-I) en quatre phases :

1^{ère} phase : Découverte à 5 mètre de profondeur :

Cette phase consiste à dégager le volume des roches encaissante (quartzite) à fin de pouvoir entamer l'extraction de la baryte .compte tenu de la nécessité de faire la découverte au moyen d'explosif ,il n'est pas possible de dégager des tranches de 5m de profondeur.

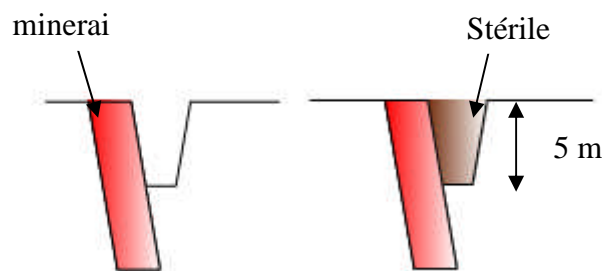


Fig III.4 :Phase 1 d'exploitation(découverte à 5m de profondeur).

Les opérations minières qui seront exécutées sont les suivantes :

a-Foration et tir :

Le schéma de foration est conçu en trois rangées, les trous de la rangée du milieu seront vides (non chargés) pour créer une surface libre.

b-Chargement :

Le volume de stériles à déblayer s'élève à 6856m^3 pour le filon DIII/1 et 10773m^3 pour le filon D-I au moyen d'une pelle retro d'une flèche de 10m de longueur.

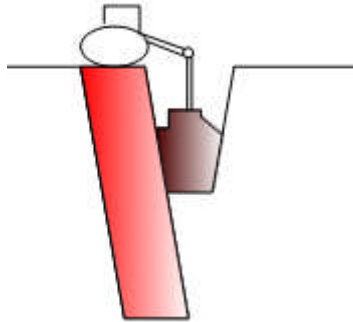


Fig III.5 : chargement de stérile.

c- Transport :

Le stérile sera transporté par des camions .

2^{ème} phase : Abattage de la baryte jusqu'à 5m de profondeur :

Le plan de tir se fait en une seule rangée.

-Le volume de baryte à abattre est de 3500m^3 pour le filon DIII/1 et de 5500m^3 pour le filon D-I.

-Le minerai sera enlevé à partir de la surface par une pelle retro et chargé dans des camions.

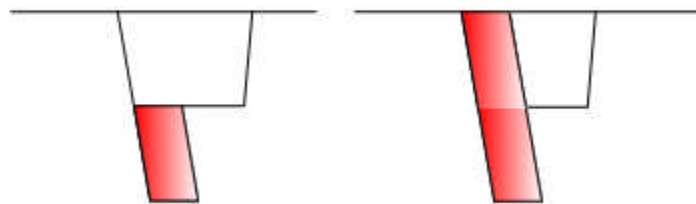


Fig III.6 :Phase 2 d'exploitation(Abattage de la baryte jusqu'à 5m de profondeur).

3^{ème} phase : Découverte à une profondeur entre 5 et 10 m :

Le plans de tir pour une profondeur entre (5 et 10 m) se fait en trois rangées .

Le volume de stériles à déblayer s'élève à 4618 m^3 pour le filon DIII/1 et 7258 m^3 pour le filon D-I.

Le stérile sera évacué de la surface .

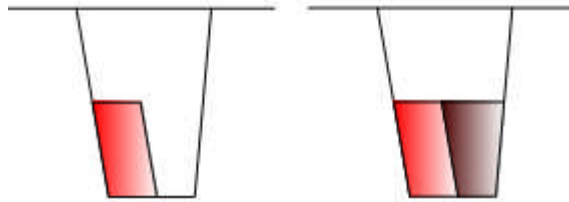


Fig III.7 :Phase 3 d'exploitation(découverte à une profondeur de 10 m).

4^{eme} phase : abattage de la baryte jusqu'à 10 m de profondeur :

le plan de tir se fait en une seule rangée .

-Le volume de baryte à abattre est de 3500 m^3 pour le filon DIII/1 et de 5500 m^3 pour le filon D-I.

-Le minerai sera enlevé à partir de la surface par une pelle retro et chargé dans des camions.

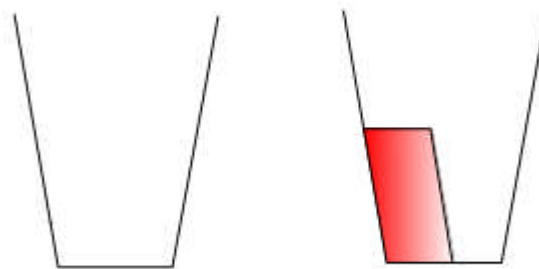


Fig III.8 :Phase 4 d'exploitation (abattage de la baryte jusqu'à 10 m de profondeur) .

A la fin d'exploitation ,on arrive a une fosse en forme de U(creux) de 10 m de profondeur.

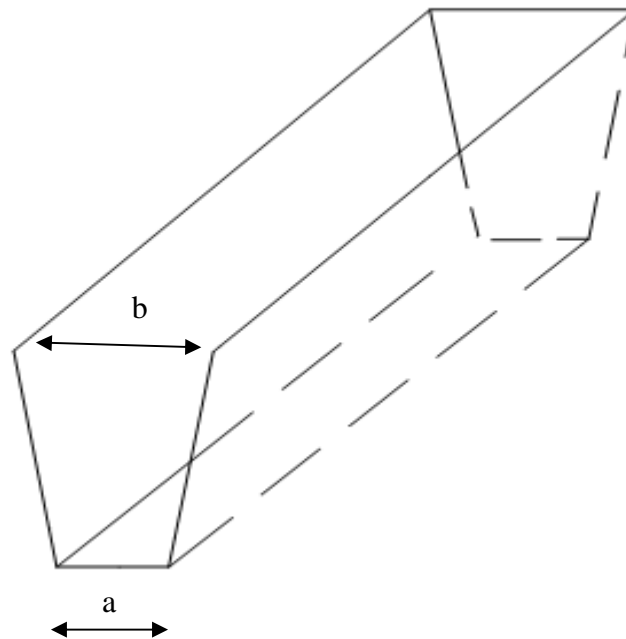


Fig III.9 : La forme de la fosse à la fin d'exploitation.

a = 4 m ;

b = 6.5m ;

IV-4-Technologie d'exploitation du gisement :

La méthode d'exploitation sera projetée par fosse avec des gradins de 5 mètre.

Les travaux d'exploitation pour la roche dure sont réalisés de façon discontinu: la foration des trous de mine et l'abattage aux explosifs se font dans un premier temps, suivis du chargement et de l'évacuation des matériaux abattus.

Le minerai est extrait par pelles rétros et transporté par camions vers la zone de stockage.

Le matériel est choisi en fonction du plan d'exploitation du gisement. Les facteurs à prendre en compte comprennent: le profil de la fosse et la topographie des terrains environnants, le volume de minerai à extraire, la distance et la vitesse de transport des matériaux depuis les chantiers d'abattage jusqu'aux installations de traitement, et la durée de vie de la mine.

- les processus principaux d'exploitation de gisement sont le suivant :

-Abattage à l'explosif : (Foration, Minage).

- Chargement.

- Transport .

IV-4-1- Abattage à l'explosif :

IV-4-1-1-Foration :

la foration sera réalisée par un chariot de foration pneumatique équipé d'un marteau avec alimentation en air comprimé assurée par un compresseur mobile de 10 bar et de 25 m³/min de débit.

Le diamètre de foration est de 76 mm pour le minerai et le stérile(quartzite) .

IV-4-1-2-Minage :

Chaque trou comportera une charge de pied composé de Gélanit II et une charge de colonne en Anfomil. le tout surmonté d'un bourrage en cutting de foration. L'amorçage sera latéral fait au cordeau détonant de 12 g /m.

IV-4-2- Plan de tir :

les trous de mines seront disposés sur la banquette supérieure.

L'explosif utilisé sera Anfomil (charge de colonne), et Gélanit II(charge de pied) .

L'amorçage de la charge sera latéral par cordeau détonant de 12g/ml et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20 ms.

Le branchement des charges sera en série.

IV-4-3- Paramètres du plan de tir :

Le plan de tir élaboré à partir des résultats des essais préliminaire et après reconnaissance géologique du terrain.

Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés.

Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres tels que :

- la hauteur du gradin, (Hg);
- la profondeur du trou (Ltr);
- la sous-foration (L_s);
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, (P) ;

- la ligne de moindre résistance (résistance au pied de gradin), (W) ;
- le diamètre du trou (d);
- la distance entre les trous dans une rangée (a);
- la distance entre les trous (b);
- la qualité et quantité de la charge;
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage).

IV.4.3.1. Paramètres géométriques :

IV.4.3.1.1. Le diamètre du trou (d) :

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Le diamètre du trou est choisi en fonction de la granulométrie et de la hauteur du gradin.

Pour une hauteur de 5m, il est recommandé de prendre un diamètre de 76 mm pour le minerais et pour le stérile (quartzite).

1) Choix du diamètre de foration :

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs :

- > Nature de la roche à abattre, dureté, abrasivité;
- > Homogénéité, taille du massif;
- > Production journalière désirée, fragmentation recherchée;

Performances techniques, prix et servitudes du matériel de foration.

2) rendement de la foreuse :

La vitesse moyenne de foration des trous de mines de diamètre 76 mm est de l'ordre de 22 cm/mn d'où le temps nécessaire pour faire un trou de longueur ltr.

$$T_f = \frac{l}{v} = \frac{270}{10} = 26.95 \text{ mn} \approx 27 \text{ mn}$$

$T_f = 27 \text{ mn}$

La longueur totale de foration par jour :

$$R_f = L_{tr} \times N_{tr}$$

- N_{tr} : nombre de trous, faits par la sondeuse (trous/jour);
- L_{tr} : longueur de trou.

Le nombre de trous est calculé par la formule suivante :

$$N_{tr} = T \times K_u / T_f$$

- T : durée d'un poste de travail (durée de poste de travail est 8 heures avec 1 heure de pause),
- K_u : coefficient d'utilisation de la foreuse , (0,85);

T_f : Le temps nécessaire pour la foration d'un trou, (27 mn)

$$N_{tr} = 7 \times 60 \times 0.85 / 27 = 13,22 \approx 13 \text{ trou /jour}$$

$N_{tr} = 13 \text{ trous /jour}$

Donc :

$$R_f = 5,93 \times 13 = 77.09 \text{ m}$$

$$R_f = 77\%$$

IV.4.3.1.2. Inclinaison du trou " β " :

L'inclinaison du trou est un paramètre qui permet un bon foisonnement de la roche. Une inclinaison entre 10 à 20° par rapport à la verticale peut apporter les avantages suivants :

- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère;
- Allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement;
- Moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin;
- Plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

IV.4.3.1.3. Banquette maximale (Ligne de moindre résistance) " W_{max} " :

La banquette ou la ligne de moindre résistance est la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Elle dépend de :

- diamètre de trou (D).
- consommation d'explosif (Q_{exp}).
- le type de l'explosif (la banquette varie proportionnellement à l'énergie de la charge d'explosif).

- hauteur du front (Hgr).

On la détermine à l'aide de la formule pratique suivante :

$$W_{\max} = \frac{40 \times D}{1000}; (m)$$

Où :

D : diamètre du trou, (D= 76mm).

$$W_{\max} = 3,04 \text{ m.}$$

IV.4.3.1.4. Profondeur de sous forage "Ls" :

La sous-foration sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

la longueur de sous-foration varie de 0,5 à 3 m. Avec l'augmentation de la dureté de la roche, de la hauteur du gradin et de la résistance au pied, la longueur du sous-foration doit être augmentée.

La longueur de sous-foration est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$Ls = 0,3 \times W_{\max}, (m).$$

W_{\max} : la banquette maximale, (m).

$$Ls = 0,3 \times W_{\max} = 0,3 \times 3,04 = 0,91 \text{ m.}$$

$$Ls = 0,91 \text{ m.}$$

IV.4.3.1. 5. Profondeur de trou "Lt" :

La profondeur du trou est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_t = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + Ls, (m)$$

Où :

Hgr : hauteur du gradin, (m);

Ls : longueur de sous-foration, (m);

α : angle du talus, ($\alpha=85^\circ$)

$$L_t = 5,93 \text{ m.}$$

IV.4.3.1.6. Banquette pratique "W" :

Dans la pratique, on pourra rarement atteindre W_{max} et une réduction de cette valeur sera nécessaire. La banquette pratique est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$W = W_{max} - \left(\frac{3 \times D}{1000} + \frac{3 \times L_t}{100} \right); (m)$$

Où :

W_{max} : banquette maximale ;(m).

D : diamètre de trou ;(mm).

L_t : profondeur de trou ;(m).

$$W = 2,63 \text{ m.}$$

IV.4.3.1.7. Hauteur de bourrage "H0" :

L'objectif du bourrage est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile...).

L'expérience montre que si la hauteur de bourrage (H_0) est inférieure à W il y a risque de projection des pierres de la surface avec la diminution de la fragmentation et si H_0 est supérieur à W , la fragmentation sera plus grosse.

Pour ces raisons on adopte :

$$H_0 = W ;(m).$$

$$H_0 = 2,63m.$$

REMARQUE : A partir de la définition de la banquette et en tenant compte de la faible épaisseur des filons ;par exemple le filon D-III/ 1 d'une épaisseur de 2.50 m, on prend $w = \text{épaisseur} = 2.50 \text{ m.}$

IV.4.3.1.8. Espacement entre les trous "a" :

C'est la distance entre deux trous d'une même rangée qui porte le nom d'espacement. Elle peut être déterminée d'après la relation suivante :

$$a = 1,25xW.$$

Où :

W : la banquette pratique ;(m).

Cette relation permet de déterminer la condition optimum de la rupture et de la fragmentation. En faisant varier les valeurs de a et de W de telle façon que le produit $a \times W$ reste constant, on obtiendra approximativement le même résultat. Cependant, la fragmentation sera modifiée par cette variation de la façon suivante :

- > En augmentant a et en diminuant W, la roche est plus fragmentée, et les blocs sont plus petits;
- > En diminuant a et en augmentant W, la fragmentation est moindre, et les blocs obtenus sont plus gros.

$$a = 3,29 \text{ m.}$$

IV.4.3.2. Le choix du type d'explosif :

Le type d'explosif est choisi en fonction :

- des caractéristiques du gisement : nature de la roche, fracturation du gisement, présence éventuelle d'eau dans les trous.
- De l'expérience des tirs antérieurs.
- Des considérations économiques :

la charge de fond est constituée d'explosifs brisants en cartouches.

La charge de colonne pourra être continue avec un explosif moins puissant, en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet.

A partir de ces critères et d'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants :

Gélanit II, pour la charge de fond avec :

- Diamètre de cartouche de 65 mm;
- Longueur de cartouche est 0,53 m;
- Poids de cartouche est 2,15 kg;

Type de cartouche est : gaine plastique

Anfomil :

En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

Les caractéristiques de ces deux explosifs sont données dans le tableau III-6 suivant :

Tableau III.6 : Caractéristiques des explosifs fabriqués par l' ONEX.

Caractéristiques	Gélanit II	Anfomil
Densité, (g/cm ³)	1,45	0,90
Vitesse de détonation, (m/s)	6000	3000
Volume gaz, (l/kg)	808	975
Energie, (kj/kg)	4807	3803,8
Résistance à l'eau	Bonne	Médiocre

IV.4.3.3.Répartition des charges :

a. Charge de fond (L_f) :

La concentration de la charge de fond est donnée par la formule suivante :

$$L_f = \frac{P_c \times 100}{L}; (kg / m)$$

Où :

P_c : poids de la cartouche ;($P_c = 2,15$ kg).

L : longueur de la cartouche ;($L = 53$ cm).

$$L_f = 4,05 \text{ kg/m.}$$

b. Hauteur de charge de fond théorique (H_{th})

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_{th} = 0,4 \times (L_t - H_0); (m)$$

Où :

L_t : longueur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

$$H_{th} = 1,32 \text{ m}$$

c. Hauteur réelle de charge de fond (H_f) :

Elle déterminée par la formule suivante :

$$H_f = \frac{Nr \times L}{100};(m)$$

Où :

L : longueur de la cartouche ;($L = 53 \text{ cm}$).

N_r : nombre réel de cartouches ; qui est donnée par la formule suivante :

$$Nr = N_{th} = \frac{H_{th} \times 100}{L};(m)$$

Où :

N_{th} : nombre de cartouches théoriques ;

H_{th} : hauteur de charge de fond théorique ;(m)

L : longueur de cartouche ;(cm)

Donc :

$$N_{th} = 2,49 \Rightarrow N_r = 3$$

$$H_f = 1,59 \text{ m}$$

d. Poids de la charge de fond " Q_f "

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne, certains auteurs considèrent que la moitié de la charge doit être dans le 1/3 de la longueur du trou (au fond du trou).

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_f = N_r \times P_c; (kg)$$

Où :

N_r : nombre réel de cartouche ;

P_c : poids de la cartouche ;($p_c= 2,15$ kg)

$$Q_f = 6,45 \text{ kg}$$

e.Charge de colonne (L_c) :

La charge explosive de colonne a pour but d'abattre la partie de la roche au dessus de la charge de fond. La concentration de la charge de colonne est donnée par la formule suivante :

$$L_c = \left(\frac{D}{2}\right)^2 \times \frac{3,14 \times \rho_{\text{exp}}}{1000}; (kg / m^3)$$

Où :

D : diamètre de trou ;(mm).

ρ_{exp} : densité d'explosif ;($\rho_{\text{exp}}= 0,90$ g/cm³)

$$L_c = 4,08 \text{ kg/m}^3$$

f.Hauteur de charge de colonne (H_c)

Elle est calculée par la formule suivante :

$$H_c = L_t - (H_0 + H_f); (m)$$

Où :

L_t : profondeur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

H_f : hauteur réelle de la charge de fond ;(m)

$$H_c = 1,71 \text{ m}$$

g.Poids de la charge de colonne (Q_c) :

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_c = (L_c \times H_c) + 3,14 \times \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 - \left(\frac{D_c}{2} \right)^2 \right] \times \frac{\rho_{\text{exp}} \times H_f}{1000}; (kg)$$

Où :

L_c : charge explosif de colonne ;(kg/m³)

H_c : hauteur de charge de colonne ;(m)

D : diamètre de trou ;(D= 76 mm)

D_c : diamètre de la cartouche ;(D_c= 65 mm)

ρ_{exp} : densité d'explosif ;(ρ_{exp} = 0,90 g/cm³)

H_f : hauteur de charge de fond réel ;(m)

$$Q_c = 8.72 \text{ kg}$$

h.Poids total d'explosif par trou (Q_{ch})

La quantité totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme des charges d'explosif de colonne et de pied.

Donc; la quantité de charge d'explosifs dans un trou est :

$$Q_{ch} = Q_f + Q_c; (kg)$$

$$Q_{ch} = 15,17 \text{ kg}$$

i.Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou (H_{ch}) :

La longueur totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme entre la longueur d'explosif de colonne et de pied.

Donc, la longueur totale de la charge d'explosif dans un trou :

$$H_{ch} = H_f + H_c; (m)$$

$$H_{ch} = 3,3 \text{ m}$$

j. Consommation spécifique d'explosif (Q_s) :

C'est la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche exprimée en g/m³. La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$Q_s = \frac{Q_{ch} \times 1000}{W \times a \times H_{gr} \times \gamma}; (\text{g / tonne})$$

Où :

Q_{ch} : poids total d'explosif par trou ;(kg)

W : banquette pratique ;(m)

a : espacement entre les trous de mine ;(m)

H_{gr} : hauteur de gradin ;(m)

γ : densité de la roche abattu ;($\gamma= 4$) ;

$$Q_s = 95,44 \text{ g/tonne.}$$

k. Volume de la roche abattue par un trou (V_{tr}) :

$$V_{tr} = W \times a \times H_{gr}; (\text{m}^3)$$

Où ;

W : banquette pratique ;(m)

a : espacement entre les trous de mine ;(m)

H_{gr} : hauteur de gradin ;(m)

Donc : $V_{tr} = 5 \times 2,5 \times 3,29$

$$V_{tr} = 41,12 \text{ m}^3.$$

Qui correspond à la quantité en tonne:

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 41,12 \times 4 = 164,5 \text{ tonnes.}$$

$$Q_{tr} = 164,5 \text{ tonnes.}$$

Pour la roche encaissante(quartzite), la quantité en tonne de la roche abattue par trou est :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 41,12 \times 2,8 = 115,13 \text{ tonne}$$

$$Q_{tr} = 115,13 \text{ tonnes.}$$

I. Nombre de trous forés nécessaire en une semaine (N_{tr}) :

Le nombre de trous forés est déterminé en fonction de :

La production hebdomadaire (P_h);

Volume de la roche abattu par trou (V_{tr})

On détermine le nombre des trous forés par la relation suivante :

$$N_{tr} = \frac{P_h}{V_{tr}}$$

Où :

$$P_h = 5 \times P_j; (\text{m}^3)$$

P_j : production journalière ; ($P_j = 637$ tonnes)

$$\text{et } P_h = 3182 \text{ tonnes} = 796 \text{m}^3$$

Donc :

$$N_{tr} = 19,35$$

$$N_{tr} = 20 \text{ par semaine}$$

m. Nombre de trous forés nécessaire en mois :

Pour le minerai :

$$N_{tr} = \frac{V_m}{V_{tr}};$$

Où :

V_m : le volume de minerai abattu par mois.

V_{tr} : le volume de minerai abattu par trou.

$$N_{tr} = \frac{3182}{41,12};$$

Ntr = 78trous ;

Ntr = 78trous.

Pour le stérile :le nombre de trous est déterminé comme suit :

$$N_{tr} = \frac{V_m}{V_{tr}};$$

V_m :le volume de stérile abattu par mois.

V_{tr} :le volume de stérile abattu par trou.

Ntr = 5213/41.12

Ntr = 126 trous .

Le nombre de trou pour le stérile dans un mois = **126 trous.**

n. Nombre de rangées

Le nombre de rangées est déterminé par :

- Le volume nécessaire des roches abattues;
- La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Sur cette base le nombre de rangées est de :

Une rangée pour le minerais.

Deux rangées pour le stérile dans la phase 1.

IV.4.3.4.Amorçage et système d'amorçage :

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes :

- > L'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement;

- > L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats;
- > Les fils et les cordeaux ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes,
- > L'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire;
- > L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

IV.4.3.5. Cordeau détonant :

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans un textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage.

Il sert principalement à :

- > L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact;
- > L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois;
- > L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation;

Dans notre plan de tir, on choisit le cordeau détonant de type : Onacord 1, qui est disponible à l'ONEX.

IV.4.3.6. Amorçage du cordeau détonant :

Pour amorcer un cordeau détonant, il suffit d'attacher l'extrémité libre du cordeau détonant à un détonateur pyrotechnique ou une amorce électrique.

- > Amorce électrique instantanée ou à retard.
- > Cordeau détonant dont la mise à feu peut être faite par détonateur n°8 ou amorce électrique.

L'amorce d'une cartouche est réalisée par l'introduction du détonateur dans l'axe de celle-ci ou encore par la fixation solide de la cartouche au cordeau détonant.

La cartouche ainsi préparée est appelée cartouche amorce.

IV.4.3.7. Classification des détonateurs électriques :

Les détonateurs ou couramment les amorces électriques sont classés selon leur temps de réaction à l'impulsion électrique en :

1. Détonateurs électriques instantanés D.E.I.
2. Détonateurs électriques à retard D.E.R.
3. Détonateurs électriques Micro-retard DMR.

Pour notre plan de tir on utilise le détonateur Micro-retard, pour les avantages décrits ci dessous:

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement de l'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des micro-retards lors des tirs programmés aux environs des constructions;
- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur ;
- La possibilité d'orienter l'onde de choc pour la création d'un dégagement.

Le tir sera branché en série et réalisé avec détonateur Micro-retard (DMR) de 20.

La résistance ohmique par détonateur est de $1,5 \text{ ohm.}^2$

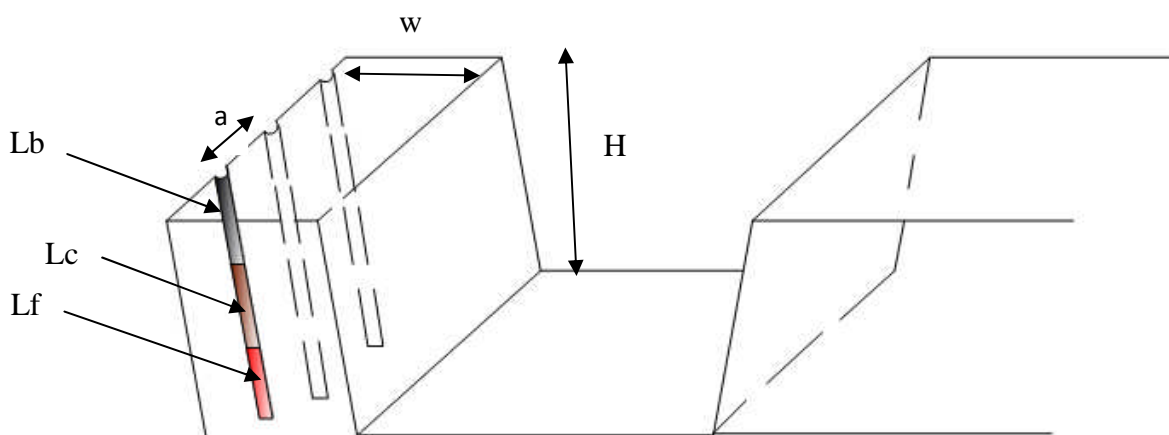


Fig III.10 :Une perspective d'un plan de tir du minerai avec distribution des charges.

W : la ligne de moindre résistance = 2,5 m.

a : la distance entre deux trous (l'espacement) = 3,29 m.

L_b : longueur de bourrage = 2,63 m.

L_c : longueur de charge de colonne = 1,71 m .

L_f : longueur de charge du fond = 1,59 m .

H_g : hauteur de gradin = 5m.

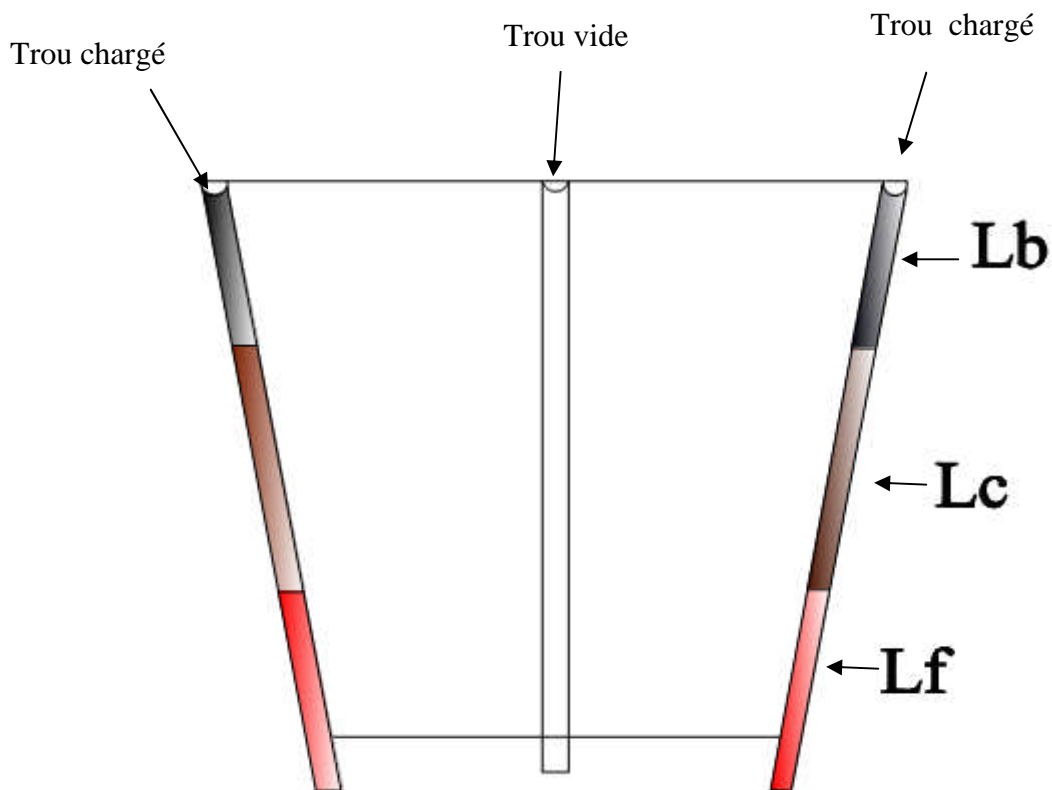


Fig III.11 : Coupe d'un plan de tir pour le stérile.

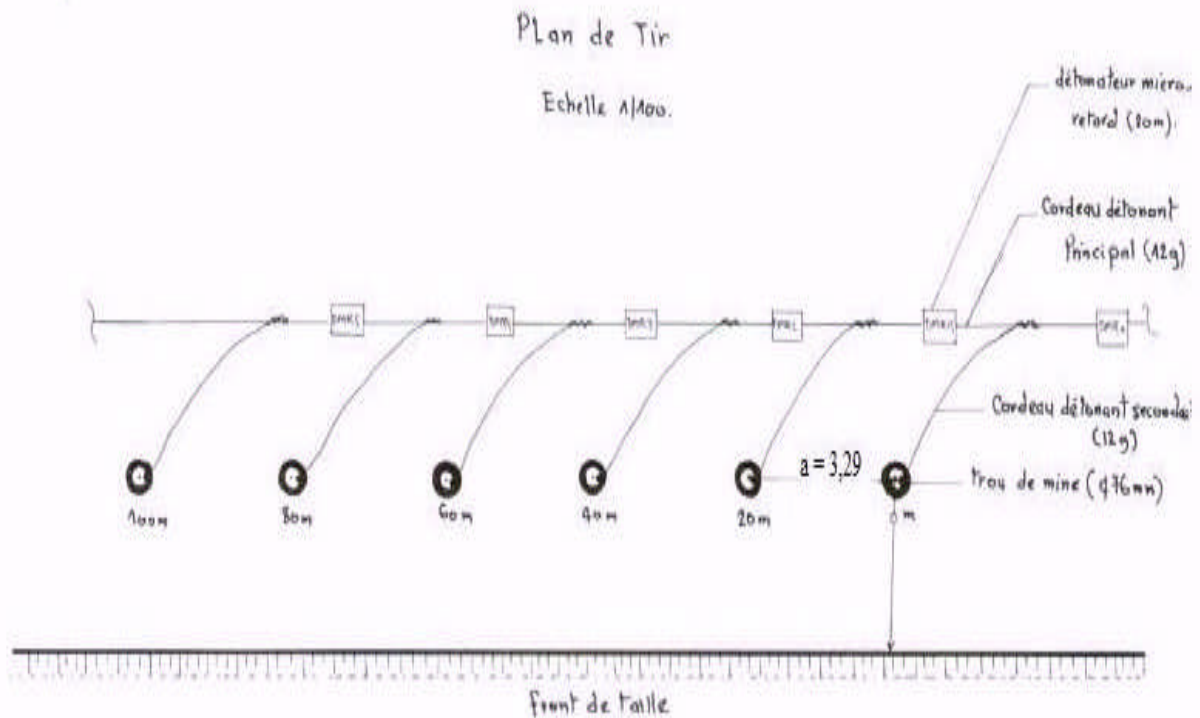


Fig III.12 : Plan de tir .

IV.4.4.Organisation et Chronologie des travaux d'exploitation :

Dès la première année, les deux filons D-III/1 et D-I seront entamés en parallèle, après l'épuisement des réserves du filon D-III/1, l'exploitation se poursuit dans les filons D-I et D-III/3 .

Les réserves exploitables dans ces filons sur une profondeur de 10 m sont comme suit :

- Filon D-I :41484 tonnes.
- Filon D-III/1 :26000 tonnes.
- Filon D-III/3 :145000 tonnes.

L'organisation et la chronologie des travaux sont donnés dans le tableau suivant :

Tableau III.7 : Organisation et Chronologie des travaux d'exploitation :

			1 ^{er} mois		2 ^{eme} mois		3 ^{eme} mois		4 ^{eme} mois		5 ^{eme} mois		6 ^{eme} mois		7 ^{eme} mois		8 ^{eme} mois		9 ^{eme} mois		10 ^{eme} mois		11 ^{eme} mois		12 ^{eme} mois			
			1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q										
Filon D-III/1	Stérile	Foration	—		—		—		—		—																	
		Chargement		—		—		—		—		—																
	Minerai	Foration		—		—		—		—		—																
		Chargement			—		—		—		—		—		—													
Filon D-I	Stérile	Foration	—		—		—		—		—		—		—													
		Chargement		—		—		—		—		—		—		—												
	Minerai	Foration		—		—		—		—		—		—		—												
		Chargement			—		—		—		—		—		—		—											
Filon D-III/3	Stérile	Foration									—		—		—		—											
		Chargement										—		—		—		—										
	Minerai	Foration										—		—		—		—		—		—		—		—		
		Chargement											—		—		—		—		—		—		—		—	

1Q :1^{ère} quinzaine.

2Q :2^{ème} quinzaine.

Tableau III.8 :Production annuelle prévue sur la base de 140000t/ an.

		1 ^{er} mois		2 ^{ème} mois		3 ^{ème} moi		4 ^{ème} moi		5 ^{ème} mois		6 ^{ème} mois		7 ^{ème} mois		8 ^{ème} mois	
		1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q	1Q	2Q
Filon D-III/1	Minerai (tonnes)	0		6364		6364		6364		6364		544		0		0	
Filon D-I	Minerai (tonnes)	0		6364		6364		6364		6364		6364		6364		3300	
Filon D-III/ 3												5820		6364		9428	
Totale de Production		0		12728		12728		12728		12728		12728		12728		12728	

Ce tableau montre que la production de baryte commencera a partir du deuxième mois sur les deux filons D-III/1et D-I en parallèle avec une production de 6364 tonnes pour chaque filon.

D'après le tableau, le filon D-III/1 sera exploité dans une période de six mois.

A partir de septième mois l'extraction de la baryte sera menée dans les filons D-I et D-III/3 avec une production de 6364 tonnes par mois jusqu'au 8^{ème} mois où le filon D-I sera exploité.

La production se poursuivra dans le filon D-III/ 3 avec une production de 12728 tonnes par mois jusqu'à la fin de l'année pour satisfaire la production annuelle.

A la fin de la première année le tonnage exploité dans le filon D-III/3 est de 72524 tonnes, donc les réserves restants dans ce filon est 72476 tonnes.

IV.4.5.Chargement :

Le chargement de minerai et de stérile se fera à l'aide d'une pelle chargeuse rétro .

a. Capacité de godet de la chargeuse

il est préférable d'utiliser une chargeuse avec une capacité de godet de 1.5m³ .

b. Rendement de la chargeuse :

le rendement est calculé par la formule suivante :

$$Rch = \frac{3600 \times V \times Kr \times T \times \gamma \times Ku}{Tc \times Kf}; (t / poste)$$

Où :

V : la capacité du godet de la pelle retro en (1.5 m³) ;

K_f : coefficient de foisonnement (K_f=1.4);

K_r : coefficient de remplissage du godet de la pelle (K_r=0.85) ;

T : durée d'un poste de travail (T = 08 heures avec une heure de pause) ;

γ : masse volumique ; γ = 4 T/m³ ;

K_u : coefficient d'utilisation de la pelle durant un poste de travail (K_u = 0.90) ;

t_c : durée d'un cycle de chargement ; t_c=40 s ;

(t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv}) =25+5+5+5=40s

t_r : temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement (25s).

t_{pc} : temps de parcours (rotation) de la pelle chargée vers le lieu de déchargement (5s).

td : temps de déchargement du godet ; td = 5 s

tpv : temps de parcours (rotation) de la pelle vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus).

tpv=5s.

$$R_{ch} = 2065.5 \text{ T /poste}$$

c. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion :

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivante :

$$Ng = \frac{Qc \times Kf}{V \times Kr \times \gamma}$$

Avec :

Qc : capacité du camion, Qc=50 T ;

kf : coefficient de foisonnement, kf = 1,4;

V : capacité du godet de la pelle, V= 1.5 m³ ;

kr : coefficient de remplissage du godet, kr = 0,9 ;

y : Poids volumique de la roche y = 4 T/m³ .

$$Ng = 12,96 \approx 13 \text{ godet}$$

d. Durée de chargement d'un camion :

La durée de chargement d'un camion est calculée par la relation suivante :

$$T_{ch} = t_c \times Ng \text{ ;(s)}$$

t_c : la durée d'un cycle de la chargeuse. t_c= 40 secondes.

Ng : nombres de godets nécessaires pour le chargement d'un camion .

$$T_{ch} = 40 \times 13 = 520s.$$

$$T_{ch} = 520s = 9 \text{ minutes.}$$

Pour un meilleur rendement et une meilleure marche de la production il faut 02 chargeuses, qui assurent la réalisation du programme lorsque une chargeuse est arrêtée pour entretien préventif ou curatif, l'autre la remplace.

IV.4.6. Le transport :

Le but principal de transport est le déplacement de la matière première et du stérile du point de chargement en carrière vers le point de déchargement (zone de stockage ou station de concassage pour le minerai).

Le transport se fait par camion sur une distance de 10 km.

a. Rendement des camions :

Le rendement des camions est donné par la formule suivante :

$$Rc = \frac{3600 \times Qc \times T \times Kch}{Tc};$$

où :

Qc : capacité de la benne du camion (50 tonnes) ;

T : la durée d'un poste de travail ($T = 8$ heures avec une heure de pause) ;

k_{ch} : coefficient de chargement du camion ; $k_{ch} = 0.85$.

t_c : le temps de réalisation d'un cycle ;

$$t_c = T_{ch} + T_{tr} + T_d + T_m$$

T_{ch} : temps de chargement du camion, 240 s ;

T_{tr} : temps du trajet (en charge et à vide), 2468 s ;

La vitesse du camion à vide est de 35 km/heure.

La vitesse du camion en charge est de 25 km/heure.

T_d : temps de déchargement du camion, 30 s ;

T_m : temps de manœuvre, 45 s

$$t_c = 240 + 2468 + 30 + 45 = 2783 \text{ sec ;}$$

Donc, Le rendement du camion est de :

$$Rc = 385T / \text{poste.}$$

b. Nombre des camions nécessaires pour assurer la production :

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante :

$$Nc = \frac{Pj \times Ki}{Rc};$$

Nc : nombre de camions ;

Pj : la production journalière souhaité par l'entreprise ; **Pj = 637T/j**

ki : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 1,1 et 1.15 On prend ki=1,1) ;

Rc : rendement du camion durant un poste de travail ; 385T/poste.

Nc = 1,82.

Nc=2 camion.

Il faut tenir en compte un camion en réserve pour garantir la production souhaitée.

Donc, il faut deux (3) camions pour la carrière.

B - EXPLOITATION EN SOUTERRAIN AU DELA DE 15 M DE PROFONDEUR :

Lorsque les filons seront totalement exploités à ciel ouvert et si les conditions économiques le permettent, il est possible de poursuivre sur une exploitation souterraines.

Pour cela dans le but de minimiser les dépenses et récupérer rapidement l'investissement, l'exploitation débutera dans les filons d'accès relativement facile, c'est à dire accessibles par des galeries creusées au minerai correspondant suivant la direction des corps minéralisés. Pour ce faire, la séquence d'exploitation est comme suit :

- Bloc BXVIII-1a, épaisseur de 3.7m en moyenne, et 600m de longueur .
- Bloc BXVIII-1b épaisseur de 2,5m en moyenne, et 760m de longueur .

a) Ouverture des blocs :

Le bloc BIII/2 est ouvert comme suit :

- par un puits de section 4 m² creusée dans la roche servant seulement à la ventilation.
- par galerie de section 6.75 m², creusée au minerai à partir du jour et longeant le filon sur toute sa longueur.

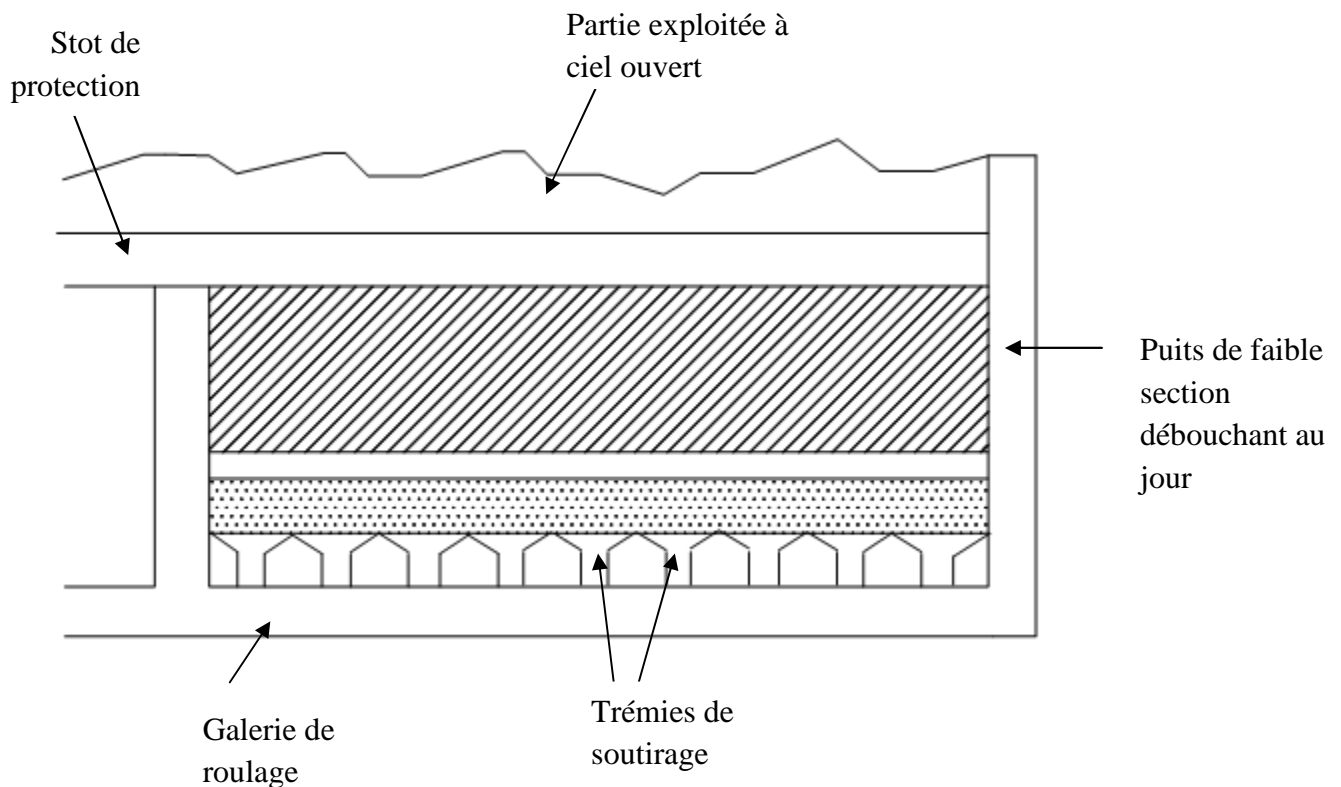


Fig III.13 : Figure schématique d'une chambre magasin.

c) Travaux préparatoires :

Ces travaux consisteront à :

- Creusement du puits,
- Creusement de la galerie de roulage (galerie d'ouverture),
- des cheminées de blocs et des entonnoirs à la base de la chambre.

d) Ventilation :

La ventilation des ouvrages souterrains se fera par tirage naturel, grâce à la différence de cotes d'orifices de la galerie de roulage et de cheminées de blocs.

Pour la ventilation du bloc BIII/2 par le même procédé, il est nécessaire de garder en bon état la galerie de roulage de l'étage supérieur.

Lors des travaux préparatoires, la ventilation du cul-de-sac sera effectuée par des ventilateurs d'aéragé secondaires par le système soufflant/aspirant.

e) Transport au fond :

Pour le bloc BIII/2, le transport du minerai sera effectué par un locotracteur diesel d'un poids de 4,5 tonnes environ, et des wagons basculants d'une capacité de l'ordre de 700 litres chacun. Le produit sera déversé à la sortie de la galerie dans une estacade de déchargement installée au jour.

f) Electrification :

L'énergie électrique sera fournie par un groupe électrogène, pour alimenter les ventilateurs électriques auxiliaires.

g) Alimentation en air comprimé :

L'alimentation de la mine en air comprimé sera réalisée par un compresseur à air.

Chapitre IV

Traitement du minerai

1- Procédé de Traitement :

Le Tout-venant avec une grosseur maximale de 500 millimètres et une teneur minimale de 80% en BaSO₄ provenant des différent filons sera traité dans une usine de traitement .

L'opération de traitement doit contenir les différentes étapes suivantes :

- Concassage de tout venant : Préparation du Tout-venant à l'enrichissement
- Enrichissement du Tout-venant par la méthode de Séparation gravimétrique humide.
- pulvérisation et conditionnement : Séchage, Broyage fin et Mise en Big-Bag et/ou en sacs.
- L'usine doit disposer d'une aire de stockage de produit fini.

a-Concassage :

Cette étape consiste à opérer une réduction du Tout-venant de Baryte jusqu'à une grosseur acceptable par l'étape d'enrichissement.

Le Tout-venant chargé dans une trémie réceptrice, avec une grosseur maximale de 500 mm à l'alimentation, subira trois opérations de réduction mécanique :

- Une Réduction à 70 mm à l'aide d'un concasseur à mâchoires à simple volet.
 - criblage et réduction de grosseur à 14 mm dans un groupe mobile broyeur crible.
- La séparation des grosseurs entre 10 et 14 mm par un crible à 03 étages et qui facilite la séparation et le concassage de cette étape.
- Réduction à 6mm dans un concasseur à cylindres lisse.

Le minerai est réduit à une grosseur comprise entre zéro et dix millimètre (0-10 mm) puis stocké.

Les fines de moins de 08 mm ayant une densité supérieure à 4,00 seront récupérées directement avant le stockage des produits concassés, qui seront stockés à part pour homogénéisation avec des concentré d'une densité élevée.

b- Enrichissement :

Le minerai réduit entre 0 – 10 mm va subir une séparation gravimétrique humide dans un appareil appelé Remer-Jig (cette opération est appelée Jiguage).

Le produit lourd(la Baryte) récupéré au bas de l'appareil, passera par un classificateur spiral puis évacué vers des chambres pour égouttage.

Les produits légers (les rejets de quartzite) sont acheminés en surface avec l'eau vers une digue pour décantation et stockage et recyclage de l'eau clarifiée.

Le jiggage se fera en trois étapes :

La première étape étant le Jiggage principal ou dégrossissage. Au cours de cette opération la grande partie de la barytine est extraite avec un rendement poids du concentré avoisinant 55-60% .

La deuxième opération, celle de contrôle ou épuisement sera effectuée sur les stériles provenant du dégrossissage et contenant le reste de la barytine. Cette opération permet une récupération de plus de 80% de $BaSO_4$. Les stériles obtenus seront mis en dépôt dans une digue à stérile .

- Pour les besoins de finition, le concentré du dégrossissage est soumis à une opération de relevage. Cette opération devra permettre la production d'un concentré marchand d'une teneur en $BaSO_4$ de densité de plus de 4.2 t/m³. Les stériles de cette opération S'unissent au concentré de l'opération d'épuisement pour retourner en tête de dégrossissage.

c- Pulvérisation et conditionnement :

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

Le concentré avec une humidité maximale de 12% à l'entrée subira une opération de séchage dans un sécheur rotatif pour atteindre un taux inférieur à 1% à la sortie du séchage.

Le produit séché subira un broyage fin dans un broyeur, et une séparation en granulométrie dans un séparateur statique où les particules inférieures à 75 Microns seront stockées dans une trémie de stockage de produit fini, puis conditionnées dans des Big-Bags de 1,5 tonnes . Le produit fini de l'usine mis en Big Bag, est destiné à la commercialisation.

d- Implantation du site :

Les possibilités d'alimentation en eau de l'usine de traitement conditionnera l'implantation du site.

En effet le Flow sheet nécessite un besoin en eau entre 1.38 et 1.66 litres par tonne par seconde. Ainsi il est nécessaire de mener une étude hydrogéologique dans la zone des filons.

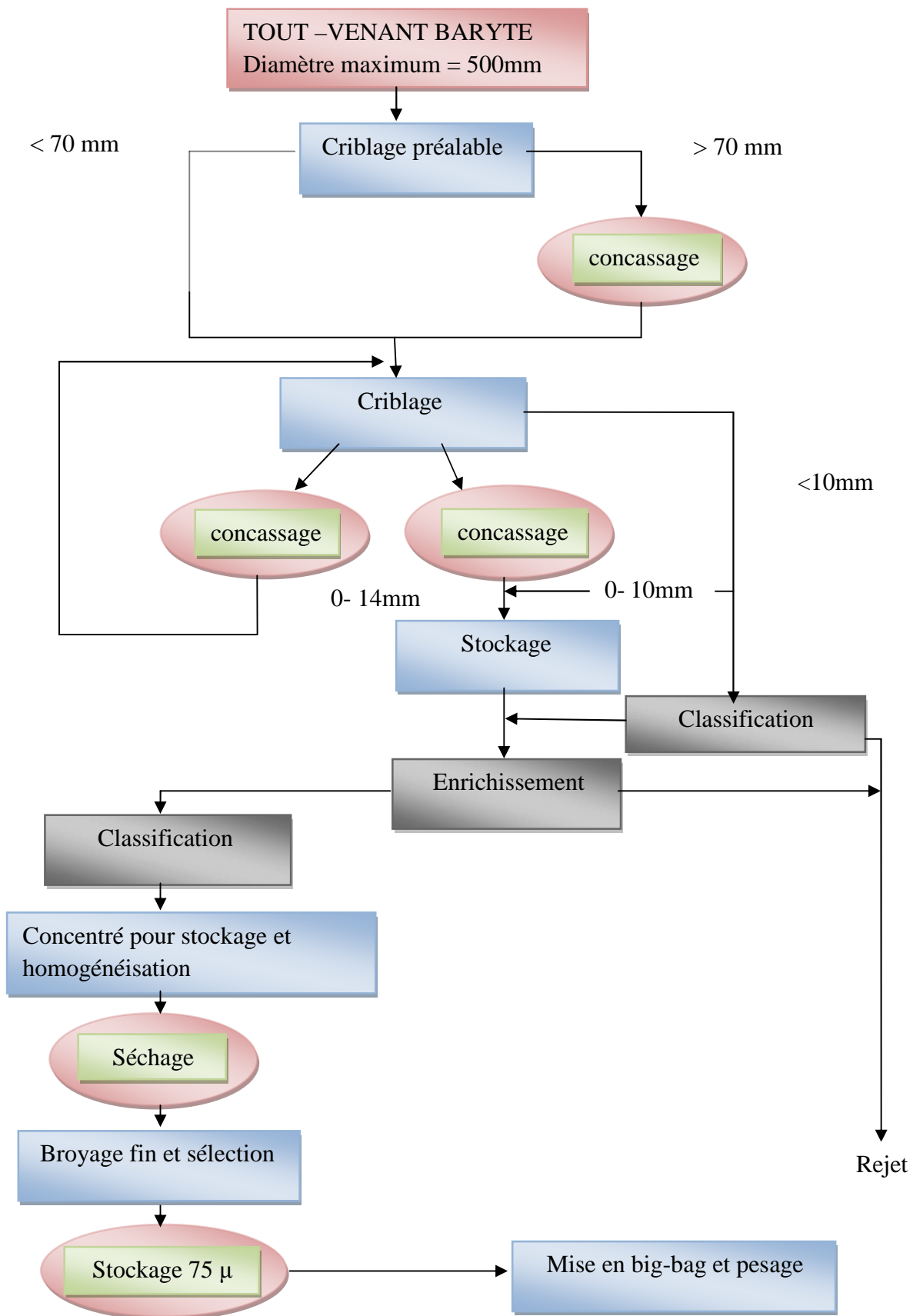


Fig IV.1: Schéma technologique de traitement.

L'effectif :

L'effectif global dépend de programme des travaux à réalisé, et sera mis en place progressivement .

Il est estimé à 75 agents pour la carrière de Draissa pour une production de 140000 tonnes de baryte tout venant et 70000 tonnes de baryte en produit fini.

la répartition de l'effectif est présenté ci-après :

	Qualification	Nombre
Carrière	Chef de production (ingénieur. Mine)	1
	Chef de carrière	1
	Conducteur chariot de foration.	1
	Compresseuriste	1
	Conducteur de camion.	3
	Conducteur de pelle	1
	Boutefeu+Aide	2
	Gardien	4
TOTAL		14
TRAITEMENT	Ingénieur traitement	1
	Contremaitre	1
	Surveillant	2
	Concasseuriste	1
	Broyeuriste	1
	Jiguage	1
	Séchage	1
	Ensachage	1
	Mise en stocks	1
	Conducteur pelle	1

TOTAL		11
Laboratoire	Ingénieur	1
	Laborantin	1
TOTAL		2
ATELIER SERVICE ET	Chef d'atelier	1
	Mécanicien	2
	Electricien	1
	Maçons	1
	Aides	2
	Chauffeurs de camion	6
TOTAL		13
Magasins	Gestionnaire stocks	1
	Magasinier	1
TOTAL		2
Cité	Cantine	5
	Entretien	7
TOTAL		12
DIRECTION	Directeur	1
	Secrétaire direction	1
	Services techniques	4
	Services administratifs	3
	Services finances	3
	Service commercial	2
	Chauffeurs	1
	Sécurité	6
TOTAL		21
Total d'effectif		75

Conclusion générale

Conclusion générale :

Le sujet présenté a abordé les principales phases de l'exploitation du gisement de baryte de Draïssa, de son ouverture jusqu'au transport de minerai vers l'usine de traitement.

Il était donc difficile de ne pas rencontrer des problèmes :

Le manque de quelques données sur les filons (position des filons, pendage, profondeur).

Le travail géologique doit être complété pour mieux cerner les paramètres de l'exploitation : n'y a-t-il pas plus d'information.

Toutefois nous avons essayé dans la mesure du possible de traiter les principales étapes de la conception du projet d'une exploitation à ciel ouvert à savoir :

- la géologie des terrains et les réserves géologiques ;
- les travaux d'ouverture ;
- l'exploitation du minerai et les techniques d'exploitation , le chargement et le transport vers l'usine de traitement.

Dans le premier chapitre concernant la présentation générale de la baryte ,nous avons précisé que la baryte est utilisée principalement dans l'industrie pétrolière.

Dans le deuxième chapitre concernant la géologie, nous avons présenté le gisement en question . Ce dernier est un champ filonien formé de 33 filons localisés dans quatre secteurs .

Dans le troisième chapitre, le plus important, on a délimité les réserves exploitables à 764000 tonnes pour une exploitation à ciel ouvert sur une profondeur de 10m et une durée de vie de 5.4ans.

Le mode d'ouverture et d'exploitation en fouille qui a été choisi tenant compte de la topographie et de la densité des roches encaissantes nécessitent un abattage à l'explosif.

Le reste des réserves exploitables seront exploitées, si les conditions économiques sont favorables par la méthode d'exploitation souterraines.

L'exploitation sera menée sur deux filons en parallèle pour satisfaire la production annuelle qui est de 140000 tonnes en tout venant et 70000 tonnes en produit fini .

Par ailleurs nous estimons que compte tenu des besoins en eau de jiggage dans l'installation de traitement, il est nécessaire de déceler une source d'approvisionnement en eau.

BIBLIOGRAPHIE

- [1] V.KOVALENKO, exploitation des carrières; OPU, 1986 ;
- [2] Dj. MERABET, principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert; OPU, 1989.
- [3] E.TINCELIN ; « Le choix des méthodes d'exploitation »1993.

- [4] F.LOUNIS, "Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de KEF BATHA",2007. PFE,ENP.
- [5]. BOKY,"exploitation des mines ",1968. Edition Mir.

- [6] PORADNIK Gornika ; « Guide de l'ingénieur des mines ».
- [7] mines et carrières, revue de l'industrie minérale, mai 1992 volume 74 .
- [8] DIDI TADJEDINE : « Mémoire de fin d'études. ENP » 2007.
- [9] : « Revue de l'industrie minérale, les techniques n°7 » 1987.
- [10] HASBELLAOUI MUSTAPHA :
« Règles de l'art minier dans les exploitations minière » 2007.