

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

Université Abderrahmane Mira de Bejaia
Faculté de Technologie
Département des Mines et Géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master
Filière : Génie Minier
Option : Exploitation des Mines

Présenté par :

SAIDANI Alaeddine
BOUHAI Taher

Thème

**Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de baryte de
Draïssa (Wilaya de Beni Abbes)**

Soutenu le 28/09/2022 devant le jury composé de :

Président	M ^{me} AZIZOU. Z	M.C.B	U.A.M.Bejaia
Examineur	M ^r FREDJ. M	M.C.A	U.A.M.Bejaia
Encadrant	M ^r DJEZAIRI. O	M.A.A	U.A.M.Bejaia

Promotion: 2021-2022

Remerciements

En préambule à ce mémoire, nous tenons tout d'abord à remercier le Dieu de tout puissant et miséricordieux qui nous a donné la force et la patience d'accomplir ce modeste travail.

En second lieu, nous tenons à remercier notre promoteur M^r DJEZAIRI. Omar, pour l'orientation, la confiance et la patience qui a constitué un apport considérable sans lequel ce travail n'aurait pas pu être menée à bon port. Qu'il trouve dans ce travail un hommage vivant à sa haute personnalité.

On remercie également Les membres du jury qui auront la bienveillance d'évaluer et critiquer ce travail.

Nos vifs remerciements vont, également, à nos enseignants et au corps administratif du département Mines et Géologie, ceux qui ont contribué à notre formation au sein de notre université, et en particulier ceux qui nous ont aidé à réaliser ce projet de fin d'étude

Nos remerciements s'adressent aussi à l'ingénieur M^r BELHOUS Merzouk et à tout le personnel de la société ALBARYTE.

Nous tenons à adresser nos sincères remerciements et le grand respect à l'ingénieur M^r BOUAMAMA Faouzi.

Nous remercions le directeur de cabinet géomètre « O.G.E.F » M^r.MEBARAKOU Nassim ainsi les ingénieurs M^r HAMOUCHE Salim et M^r AOUCHAL Sofiane.

Enfin, nous tenons également à remercier toutes les personnes qui ont participé de près ou de loin à la réalisation de ce travail.

Dédicaces

Je dédie ce Modest travail :

Aux deux personnes très chères qui ont partagé mes joies et mes Peines, qui ont été toujours à mes côtés, qui ont fait de moi ce que je suis aujourd'hui, qui ont toujours été là pour nous, et qui nous ont donné un magnifique modèle de labeur et de persévérance,

*Mon cher père **ISMAIL** et ma chère mère **FATIHA**.*

*À Celle qui a attendu avec patience les fruits de ma bonne éducation Et qui m'a beaucoup aidé, encouragé et soutenu durant mon Parcours d'études, ma chère sœur **AHLEM**.*

*À Celui qui je souhaite tant de réussite dans son chemin, mon adorable petit frère **ADEM**.*

*À Celui qui mon indiqué la bonne voie en me rappelé que la Volonté fait toujours les grands hommes, mon cher oncle **KHALED** et celui qui ma soutenu toujours pendant mon parcours universitaire et toujours rependu dans le besoin, mon cher oncle **LOUHAB**.*

À tout la famille SAIDANI sans exception.

*À la mémoire de mon cher cheikh **ALI GUELMAMI** avec lequel je n'aurais pas le plaisir de partagé cet événement, mais qui est et qui demeura dans mon cœur et à jamais. J'espère que je saurai à la hauteur des valeurs que tu as semées en moi.*

A tous mes amis.

À Tous ceux qui ont contribué à m'aider à réaliser mes objectifs et qui ont toujours répondu dans le besoin.

ALAEDDINE

Dédicaces

Je dédie ce Modest travail :

Aux deux personnes très chères qui ont partagé mes joies et mes Peines, qui ont été toujours à mes côtés, qui ont fait de moi ce que je suis aujourd'hui, qui ont toujours été là pour nous, et qui nous ont donné un magnifique modèle de labeur et de persévérance,

*Mon cher père **LAKHDER** et ma chère mère **AICHA**.*

*À mes chers frères **MOURAD, HAMID, MENAD, AHMED**.*

*À mes chères nièces **MERIEM, RIHAM***

*A mon neveu **AMHAMED***

*À Mes amis **FAOUZI, ALILOU, OUSSAMA, FATEH**.*

A Tous ceux qui ont contribué à m'aider à réaliser mes objectifs et qui ont toujours répondu dans le besoin.

TAHER

Sommaire

Sommaire	
Liste des figures	
Liste des tableaux	
Liste d'abréviations	
Introduction générale.....	1

Chapitre I : Cadre géologique de gisement

Introduction.....	2
I.1. Présentation de l'entreprise ALBARYTE	2
I.2. Situation géographique du gisement	2
I.3. Conditions climatiques et Végétation.....	6
I.4. Géologie régionale	6
I.4.1. Cadre structurel des monts d'Ougarta.....	6
I.4.2. Stratigraphie	7
I.4.3. Tectonique	12
I.5. Cadre géologique local.....	13
I.5.1. Stratigraphie	13
I.6. Aperçu hydrogéologique	14
I.7. Hydrologie	15
I.8. Réserves géologiques de gisement de baryte du Draïssa	15
I.6.1. Historique des travaux réalisés sur la région de Draïssa.....	15
I.6.2. Etat des réserves	16
Conclusion	17

Chapitre II : Travaux d'ouverture et d'exploitation du gisement

Introduction.....	17
II.1. Mode d'exploitation minière	17
II.1.1. Exploitation à ciel ouvert	17
II.1.2. Exploitation souterraine	18

II.2. Conditions d'exploitation du gisement	19
II.2.1. Minéralisation et structure du gîte de baryte du secteur D	19
II.2.2. Caractéristiques morphologique du filon DIII	19
II.3.3. Ressources géologique.....	20
II.3.4. Rapport de découverte	20
II.3.5. Profondeur limite	21
II.3.6. Conditions technico-minières.....	22
II.3.6.1. Régime de travail	22
II.3.6.2. Capacité de production	22
II.3. Mode d'ouverture.....	23
II.3.1. Facteurs de choix de mode d'ouverture	24
II.3.2. Mode d'ouverture du gisement de Draïssa	24
II.3.3. Travaux d'accès et d'ouverture du gisement de Draïssa	25
II.3.3.1. Travaux de découverte	25
II.3.3.2. Traçage de la piste.....	26
II.4. Méthode d'exploitation	28
II.4.1. Choix de la méthode d'exploitation à ciel ouvert.....	28
II.4.2. Méthode d'exploitation du gisement de Draïssa :	29
II.4.3. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert	30
II.4.3.1. Gradins	30
II.4.3.2. Plate-forme de travail	32
II.4.3.2. Déplacement du front	34
II.5. Technologie d'exploitation du gisement	34
Conclusion	35

Chapitre III : Travaux d'abattage

Introduction.....	36
III.1. Explosifs.....	36
III.1.1. Catégories des explosifs	37
III.1.1.1. Classification suivant la vitesse de transformation de la matière	37
III.1.1.2. Classification suivant la sensibilité de la substance explosive	37

III.1.2. Critères de choix d'explosif.....	38
III.1.3. Types et caractéristiques des explosifs produit en Algérie.....	38
III.1.3.1. Explosifs gélatineux.....	38
III.1.3.2. Dynamites.....	39
III.1.3.3. Explosifs pulvérulent	39
III.1.3.4. Les nitrates fuels (ANFO)	39
III.1.3.5. Les émulsions	40
III.1.4. Les accessoires de tir	41
III.2. Conception des plans de tir	44
III.3. Paramètres d'un plan de tir	44
III.3.1. Diamètre du trou.....	45
III.3.2. Longueur d'excès de forage	46
III.3.3. Longueur de trou.....	46
III.3.4. Consommation spécifique de l'explosif.....	46
III.3.5. Ligne de moindre résistance.....	50
III.3.6. Espacement entre les trous	51
III.3.7. Quantité d'explosif dans un trou	51
III.3.8. Longueur de la charge dans un trou	51
III.3.9. Longueur de bourrage	51
III.3.10. Volume du bloc	51
III.3.11. Section de bloc abattue	52
III.3.12. Largeur d'enlevure	52
III.3.13. Longueur du bloc.....	52
III.3.14. Volume des roches abattues par un trou	52
III.3.15. Nombre des trous dans un bloc.....	52
III.3.16. Longueur total a foré dans un bloc	52
III.3.17. Quantité d'explosif totale dans un bloc.....	53
Conclusion	53

Chapitre VI : Dimensionnement de matériel

Introduction.....	57
IV.1. Matériel de forage.....	57
IV.1.1. Rendement de chariot de foration	59
IV.1.2. Nombre de chariots de foration nécessaire	59
IV.2. Matériel de chargement	60
IV.2.1. Capacité de godet de la pelle	61
IV.2.2. Rendement de la pelle	61
IV.2.3. Nombre des godets nécessaire pour charger un camion.....	62
IV.2.4. Durée de chargement d'un camion	63
IV.2.5. Nombre des pelles nécessaire	63
IV.3. Matériel de transport.....	64
Remarque : si l'usine de traitement distant a une distance supérieur a (8 km), le transport par convoyeur sera le plus approprié.	65
IV.3.1. Rendement des camions	65
IV.3.2. Nombre des camions nécessaires pour assurer la production.....	65
Conclusion	66
Conclusion générale	66
Références bibliographiques	
Annexe I	
Annexe II	
Annexe III	
Résumé	

LISTE DES FIGURES

LISTE DES FIGURES

Figure 1. Situation géographique de gisement de baryte de Draïssa échelle 1 /130000.	3
Figure 2. Plan de délimitation des secteurs du gîte de draïssa (Google earth).....	5
Figure 3. Unités structurales des monts d'Ougarta.....	7
Figure 4. Carte géologique et Colonne lithostratigraphique des monts de l'Ougarta et événements géologiques majeurs	8
Figure 5. Colonne stratigraphique du Quaternaire	9
Figure 6. Esquisse structurale des monts de l'Ougarta (ORGM, 2000, inédite).....	13
Figure 7. Répartition en surface des épaisseurs de tronçons de filon DIII	20
Figure 8. Type et disposition des tranchées	23
Figure 9. Types des tranchées d'accès	24
Figure 10. Schéma d'ouverture par tranchée intérieure commune droite.....	25
Figure 11. Schéma de Découverte a 5m de profondeur.	26
Figure 12. Schéma de la largeur de la piste principale (double voix)	27
Figure 13. Piste de la piste principale de secteur D.....	27
Figure 14. Méthode d'exploitation par fosses emboîtées.....	29
Figure 15. Eléments géométriques et technologique d'un gradin.	31
Figure 16. Schéma de la plate-forme de travail dans le cas de chargement en feuille	33
Figure 17. Schéma des catégories d'explosives suivant la vitesse de détonation.	37
Figure 18. Les explosifs gélatineux (1: Geonit, 2: Gelanit)	38
Figure 19. Marmanit	39
Figure 20. ANFO.....	40
Figure 21. Différent types d'exploseurs.	41
Figure 22. Détonateurs électriques Micro-Retard DMR	42
Figure 23. Cordeau détonant	43
Figure 24. Fil de tir	43
Figure 25. Schéma générale montant les différents paramètres du plan de tir.	45
Figure 26. Chariot de foration pneumatique FRD FURKAWA PRC-200 DTH (FURKAWA groupe).....	58
Figure 27. Pelle rétro CAT-GC 345 (BM-CAT Alegria).	61
Figure 28. Camion benne neuf ASTRA HD9 (ASTRA SPA-PIACENZA).....	64

LISTE DES TABLEAUX

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1. Coordonnées UTM du secteur A.	3
Tableau 2. Coordonnées UTM du secteur B.....	4
Tableau 3. Coordonnées UTM du secteur C.....	4
Tableau 4. Coordonnées UTM du secteur D.	5
Tableau 5. Récapitulation de ressources des quatre secteurs A, C, D, B.	16
Tableau 6. Coordonnées des extrémités de tronçon DIII-III.	19
Tableau 7. Profondeur limite de filon DIII en fonction de l'épaisseur moyenne.	21
Tableau 8. Caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX.....	40
Tableau 9. Classification des roches selon l'indice de tirabilité.	47
Tableau 10. Catégories de fissuration des roches.	48
Tableau 11. Valeurs de Kc en fonction de la tirabilité de la roche.....	49
Tableau 12. Classification de la forabilité des roches.	58

LISTE D'ABREVIATIONS

LISTE D'ABREVIATIONS

ENOF : entreprise nationale des produits miniers.

ENTP : entreprise nationale des travaux aux puits.

ENAFOR : entreprise nationale algérienne du forage

ENSP : entreprise nationale de services aux puits.

Km : Kilomètre.

UTM : Universel Transverse Mercator.

BRMA : Bureau de recherches minières en Algérie.

ORGM : office national des recherches géologiques et minières.

m : mètre.

NW : North West.

SE : South East.

NE : North East.

h : Heure.

s : Second.

V : Volume.

km² : Kilomètre carré.

m³ : Mètre cube.

t : Tonne

N_{j/an} : Nombre des jours ouvrable par année.

DEI : Détonateurs électriques instantanés.

DER : Détonateurs électriques à retard.

DEM : Détonateurs électriques Micro-Retard.

α : Angle d'inclinaison de talus.

γ : densité absolu.

ρ_{exp} : Densité d'explosif.

ρ : Masse volumique de la roche.

K_f : Coefficient de foisonnement.

K_i : Le coefficient d'irrégularité de travail.

V_a : vitesse d'avancement.

INTRODUCTION GENERALE

Introduction générale

L'accroissement de la demande de la baryte dans le marché local en ces dernières années en raison de l'explosion de la production des hydrocarbures, a mis les unités d'extraction de baryte en situation d'insuffisance face aux besoins locaux, sans compter l'éventualité de l'épuisement des potentialités des gisements en question.

La société extractive ALBARYTE s'occupe de projet d'exploitation du gisement de baryte de « Draïssa » wilaya de Beni Abbes, pour la quantité importante de ses ressources et afin de répondre à l'accroissement de la demande en matière de baryte surtout dans l'industrie pétrolière.

Le problème majeur qui empêche l'avancement de projet c'est la rentabilité de d'exploitation due à certains obstacles rencontrés à savoir la situation géographique de gisement, la morphologie du gisement et la difficulté d'enrichissement à cause du taux élevé de la silice.

Dans le cadre de la réalisation de notre mémoire de fin d'étude nous nous sommes penchés sur la proposition d'une méthode d'ouverture et d'exploitation de ce gisement sous le thème de : projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de baryte de DRAÏSSA (wilaya de Beni Abbes).

La présente étude comprendra quatre chapitres et Les points qui seront abordés sont :

- Le premier chapitre vis à délimité le cadre géologique et géographique et l'estimation des réserves géologique du gisement.
- Dans le deuxième chapitre nous traiteront de l'exploitation de gisement en choisissant un mode d'ouverture le plus approprié pour accéder au gisement, l'étude les conditions technico- minières et les différents paramètres de système d'exploitation.
- Le troisième chapitre met en évidence un aperçu sur la conception et les paramètres de plan de tir proposé pour réaliser l'abattage.
- Le quatrième chapitre sera axé sur le dimensionnement des matériels nécessaires dans les processus d'exploitation de gisement de draïssa.

Enfin une conclusion résumera le travail réalisé.

CHAPITRE I

Cadre géologique de gisement

Introduction

Dans ce chapitre nous allons donner un aperçu général sur le gisement de baryte de « Draïssa », ce dernier est situé à Tabelbala, Wilaya de Beni Abbes, cela par la localisation du site, la description du contexte géologique régionale et celle du gisement et par l'estimation des réserves géologiques de ce dernier.

I.1. Présentation de l'entreprise ALBARYTE

Dans le cadre de la mise en exploitation de la baryte de Draïssa (Wilaya de Beni Abbas), une décision a été prise de créer une joint-venture entre ENOF et trois filiales de SONATRACH : ENTP, ENAFOR et ENSP. Cette société dénommée ALBARYTE (société nationale de baryte), a été créée le 02/12/2013 avec un capital fixé à 200.000.000 DA avec 20.000 actions d'une valeur nominale 10.000 chacune, son siège est fixé à Alger.

Les principales missions de cette société sont :

- Exploration détaillée et étude de faisabilité.
- Développement du projet.
- Exploitation et commercialisation de la baryte [1].

I.2. Situation géographique du gisement

Le gisement de baryte en question est localisé à Draïssa à 130 km de Beni Abbes chef-lieu de la Wilaya, et à 20 km de la route goudronnée reliant Bechar à Tindouf [2]. Il est situé dans la structure majeure nommée (Chaîne de l'Ougarta), et dans la partie Nord-Ouest du Sahara Algérienne (figure1).

Les Monts d'Ougarta sont couverts par un jeu de cartes topographiques au 1/ 500 000 et un autre au 1/ 200 000. Quant à la couverture géologique, les cartes à 1/ 200 000 ont été réalisées par différents auteurs. Lors des travaux de recherches systématiques, l'Ex SONAREM a levé l'ensemble du territoire au 1/ 200 000. Comme Tabelbala est situé à 80 Km à l'Est de Draïssa, relié au centre du Sahara par la route nationale N°50 [3].

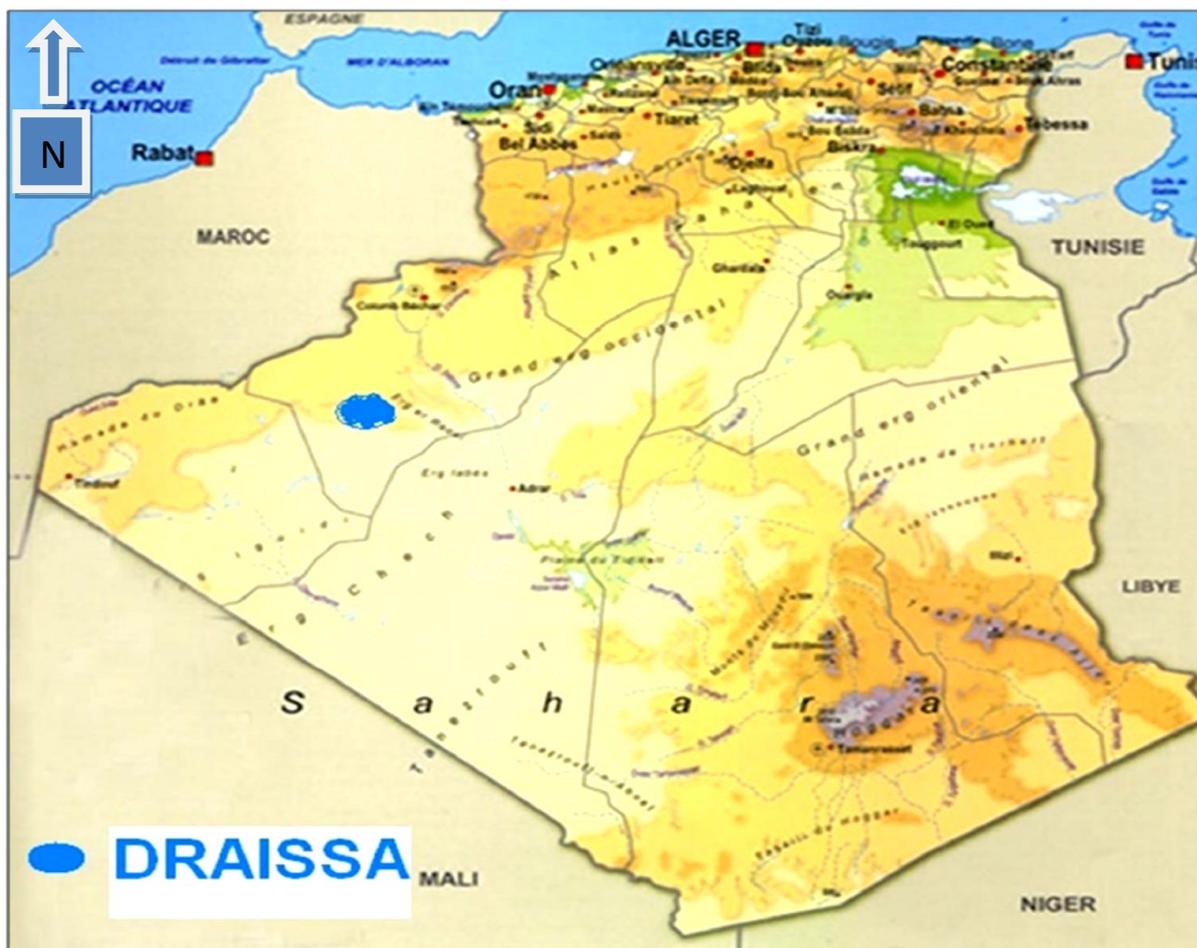


Figure 1. Situation géographique de gisement de baryte de Draïssa échelle 1 /130000 [2].

Le périmètre octroyé du gisement de Draïssa est constitué de 4 secteurs (A, B, C, D), ces secteurs sont éloignés les uns des autres de 6 à 15 Km :

➤ **Secteur A :**

Le secteur A est situé au Sud de Boutbeiga, petit village situé à environ 100km à l’ouest chef-lieu du Daïra Tabelbala. Il se trouve à 24 km au Sud-ouest de Boutbeiga, sur la bordure Ouest de l’Oued Daoura et à 10 km, environ, au Nord de la route nationale Bechar-Tindouf. Il se trouve au Sud-Ouest de secteur D [4].

Ce secteur couvre une superficie de 1750 hectares, et délimité par les coordonnées UTM suivantes (tableau.1) :

Tableau 1. Coordonnées UTM du secteur A [4].

N° points	X (m)	Y (m)
1	385600	3285500
2	385600	3284500

3	384200	3284500
4	384200	3285500

➤ **Secteur B :**

Le secteur B se situe à 36km au sud de Boutbeiga sur la bordure Ouest de l'Oued Daoura. Il se trouve à l'Est du secteur C [4].

Ce secteur couvre une superficie de 1750 hectares, et délimité par les coordonnées UTM suivantes (tableau.2):

Tableau 2. Coordonnées UTM du secteur B [4].

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

➤ **Secteur C :**

Le secteur C est situé à environ 100km à l'Ouest du chef-lieu de Daïra Tabelbala et a 35km au sud du village Boutbeiga, soit à 6km à l'Est du Djbel-Draïssa et à 10km au Sud-Ouest de l'aéroport de boulaadham. Il se situe à environ 25km à vol d'oiseau, au Sud-Est du secteur A [4].

Le périmètre de ce site a une superficie de 2280,50 hectares et délimité par les coordonnées UTM suivantes (tableau.3) :

Tableau 3. Coordonnées UTM du secteur C [4].

N° points	X (m)	Y (m)
1	387500	3276000
2	388400	3276000
3	388400	3274000
4	389500	3274000
5	389500	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

➤ **Secteur D :**

Le secteur est délimité par les coordonnées UTM suivantes (tableau.4) :

Tableau 4. Coordonnées UTM du secteur D [4].

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

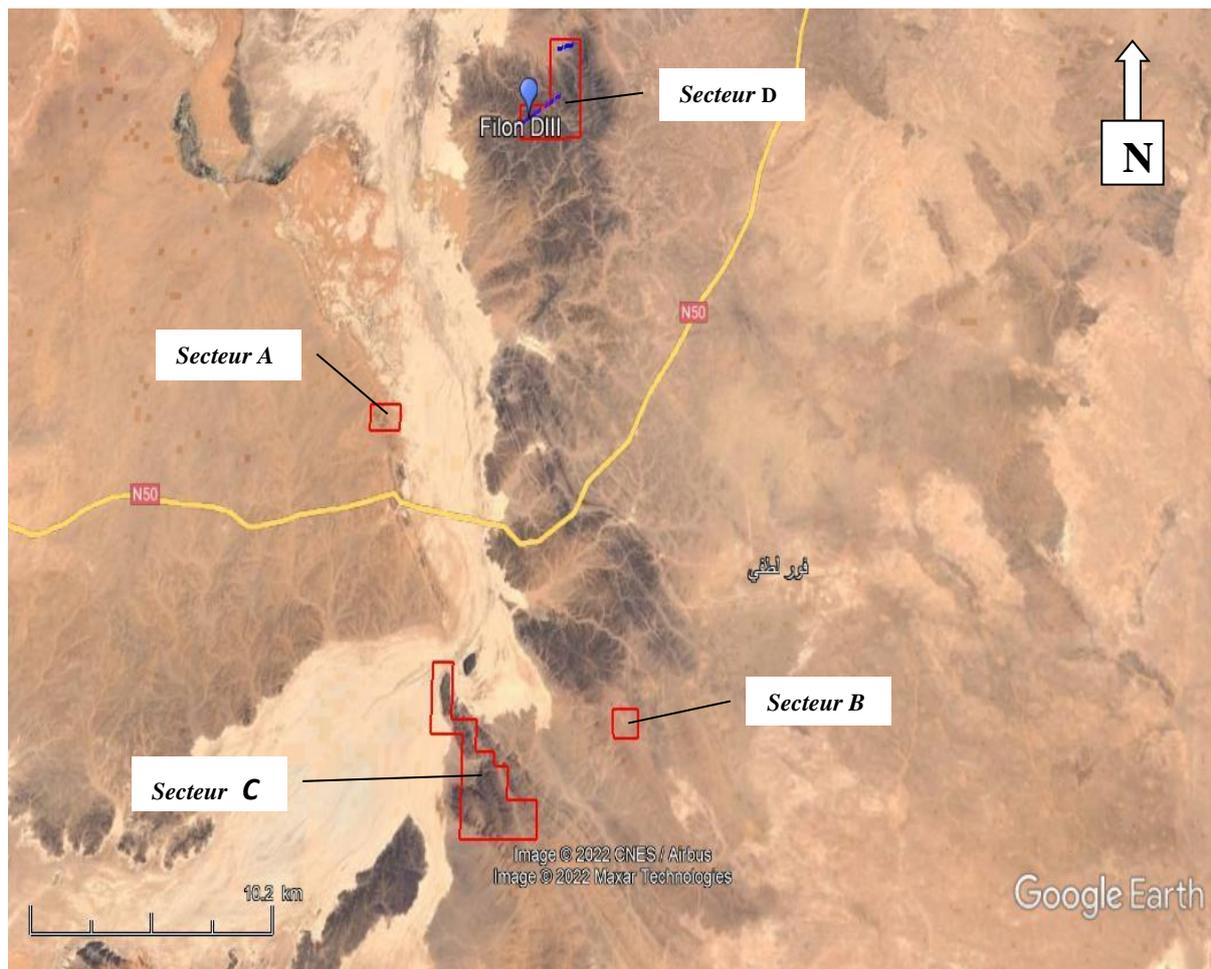


Figure 2. Plan de délimitation des secteurs du gite de draïssa (Google earth).

I.3. Conditions climatiques et Végétation

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*) [5].

I.4. Géologie régionale

I.4.1. Cadre structurel des monts d'Ougarta

La chaîne d'Ougarta est édifiée à l'emplacement d'un bassin aulacogène subsidiant (plus de 5000m de dépôts) essentiellement Silico-clastiques et limité par des grandes failles de socle. Sa situation sur la zone de conjection entre le craton Ouest-africain et la chaîne panafricaine, confère à cette chaîne des caractères tectoniques particuliers.

Sur le plan structurel, la plate-forme saharienne comme un domaine relativement stable, traversée des déformations de grande amplitude. Les mouvements de socle ont joué un rôle moteur des principaux axes structuraux de la dalle saharienne et son individualisation en bassins sédentaires.

La série paléozoïque d'Ougarta et son substratum antécambrien sont affectés par un plissement en vaste synclinaux et anticlinaux généralement allongée par d'une direction NW-SE [6].

La figure 3 montre les quatre unités structurales avec un autochtone relatif à Erg Chech.

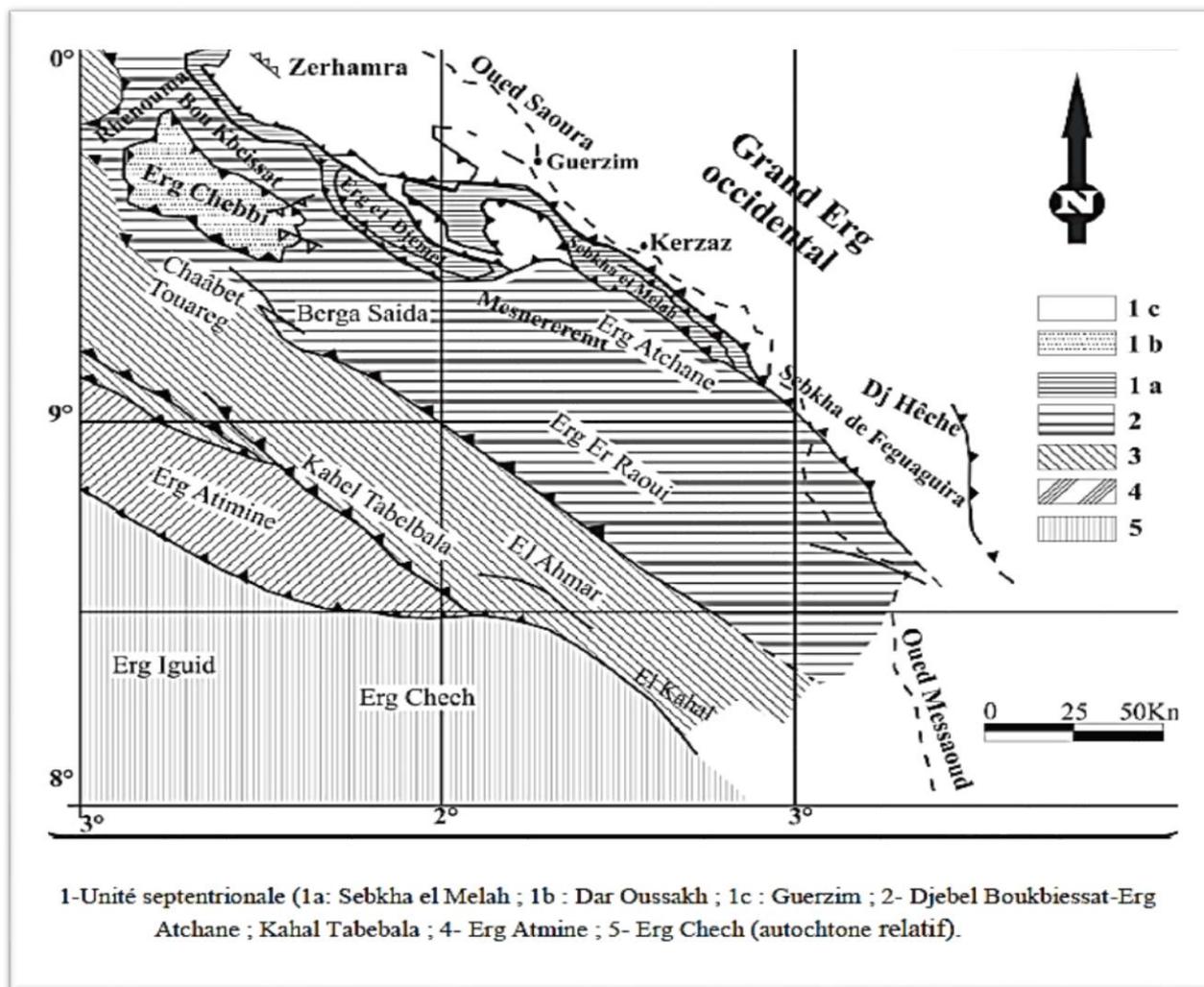


Figure 3. Unités structurales des montes d'Ougarta [6].

I.4.2. Stratigraphie

Généralement on dit que le matériel lithologique des monts d'Ougarta est composé, au-dessus de rhyolites et d'arkoses de l'Infracambrien, par une série grés-schisteuse, puis calcaire, continue du Cambrien au Dévonien. A la base (Cambro-ordovicien) dominent des grès micacés, souvent quartzitiques et des schistes gréseux, ce qui donne aux reliefs du cœur de la chaîne (dans le nord et le nord-ouest) une allure rigide et quelquefois massive.

Au sommet de la série sont surtout des schistes argileux ou argilo-gréseux (Ordovicien supérieur) et des argiles gypseuses (argiles à graptolites du Gothlandien), d'où un relief plus dégagé et plus ouvert (dans le sud et le Sud-est), dominé par d'étroites crêtes calcaires peu élevées d'âge d'Dévonien (figure 4) [7].

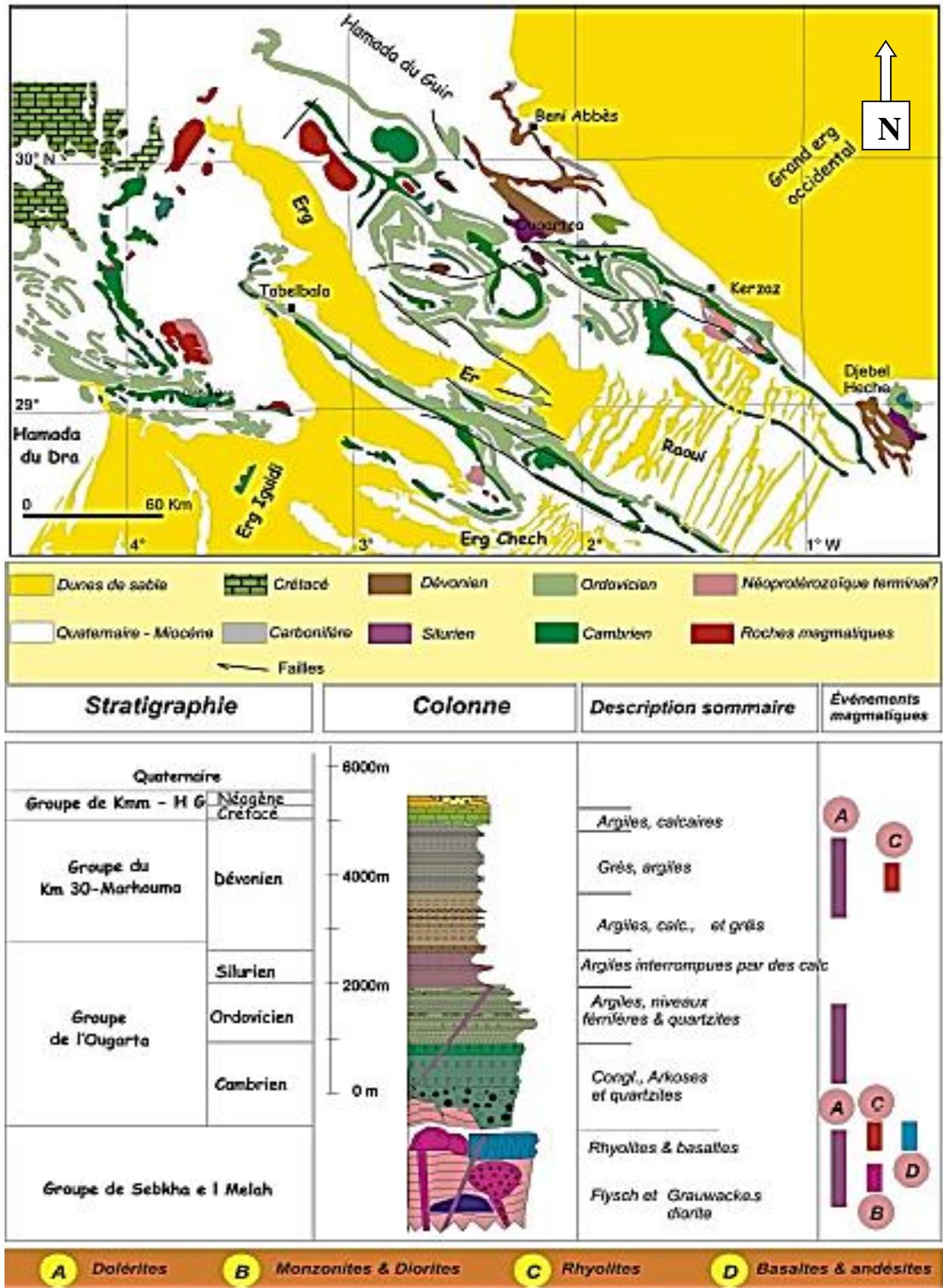


Figure 4. Carte géologique et Colonne lithostratigraphique des monts de l’Ougarta et événements géologiques majeurs [10].

La stratigraphie de la région se présente comme suit :

A. Quaternaire

Le cycle érosion-sédimentation régi par des variations climatiques pluviales arides se développent durant le Quaternaire (figure5). Ce cycle a donné, en contrebas de la Hamada du Guir, des formations quaternaires accumulées par le cours de la Saoura où les spécialistes du Quaternaire (Alimen 1952 et Chavaillon 1972), ont distingué :

- Des terrasses anciennes (Pliocène - Villafranchien) formées d’une série détritique surmontée de conglomérats et de sables.
- Des terrasses moyennes (Pléistocène - Saourien) formées d’une série d’encroûtement surmontée par des sables fluvio-éoliens avec des passées marneuses qui correspondent à une sédimentation lacustre.
- Des Terrasses supérieures (Holocène) composées d’une alternance de sable et de graviers à stratification entrecroisée avec présence de sables alluvionnaires [8].

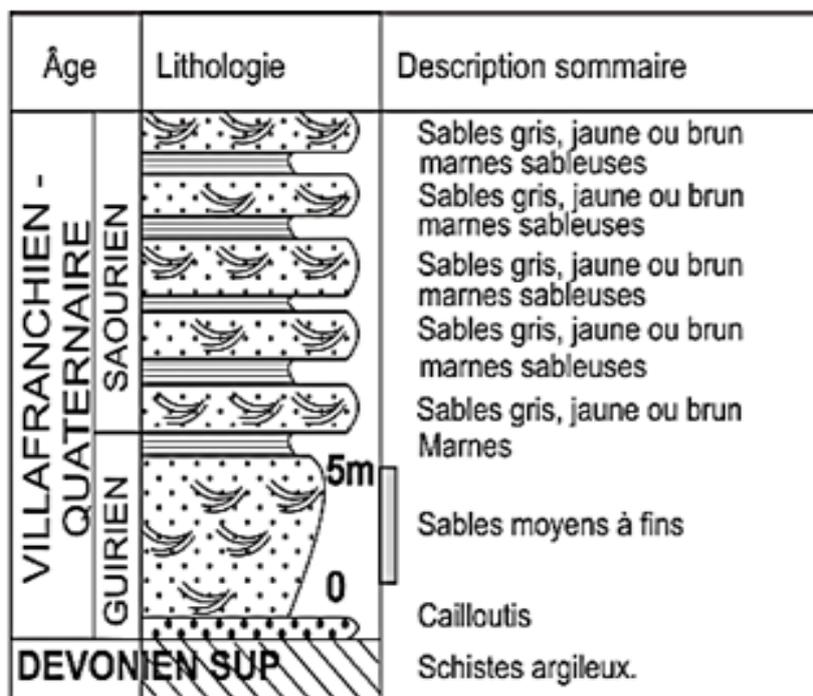


Figure 5. Colonne stratigraphique du Quaternaire [10].

B. Cénozoïque

B.1. Tertiaire

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 [4].

C. Mésozoïque

C.1. Crétacé

La zone de passage entre l'Anti-Atlas et les Monts d'Ougarta est connue sous le nom du plateau du Kem-Kem, constitué par des dépôts du crétacé. Ces terrains reposent en discordance angulaire sur différents termes du Paléozoïque, voire même le Protérozoïque. Elles coiffent des sables et argiles, dits ici «albiens», qui correspondraient au Continental Intercalaire. Au Sud-ouest des Kem-Kem, les couches du Djebel Berhil et de Gour Rouidane, sans fossiles, étaient considérées jusqu'ici comme crétacées [8].

D. Paléozoïque

D.1. Carbonifère :

C'est au Nord-Ouest du Sahara, dans la région de Bechar, que les formations sédimentaires déposées au Permo-Carbonifère sont les plus continues, les plus puissantes aussi.

Suivant les études de (ALIMAN et AL, 1959) et (MENCHEKOFF, 1952) on distingue :

- **Le carbonifère inférieur** : qui apparaissant dans la vallée de Saoura.
- **Le carbonifère supérieur** : ou les couches commencent à apparaître n'est connue que plus au nord dans la région de Béchar [6].

D.2. Dévonien

Le dévonien affleure au centre des dépressions synclinales et dans la vallée de la Saoura, il s'étend sur 3000 m environ. Il est subdivisé en quatre unités lithologiques suivant LEGRAND (1962-1977),

- **Dévonien inférieur**

Ces dépôts se subdivisent en cinq formations types, qui sont du haut vers le bas :

- Formation de Zeimlet : Elle fait partie de passage siluro-dévonien Elle, caractérisée par des argiles sableuses, verdâtres rares lentilles.
- Formation de Saheb El Djir : dans cette formation les minces bancs calcaires peuvent être très fossilifères.
- Formation des Grès de Dkhissa : déposée ensuite se signale dans la plaine comme une succession de petites crêtes basses formées de grès roux ou de calcaire, séparées par des dépressions d'argiles et de grès argileux en plaquettes.
- Formation de Teferguinite : Elle est essentiellement argilo-gréseuse barres calcaires bioclastiques principales [8].

- **Dévonien moyen**

Il est représenté par la majeure partie de la formation de Cheffar El Ahmar. Il est caractérisé par un ensemble argilo-calcaire à quelques minces passées gréseuses [6].

- **Dévonien supérieur**

La plus grande partie de dévonien supérieur est représentée par la formation de Marhouma. Il est marqué à sa base par un ensemble Marno-calcaire à goniatites pyriteuses, surmonté par une épaisse série argileuse (environ 850m) à intercalation de bancs centimétriques de calcaires noduleux [6].

D.3. Silurien

Il est connu sous le nom de formation de l'Oued Ali. Il affleure dans la région de Zeghamra -Ougarta, dans la région de Tabelbala et dans le synclinal d'Erg Chebbi. Le Silurien se caractérise par l'avancée de la mer à grapholites.

Il est représenté par des schistes noirs et de dépôts argilo-carbonatés, dont l'épaisseur varie de 1000 m à 1250m [8].

D.4. Ordovicien

Ces dépôts se subdivisent en cinq formations types, définies dans la région d'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-Zeidy (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 siltstones, et des lentilles de calcaires gréseux. [4].

D. 5. Cambrien

Son épaisseur peut atteindre 900 à 1000 m. Il est représenté par trois formations, de bas en haut :

- Les conglomérats de Ben Tadjine.
- La formation des arkoses de Sabkhet El Melah.

- La formation des quartzites d'Ain-Néchéa [9].

E. Néoprotérozoïque

Le Néoprotérozoïque affleure dans :

- Le faisceau de la Saoura (Dans la Sebkhât El Mellah, Dans la structure de Boukhbaissat et Au Djebel Ben Touaris-Guettara).
- Le faisceau de la Daoura (Du Col Robert, De l'anticlinal de Hassi Bou-Laâdam, De l'Oued Damrane, Du Kahal Tabelbala) [9].

I.4.3. Tectonique

La tectonique Ougartienne est résumé comme suite :

➤ La tectonique plicative

Les monts de l'Ougarta présentent une structuration générale NW – SE, au sein de laquelle, nous distinguons classiquement trois mégastructures :

- L'anticlinorium du Kahal Tabelbala : qui 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.
- L'anticlinorium Ougartien ou Central : qui, sur le plan structural, il se caractérise par des bandes plus larges aux flancs raides (pendages de 30 à 35°). Ce système est compliqué par des failles plus transverses E-W à ENE-WSW.
- L'anticlinorium de Kerzaz : comporte les anticlinaux de la Sebkhâ El Melah, du Djebel Kahla et du Djebel Zeghamra. Les plis NW-SE sont serrés et, limités au NE par la grande faille bordière, séparant la chaîne de la plate-forme [10].

➤ La tectonique cassante

Trois systèmes de failles peuvent être distingués :

- 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. [4].

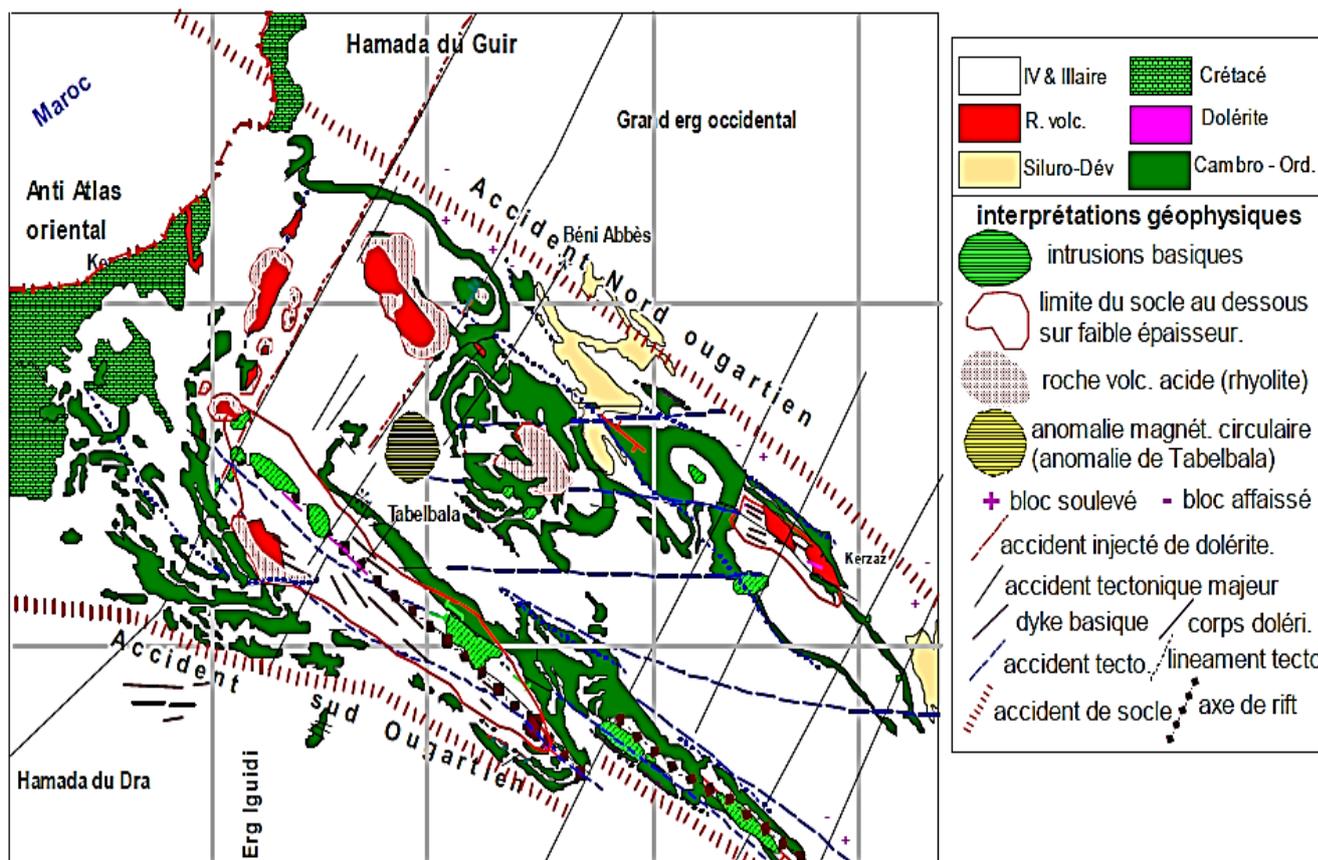


Figure 6. Esquisse structurale des monts de l'Ougarta (ORGM, 2000, inédite) [10].

I.5. Cadre géologique local

I.5.1. Stratigraphie

La stratigraphie locale se présente comme suit :

a. Le Protérozoïque

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

b. Le paléozoïque

b.1. Le Cambrien

- Formation de Hassi-Boulaadham (arkoses de la Sabkhet 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'argiles verdâtres et se terminent par des grès quartzeux. L'épaisseur de la formation est de 510 m.

- Formation de la Daoura (membre inférieur de la formation d'Ain En Néchéa) : 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 Néchéa) : 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 [4].

b.2. L'ordovicien (Foum Tineslem)

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 O-SO des anticlinaux de Draissa nord et de Draissa sud.

- Les formations méso-cénozoïques :

Les formations méso-cénozoïques sont représentées par :

- Les formations du crétacé supérieur : Caractérisent l'Ouest de la chaîne de l'Ougarta. Elles représentent la continuité Est des formations du plateau de Kem-Kem (jonction Anti-Atlas-Ougarta). Elles sont constituées par des dépôts carbonatés, gypsifères dont l'épaisseur est de 70m.
- Les formations de Néogène et de Quaternaire : Elles montrent une analogie avec celles décrites plus haut dans le reste de l'Ougarta [2].

I.6. Aperçu hydrogéologique

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

- **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.
- **L'Aquifère du Cambro – Ordovicien** : Dans la région de Draissa, cet aquifère est très mal connu et cela malgré la présence du forage de Boulaadham d'une profondeur de 120 mètres qui semble exploiter les eaux du cambrien. Son débit est de 2,1 L/s = 7,5m³/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.

- **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.
- **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 [4].

I.7. Hydrologie

Les ressources hydriques de la wilaya qui se situe au nord du versant méridional de l'atlas comprennent les bassins suivant : Bassin Oued Ghir-Saoura, Oued Zouzfana et Oued Namous. Dans la zone du gisement, les oueds et les nappes sont absents, c'est une région très aride. Il est très rare d'observer de l'eau dans l'encaissant, et les corps de minerai.

La seule eau est représentée par les précipitations atmosphériques, durant les mois de Mars et Avril. C'est pourquoi, du fait de l'absence de source d'eau dans le périmètre, cette dernière est transportée par citernes des puits ou réservoirs situé plus loin pour les besoins industriels et domestiques [11].

I.8. Réserves géologiques de gisement de baryte du Draïssa

I.8.1. Historique des travaux réalisés sur la région de Draïssa

- A partir de 1976, la SONAREM a entrepris des recherches systématiques dans la chaîne de l'Ougarta, qui se sont prolongées jusqu'en 1987.
- De 1976 à 1978, SONAREM, que revient le mérite de la reconnaissance, et des levés au 1/200 000, des feuilles Kerzaz et Ougarta.
- En 1979, SONAREM, réalisa des travaux de reconnaissance et de prospection (surface) de tous les filons du gîte de DRAÏSSA, à la suite desquels une carte détaillée du champ filonien a été dressée.
- En 1980, SONAREM, a entrepris la recherche systématique avec élaboration des cartes géologiques au 1/200 000, dont les feuilles : de Béni Abbès, Oglat Beraber, Hassi Chaamba, Ben Zohra, Oglat Mohamed et Hassi Ouled Said.
- En 1981 - 1983 SONAREM s'est chargé de l'inventaire des indices et points de minéralisations de cuivre, dont deux (02) zones perspectives ont été dégagées : Le massif néo protérozoïque du Damrane, et la structure anticlinale du Kahal Tabelbala.

- En 1987, SONAREM acheva les travaux de recherches systématiques de la feuille El-Kseibat avec : Etablissement d'une carte géologique au 1/200 000 ; Etude stratigraphique, lithologique et tectonique.
- En 1994 - 1998, SONAREM a entrepris la prospection indiciaire de la baryte dans la région de DRAÏSSA. Les ressources ont été estimées à 11 millions de tonnes de baryte.
- En 1999, dans le cadre de la recherche et de la prospection des polymétaux dans la feuille de H. Chaamba, l'ORGM réalisa des travaux d'échantillonnage et de sondage sur le filon D-1, dit « BRMA » du secteur « D ».
- 2002 : La SOMIBAR a acquis le titre minier par l'adjudication le 04 Juin 2002, le permis d'exploitation a été délivré le 27 septembre 2002.
- 2003 : Etude technico-économique faite par le bureau d'étude Techno-Mine.
- en 2004 : Une mission effectuée à DRAÏSSA - Tabelbala par la SOMIBAR.
- En 2005, des travaux d'exploration ont été réalisés par l'ORGM pour le compte de SOMIBAR [5].
- En 2012-2013, des travaux d'exploration ont été réalisées par l'ORGM, pour le compte de SOMIBAR. ces derniers ont porté sur l'évaluation des réserves dans les secteurs A, B, C et D [4].

I.6.2. Etat des réserves

D'après les nouveaux rapports de la société ALBARYTE qu'ont été réalisés par l'ORGM, les ressources globales qui recèlent les quatre secteurs constituant le gîte de DRAÏSSA toutes catégories confondues sont de **4 873 059.99** tonnes (tableau5).

Tableau 5. Récapitulation de ressources des quatre secteurs A, C, D, B (ORGM.2018).

Secteur	Ressources Mesurées	Ressources Indiquées	Ressources Présumées	Ressources totales par secteur
A	125 020.42	345 998.48	167 395.93	638 414.83
B	679 771.13	302 365.46	176 035.87	1 158 172.46
C	613 153.11	834 607.87	305 782.36	1 753 543.34
D	-	-	1 322 929.36	1 322 929.36
Ressources totales	4 873 059.99			

Conclusion

Sur la base de l'interprétation géologique, et avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce dernier. Les ressources globales des quatre secteurs A, C, D, B estimées en 2018 par ALBARYTE est de **4 873 059.99** tonnes.

CHAPITRE II

Travaux d'ouverture et d'exploitation du gisement

Introduction

Dans ce chapitre, nous allons proposer un modèle d'exploitation d'un tronçon de filon du gisement de Draïssa (Tronçon DIII/III). La proposition de la méthode d'exploitation la plus appropriée s'effectue après l'étude des différents facteurs de choix, et cela pour assurer l'accès et l'exploitation rationnelle à ciel ouvert du gisement.

II.1. Mode d'exploitation minière

Chaque mine constitue un cas particulier, les installations et les méthodes d'exploitation étant dictées par la nature et les caractéristiques du gisement, la situation géographique, les conditions géologiques ainsi que par des considérations d'ordre économique telles que les marchés existants et les possibilités de financement. L'étude de ces caractères conduira à définir un certain nombre de méthodes d'exploitation minière.

On peut distinguer deux modes d'exploitation :

- Exploitation à ciel ouvert.
- Exploitation souterraine.

On peut aussi faire une exploitation mixte dans certains cas particuliers.

II.1.1. Exploitation à ciel ouvert

On peut définir comme exploitation à ciel ouvert le mode d'exploitation qui consiste à exploiter le minerai depuis une excavation créée en surface après avoir enlevé les matériaux stériles qui le surmontent. Il concerne l'exploitation des gisements situés proches de la surface topographique (typiquement entre 0 à 400 m de profondeur). Dans ce type d'exploitation on distingue deux phases simultanées :

- Le décapage ou découverte.
- L'extraction du minerai.

Dans ce mode d'exploitation on distingue deux méthodes principales :

- Méthode d'exploitation en découverte : dans le cas de gisement stratiforme, peu profond et s'étend sur une grande surface horizontale).
- Méthode d'exploitation en fosse : Lorsque le gisement s'enfonce dans le sous-sol avec une extension latérale réduite [12].

L'exploitation à ciel ouvert présente de nombreux avantages par rapport au mode d'exploitation souterrain :

- Une plus grande sécurité
- visualisation complète du gisement exposé et perte de minerai négligeable.
- travail minimum de développement de la mine.
- réduction des coûts d'investissement et d'exploitation.
- une plus grande concentration des opérations.
- drainage facile des eaux.
- possibilité d'utilisation des engins lourds [13].

II.1.2. Exploitation souterraine

L'exploitation d'une mine souterraine consiste à exploiter le minerai depuis une excavation créée sous la surface du sol, en souterrain, sans avoir à enlever l'intégralité des matériaux stériles qui le surmontent. Généralement utilisé pour les gisements profonds. Ou bien pour récupérer la minéralisation des gisements filoniens qui se trouve en profondeur [12].

Les principales méthodes d'exploitation qui peuvent être appliquées pour les filons sont :

- Méthode d'exploitation par chambres magasins.
- Méthode d'exploitation par chambres vides.
- Méthode d'exploitation par sous niveaux abattus.
- Méthode d'exploitation par chambres boisées charpentées.
- Méthode d'exploitation par chambres foudroyées.
- Méthode d'exploitation par chambres remblayées.
- Méthode d'exploitation par chambres et piliers.
- Méthode d'exploitation par longues tailles [14].

Le choix entre les différentes techniques d'exploitation souterraine est conditionné principalement par la géologie au sens large et notamment par :

- Géométrie du corps minéralisé (couche, amas, filon, subhorizontal, Sub-vertical, épais, mince, profondeur).
- Compétence du minerai (friable, résistant).
- Nature de l'encaissant et sa délimitation avec le minerai (épentes franches avec coupe argileuse, épente diffuses) [12].

II.2. Conditions d'exploitation du gisement

II.2.1. Minéralisation et structure du gîte de baryte du secteur D

Les minéralisations du gîte de draissa sont encaissées essentiellement dans les formations géologiques quartzitiques, gréseuses et gréso-argileuses du cambrien moyen. Les filons représentent le type de remplissage le plus répandu. Ils s'étendent sur plusieurs kilomètres et remplissant les plans de failles de direction NE-SW.

Le filon D est caractérisé par une minéralisation hydrothermale de type filonien liée aux accidents tectoniques disjonctifs multidirectionnels à remplissage de quartz, quartez-baryte et baryte accompagnée par des oxydes de fer et de manganèse [4].

II.2.2. Caractéristiques morphologique du filon DIII

Le filon DIII est caractérisé par une puissance très variable, elle est variée de 1.50 à 22,5m dans les parties gonflées surtout dans sa partie centrale au niveau Tronçon IV (épaisseur moyenne est de 4.65 m). Les épaisseurs les plus intéressantes sont concentrées au niveau des tronçons DIII-III et DIII-IV.

Le pendage de filon DIII est Sub-Vertical (75° - 85°), Il est ramifié en deux branches aux extrémités, centrale (DIII/II) et occidentale (DIII/III). Le toit du filon est souvent marqué par une salbande argileuse et la minéralisation a été reconnue jusqu'à une profondeur moyenne de 120 m (S22-12).

Le tronçon DIII-III s'étend sur une extension discontinue vers le Nord-Est du tronçon DIII-IV (environ 700 m) [4].

Les coordonnées de ses limites sont les suivantes (tableau.6) :

Tableau 6. Coordonnées des extrémités de tronçon DIII-III [4].

Points	X(m)	Y (m)
A	391 300	3 297 200
B	391 600	3 297 500

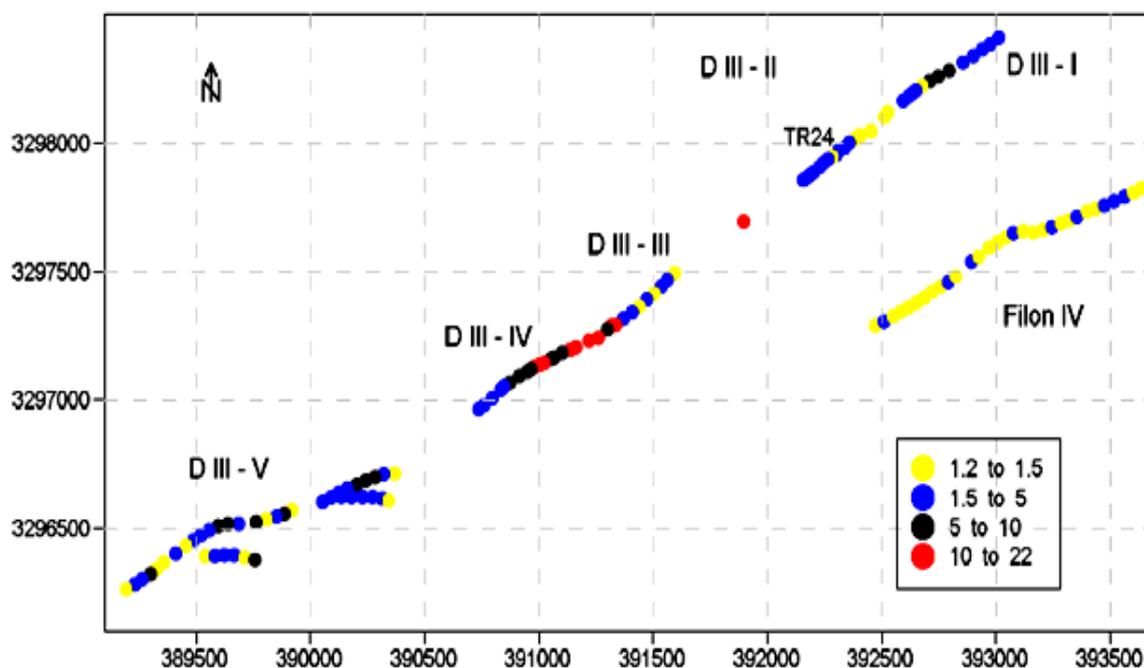


Figure 7. Répartition en surface des épaisseurs de tronçons de filon DIII (ORGM 2018).

II.3.3. Ressources géologique

Les ressources géologiques globales de secteur D s'élèvent à 1 322 929.36 tonnes à 62.75% de Ba SO₄ et 27.29% de SiO₂.

Le filon DIII est prospecté en surface par cent huit (108) tranchées creusées tous les 40m et par trente-sept (37) sondage et le tronçon DIII/III a été reconnu par les tranchées TR24, TR26, TR27, TR28, TR29. Les tranchées effectuées à une maille adéquate et leur creusement s'est effectué correctement suivant une longueur et une profondeur adéquate. Elles sont également bien identifiées sur le terrain [4].

II.3.4. Rapport de découverte

Le rapport de découverte est le taux entre la quantité de stérile dans un tonne de minerai extraite simultanément dans un projet ou phase d'exploitation. Ce rapport apparaît comme une caractéristique moyenne réalisée à un stade d'exploitation ou réalisée à partir de ce stade.

Lorsque le gisement est stratiforme ou subhorizontal et ayant un recouvrement superficiel (ou mort terrain), on parle de taux de recouvrement ou de découverte. Le rapport de découverte dépend de la morphologie du gisement et de la profondeur [4].

Mathématiquement, le rapport de découverte est défini par :

$$R_d = \frac{V_s}{V_m}$$

Avec :

R_d : Rapport de découverte.

V_s : Volume de stérile extrait ou excavé.

V_m : Volume du minerai extrait.

Le rapport de découverte peut être exprimé :

- Soit en m^3/m^3 , on parle du taux de découverte volumétrique.
- Soit en t/t, on parle du taux de découverte pondérale.
- Soit en m^3/t , on parle du rapport de découverte qui représente le cubage du stérile excavé pour extraire une tonne de minerai [15].

$$R_d = \frac{47847,375}{22782,90}$$

$$R_d = 2,10 m^3/m^3$$

II.3.5. Profondeur limite

Suivant l'étude de faisabilité réalisée par ALBARYTE et dans les conditions économiques actuelles, La méthode d'extraction et la profondeur limite des blocs du filon DIII à ciel ouvert seront déterminé en fonction des épaisseurs comme le montre le tableau ci-après (tableau7) :

Tableau 7. Profondeur limite de filon DIII en fonction de l'épaisseur moyenne [4].

Epaisseur moyenne (m)	Hauteur des gradins (m)	Profondeur visée (m)
9-26	5	40
5-9	5	15
<5	5	5

II.3.6. Conditions technico-minières

II.3.6.1. Régime de travail

Le régime de travail arrêté pour l'ensemble des postes de la carrière est comme suit :

- Nombre d'heures de travail par poste08heures/poste (7heures effective).
- Nombre de postes par jour01postes/jour.
- Nombre de jours ouvrables par an220jours/an.
- Nombre de jours ouvrables par semaine.....05jours/semaine.

II.3.6.2. Capacité de production

➤ Capacité annuelle de production (P_a)

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 150000 tonnes par an sur la base d'un taux de récupération de 50% tel que réalisé à l'unité de Ain Mimoun actuellement en exploitation.

➤ Production mensuelle (P_m)

$$\text{➤ } P_m = \frac{P_a}{N_m} ; (\text{tonnes/mois}) \quad [\text{II. 1}]$$

N_m : Nombre de mois de travail dans une année ($N_m = 11$ mois).

$$P_m = \frac{150000}{11}$$

$$P_m = 13636,364 \text{ tonnes/mois.}$$

• Volume nécessaire de la production mensuelle :

$$V_m = \frac{P_m}{\gamma} ; (\text{m}^3/\text{mois}) \quad [\text{II. 2}]$$

γ : densité absolu ($\gamma = 3,8$).

$$V_m = \frac{13636,364}{3,8}$$

$$V_m = 3588,52 \text{ m}^3/\text{mois} .$$

➤ Production journalière (P_j)

$$P_j = \frac{P_a}{N_{j/\text{an}}} ; (\text{tonnes/jour}) \quad [\text{II. 3}]$$

P_a : Production annuelle ($P_a = 150000$ tonnes).

$N_{j/an}$: Nombre des jours ouvrable par an ($N_{j/an} = 220$ jours).

$$P_j = \frac{150000}{220}$$

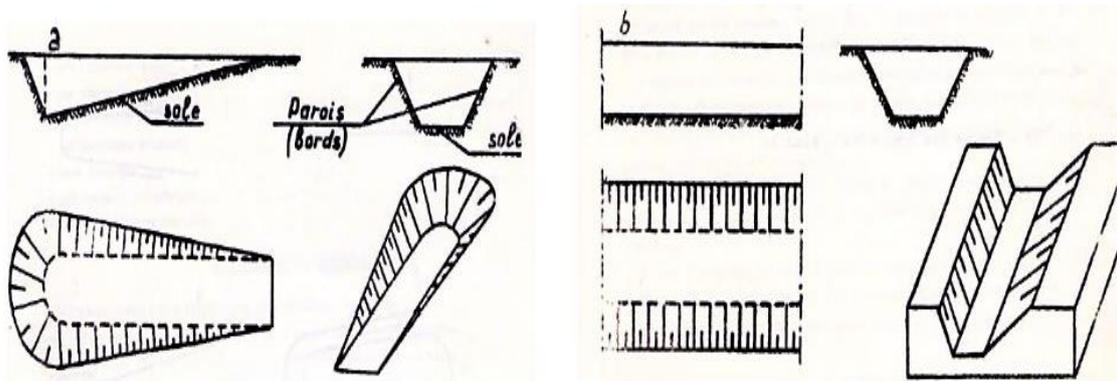
$$P_j = 681,82 \text{ tonnes/jour.}$$

II.3. Mode d'ouverture

L'ouverture des gisements dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert se fait généralement par tranchées. La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et de profondeur, de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure est dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentes, horizontales, pentes et horizontale ensuite [5].

On classifié les tranchées selon leur destination :

- Les tranchées principales qui donnent l'accès au gisement (figure 8.a).
- Les tranchées de découpage qui préparent le champ de carrière à l'exploitation, autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation (figure 8.b) [6].



a-Tranchée d'accès (pentée).

b-Tranchée de découpage (horizontale).

Figure 8. Type et disposition des tranchées [15].

Les tranchées d'accès peuvent être :

- **Tranchées extérieures** : sont creusées à partir de la surface du sol en dehors du champ de la carrière jusqu'à la limite de ce dernier au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elle donne accès (figure 9.a).

- **Tranchées intérieurs** : sont employées pour la découverte des champs d'exploitation plus profonds. Elles sont creusées suivant la limite de la carrière à partir de la surface du sol ou à partir de l'horizon précédemment découvert jusqu'au niveau de la plateforme de travail de l'horizon auquel elle donne accès (figure 9.b) [6].

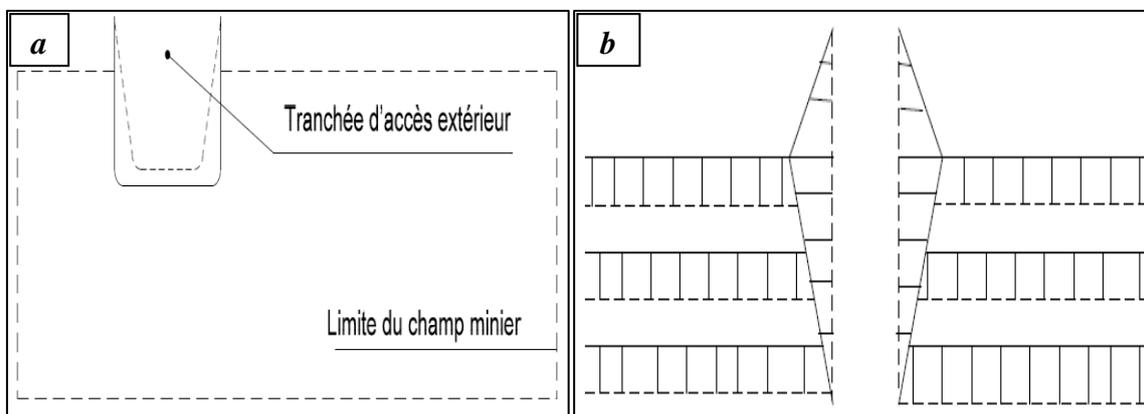


Figure 9. Types des tranchées d'accès [15].

II.3.1. Facteurs de choix de mode d'ouverture

L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants :

- Réserves exploitables du gisement et des dimensions du champ de carrière.
- Relief de la surface du sol.
- Propriétés physiques et mécaniques des roches à exploiter (densité, dureté, résistance à la compression et à la traction, déformation...).
- La méthode d'exploitation à prévoir.
- La production annuelle planifiée par la carrière.
- Type et caractéristiques d'engins adoptés.
- Caractéristiques géologiques et hydrogéologiques du gisement.
- Facteurs économiques (correspond au délai d'entrée en production, délai d'ouverture influe considérablement sur le prix de revient du minerai extrait) [5].

II.3.2. Mode d'ouverture du gisement de Draïssa

D'après les conditions géologiques et morphologiques du gisement de Draïssa à savoir le pendage des filons qui est environ 75° , leur faible puissance (puissance moyenne = 4,5) et la profondeur de gisement en prendre en considération les exigences économiques de creusement des tranchées et le mode de transport utilisé (transport par camions), le mode d'ouverture le plus approprié est l'ouverture par tranchée d'accès intérieure commune droite (figure 10).

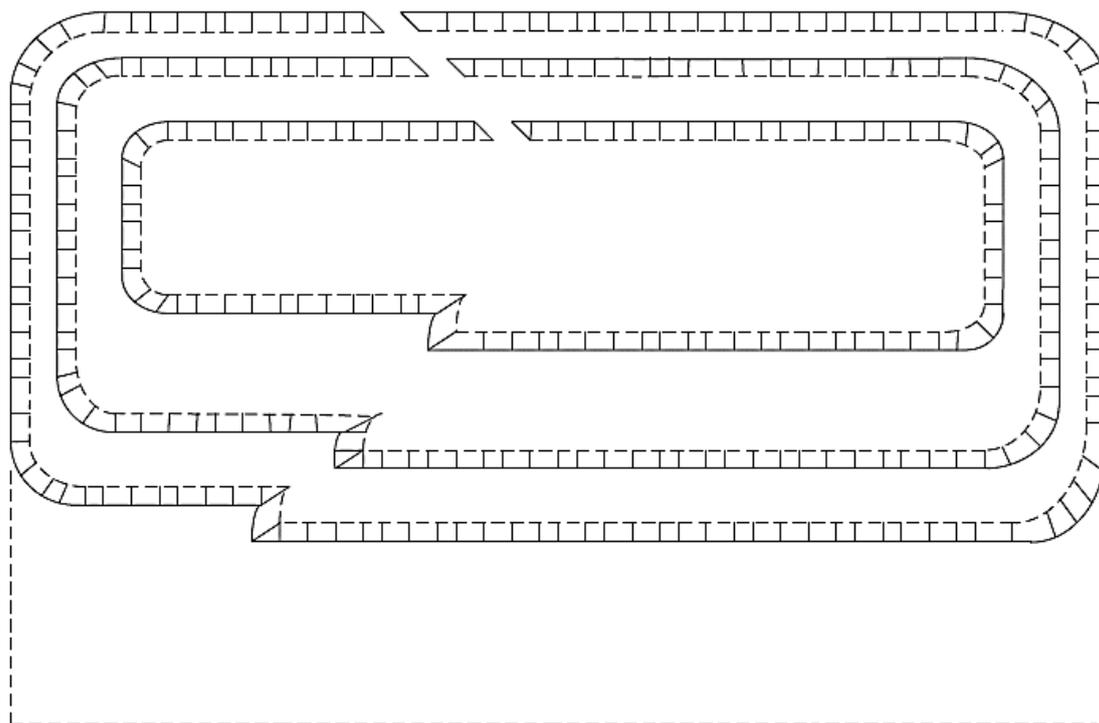


Figure 10. Schéma d'ouverture par tranchée intérieure commune droite [15].

II.3.3. Travaux d'accès et d'ouverture du gisement de Draïssa

Les travaux d'ouverture d'une exploitation à ciel ouvert comprennent des travaux de découverte qui sont l'ensemble des processus de dégagement et du déplacement des roches stériles recouvrant la substance utile et les travaux d'accès par la construction de la piste principale (tranchée d'accès), ensuite les travaux de découpage (travaux préparatoires) du gisement en différents horizons de travail .

II.3.3.1. 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.

Une phase préliminaire consiste à dégager le volume des roches encaissantes (quartzite) afin de pouvoir entamer l'extraction de la baryte. Compte tenu de la nécessité de faire la découverte au moyen d'explosif.

L'accès au tronçon sera à partir d'une piste déjà existante par la suite sera élargie et approfondie. Le produit extrait sera chargé en feuille par pelle afin de réduire la largeur du plat de forme inférieur (fond de la mine), et par la suite le produit sera transporté en dehors de la plateforme de la fosse.

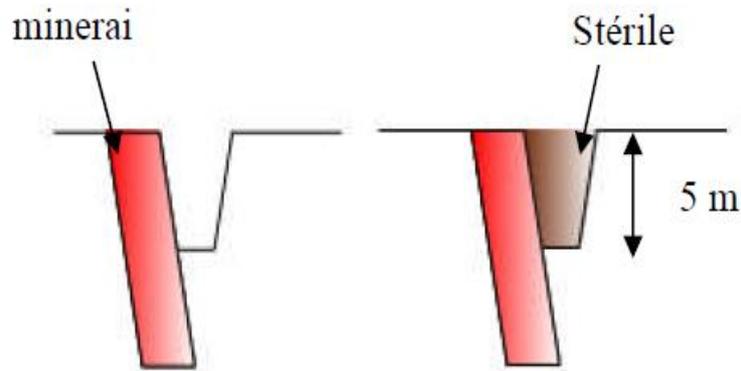


Figure 11. Schéma de Découverte à 5m de profondeur.

II.3.3.2. 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.

Dans notre cas la circulation sera sur deux voies pour la piste principale et a une seule voie pour les pistes secondaires. Donc la largeur de la piste peut être déterminée d'après les formules suivantes :

- **1^{er} Cas** : Circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

$$T = a + (2 \times c) ; (m) \quad \text{[II.4]}$$

a : largeur de la benne du camion, (a = 2,5m), (Voir annexe III.1).

C : largeur de la bande de sécurité (m).

$$c = 0.5 + 0.005 \times V$$

V : Vitesse moyenne de circulation (V = 25km/h).

$$c = 0.5 + 0.005 \times 25$$

$$c = 0.625m.$$

Donc :

$$T = 2,5 + (2 \times 0,625)$$

$$\mathbf{T = 3.75m.}$$

- **2^{eme} Cas** : Circulation à double voie (pour la piste principale)

$$T = 2 \times (a + c) + X + r ; (m) \quad \text{[II.5]}$$

a : largeur de la benne du camion, (a = 2,5m).

c : largeur de la bande de sécurité (c = 0,625m).

r : largeur de la rigole d'évacuation d'eau ($r = 0.4\text{m}$).

X : Distance entre les bennes des camions :

$$X = 2 \times c$$

$$X = 2 \times 0,625$$

$$X = 1,25 \text{ m.}$$

$$T = 2 \times (2,5 + 0,625) + 1,25 + 0,4$$

$$\mathbf{T = 7,90 \text{ m.}}$$

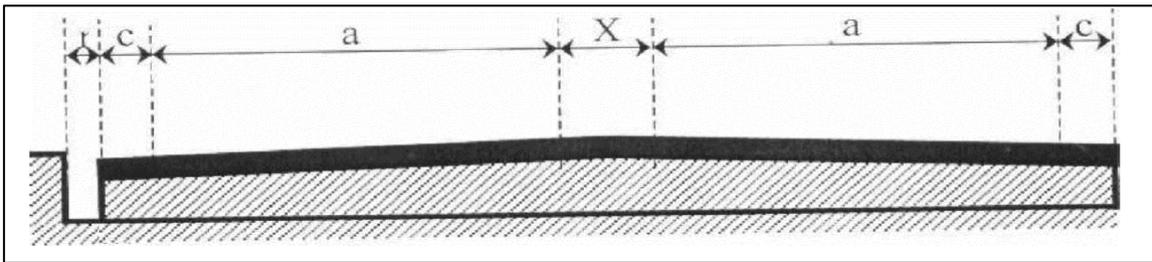


Figure 12. Schéma de la largeur de la piste principale (double voie) [26].

b- Pente de la piste

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 le secteur D à la nationale N50.



Figure 13. Piste de la piste principale de secteur D [image 'Google earth' modifiée].

II.4. Méthode d'exploitation

Une méthode d'exploitation à ciel est une succession de réalisation des travaux miniers à ciel ouvert assurant d'extraction de la substance utile en qualité bien réglée et qualifiée dans les conditions rationnelles de l'exploitation des gisements.

Cette classification basée sur la morphologie de gisement, l'angle de pendage et la déposition par rapport au relief. Delà on distingue trois types:

- **Méthode par fosse emboîtée** : Également connue sous le nom d'extraction par excavation globale, elle est utilisée pour extraire du minerai encaissé dans de roches dures, disséminées ou en veines profondes avec une extension latérale réduite. Il est utilisé pour les gisements sous forme, filoniens et de couches à forte pente.
- **Méthode par découverte** : Appelée aussi « tranchées successives », elle est réservée pour l'exploitation des gisements subhorizontaux ou en plateaux, peu profond ayant grands entendus [1].

II.4.1. Choix de la méthode d'exploitation à ciel ouvert

Pour pouvoir choisir la méthode la plus adéquate pour notre exploitation, nous allons chercher au début les caractères généraux ensuite les caractères particuliers.

➤ Caractères généraux :

- Nature du dépôt (sédimentaire ou métallifère).
- Disposition dans le sol.
- Morphologie du gisement.
- Densité des veines minéralisées.
- Accidents tectoniques.
- Dimension et puissance du gisement.
- L'hydrographie.

➤ Caractères particuliers :

- Pour le minerai :
 - La composition minéralogique (nature, richesse, propreté, humidité).
 - Disposition dans le sol.
 - Epaisseur, profondeur, pendage, régularité, dureté.

- Pour le stérile :
 - Composition, qualité, dureté, solidité vis-à-vis des pressions et des mouvements développés les travaux d'extraction [7].

II.4.2. Méthode d'exploitation du gisement de Draïssa :

D'après la nature du relief (relativement plat) et les caractéristiques de notre gisement à savoir leur forme (filonienne), pendage (75°) et leur épaisseur (2 à 15m) ainsi que l'extension du gisement et la nature de l'encaissant (quartz), la méthode d'exploitation la plus appropriée est celle en fosse avec des gradins de 5m jusqu'à une profondeur de 15m. La largeur du fond de carrière sera d'environ de 15m et l'angle du talus des bords de la fosse ultime sera environ de 75° .

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 devra égale la puissance du filon (forme d'une tranchée), et ceci a fin de réduire le rapport de recouvrement.

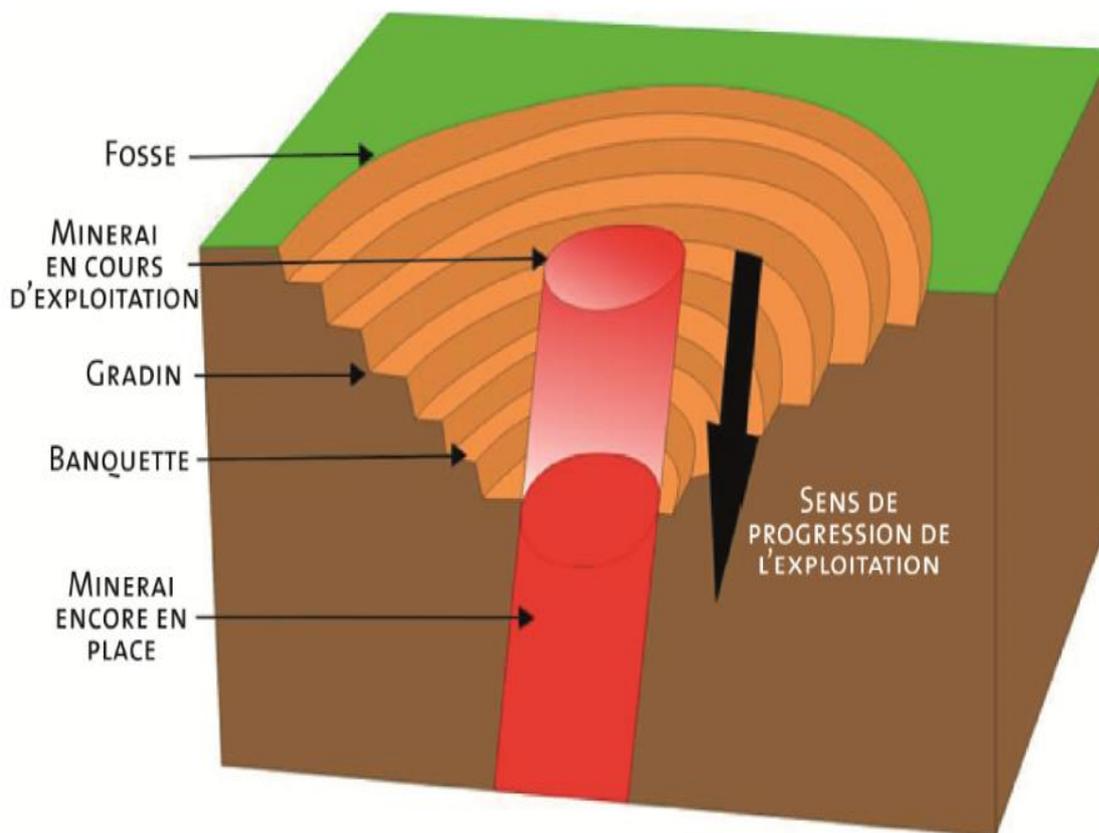


Figure 14. Méthode d'exploitation par fosses emboîtées [12].

II.4.3. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert

Chaque système d'exploitation a des éléments révérenciels communs, qui sont :

- Le gradin;
- Le front des travaux du gradin et de la carrière;
- La plate forme de travail;
- Les paramètres du plan de tir [4].

II.4.3.1. Gradins

C'est un élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert représentant une partie des morts terrains ou du gisement enlevée de manière autonome et qui est desservi par des moyens de transport qui lui sont propres.

Un gradin est composé de trois faces, deux horizontales nommées mur (face horizontale inférieure) et toit (face horizontale supérieure), et une face inclinée appelée le talus de gradin.

La hauteur moyenne des gradins est généralement d'environ 10 à 12 m (en Algérie, la hauteur maximale autorisée est de 15m). Leur largeur varie en fonction de la taille de l'équipement employé. Toutefois, dans le théorique, le banc devrait être raisonnablement large pour accueillir les manœuvres des engins d'excavation et de transport [5].

On peut diviser les gradins suivant leur fonction en deux principaux types :

- Les gradins de travail : situé sur le bord exploitable
- Les gradins inactifs : établis sur le bord exploitable (en cours d'exploitation), tandis que les gradins inactifs sont les vestiges des gradins de travail laissés en place pour maintenir la stabilité de la pente de la fosse (Hustrulid et al. 2013).

Chaque gradin a deux surfaces dégagées (Le front d'attaque et le talus du gradin) .Les gradins sont et caractérisé par :

- La hauteur.
- Le talus.
- L'angle du talus du gradin.
- Arête inférieure et supérieure du gradin [4].

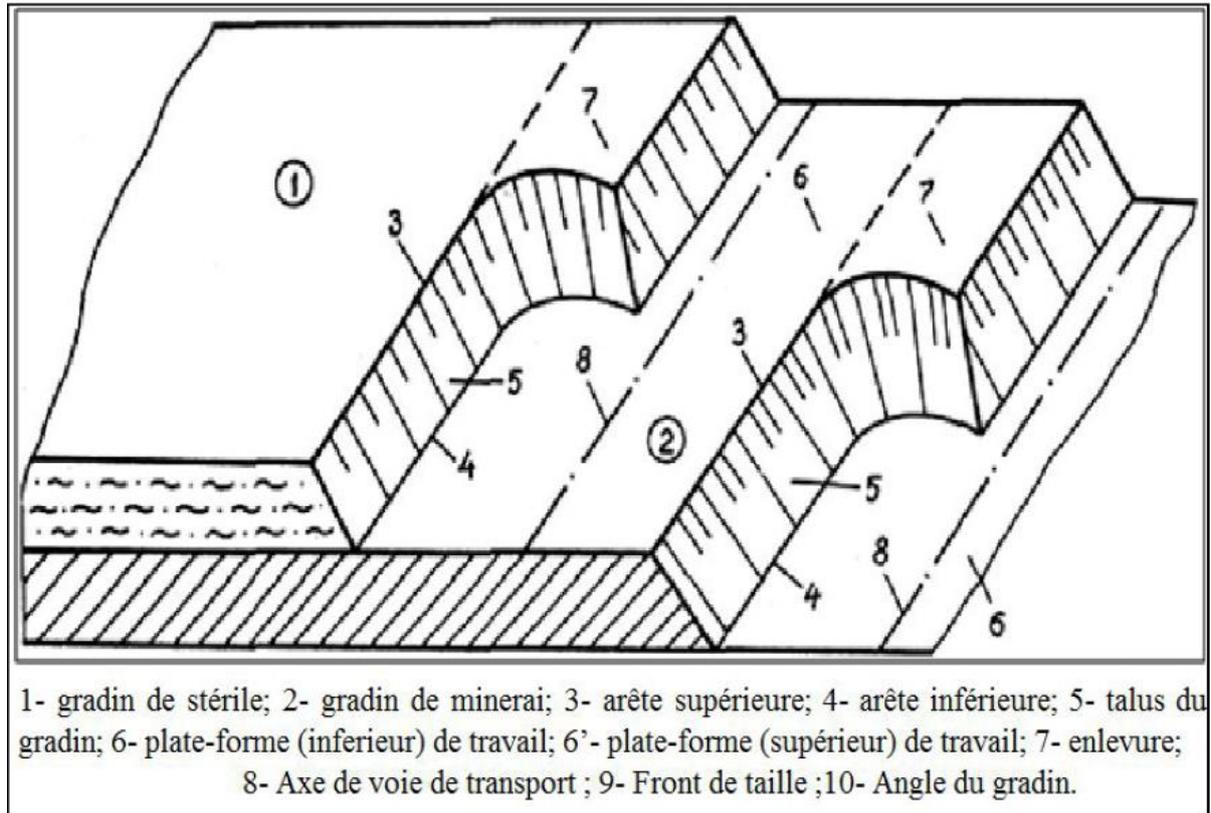


Figure 15. Eléments géométriques et technologique d'un gradin [13].

➤ La hauteur de gradin

La hauteur de gradin est déterminée en fonction des facteurs suivants :

- caractéristiques physico-mécaniques des roches (minerai et l'encaissante).
- Nature et caractéristiques des engins utilisées et leur capacité.
- Règles générales de sécurité.
- Production annuelle [5].

D'une façon générale la hauteur du gradin est déterminée par la formule suivante:

- roche tendre : $H_g \leq H_{cmax}$
- roche dure: $H_g \leq 1.5 \times H_{cmax}$.

Dans le cas de notre gisement la hauteur de gradin est choisi en fonction des caractéristiques d'engin de chargement proposé (inférieur au profondeur de chargement maximale) et en tenant compte de la profondeur final visée (15m), pour cela la hauteur de gradin égale a 5m ($H_g = 5m$).

➤ **L'angle de talus du gradin**

Il dépend des paramètres physico -mécaniques de la roche et des engins miniers. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 80° et 90°. Dans le cas de notre gisement nous allons prendre un angle de talus ($\alpha = 85^\circ$).

II.4.3.2. Plate-forme de travail

Lorsque l'abattage se fait à l'explosif, la largeur minimale de la plateforme de travail est donnée par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + B_a + C + T + Z ; (m) \quad \text{[II.6]}$$

A : Largeur de l'enlevure en massif (m).

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure (m).

B_a: Largeur de la bande auxiliaire (m).

C : Distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport(m).

T : Largeur de la voie de transport (m).

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement (m).

Dans notre cas d'exploitation des filons minces et afin de réduire le rapport de découverte, l'opération de chargement se fait en feuille dans ce cas-là, la largeur minimale de la plateforme de travail est donnée par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + Z ; (m) \quad \text{[II.7]}$$

➤ **Largeur de l'enlevure en massif (A) :**

$$A = W + (n - 1) \times b ; (m) \quad \text{[II.8]}$$

W : ligne de moindre résistance (W= 2,12m), (voire chapitre 3).

n : Nombre de rangées (n = 1 rangée).

b : Distance entre 2 rangées successives (b = 0).

$$A = 2,12 + (1 - 1) \times 0$$

$$\mathbf{A = 2,12m.}$$

➤ **Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure (X) :**

$$X = A \times \left(2 \times K_f \times \frac{H_g}{H_t} - 1 \right) ; (m) \quad \text{[II.9]}$$

K_f: Coefficient de foisonnement des roches (K_f =1.4 par rapport à notre gisement).

H_g : Hauteur du gradin ($H_g = 5\text{m}$).

H_t : Hauteur du tas $((0.5 - 0.8) \times H_g)$ (m).

$$H_t = 4 \text{ m.}$$

Alors :

$$X = 2,12 \times (2 \times 1,4 \times \frac{5}{4} - 1)$$

$$\mathbf{X = 5,30\text{m.}}$$

➤ **Largeur du prisme éventuel d'éboulement (Z) :**

$$Z = H_g \times (\cotg \alpha - \cotg \Phi) ; (\text{m}) \quad [\text{II.10}]$$

Φ : l'angle de talus de gradin en liquidation ($60^\circ - 70^\circ$), on prendre ($\alpha = 70^\circ$).

α : l'angle de talus de gradin en exploitation (85°).

H_g : La hauteur du gradin de la roche abattue (5 m).

$$Z = 5 \times (\cotg 70 - \cotg 85).$$

$$\mathbf{Z = 1,38 \text{ m.}}$$

Donc la largeur minimale de la plate-forme de travail est :

$$L_{pt} = 2,12 + 5,30 + 1,38$$

$$\mathbf{L_{pt} = 8,80\text{m.}}$$

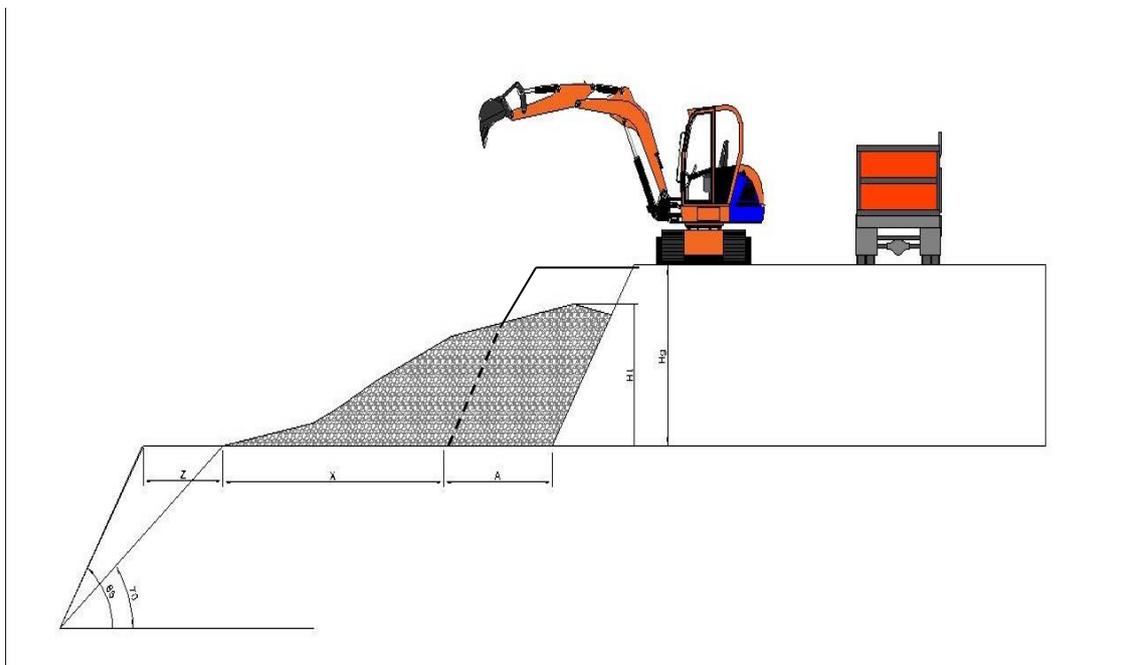


Figure 16. Schéma de la plate-forme de travail dans le cas de chargement en feuille
[AutoCAD].

Remarque : La largeur du fond de la mine (plat de forme du font) sera égale la puissance du filon.

II.4.3.2. Déplacement du front

Le front de travail peut se déplacer parallèlement, en éventail ou radialement.

- Le déplacement parallèle la progression de tous les points du front se fait avec une même vitesse. Les gradins sont exploités par enlevures de même largeur. Est pratiqué dans les gisements d'étendue considérable. Les outils de l'exploitation sont généralement des pelles en combinaison avec transport par camions, convoyeurs ou par train.
- Le déplacement du front en éventail est appliqué également lorsqu'on ouvre le gisement par tranchée spirale. Le déplacement radial est caractérisé par la variation de l'étendue du front de travail à chaque gradin durant toute la période de l'exploitation de la mine ou carrière. On l'emploie pour les gisements pentes, de faible étendue afin de réduire le volume des travaux d'ouverture et de préparation [6].

Dans notre cas, le déplacement de front sera en parallèle à la direction de filon.

II.5. Technologie d'exploitation du gisement

- La méthode d'exploitation sera projetée par fosse (en feuille) avec des gradins de 5 mètre.
- Le tronçon DIII/III est subdivisé en trois zones d'exploitation suivant leur puissance (plan d'exploitation), pour cela, l'exploitation sera entamée par un seul gradin d'une hauteur de 5 m dans la zone 3 dont la puissance du gisement ne dépasse pas 3m, alors que la zone 2 d'une puissance entre 5 et 7 m sera exploitée par deux gradins à 10 m de profondeur et la zone 3 d'une puissance atteint 10 ou plus dans certaines endroit de tronçon sera exploitée par 3 gradins jusqu'à une profondeur de 15 m (profondeur final) (Voire annexe I.1).
- Les travaux d'exploitation pour la roche dure sont réalisés de façon discontinue: 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.
- la foration sera réalisée par un chariot de foration pneumatique.

- Le tir sera en bouchon et le plan de tir se fait par une seule rangée pour le minerai. Chaque trou comportera une charge de pied composé de Gélanit II et une charge de colonne en Anfomil. Le tout surmonté d'un bourrage. L'amorçage sera latéral fait au cordeau détonant de 12 g /m.
- Le minerai est extrait en fouille par pelles rétros et transporté par camions vers la zone de stockage.

Conclusion

D'après les conditions topographiques, géologiques et économiques, la méthode d'exploitation la plus appropriée pour notre gisement est celle en fosse avec des gradins de 5m jusqu'à une profondeur de 15m. L'accès et l'ouverture de gisement sera réalisé par tranchées d'accès intérieurs droits.

CHAPITRE III

Travaux d'abattage

Introduction

L'opération d'abattage de roche devrait être conduite de manière optimale afin d'obtenir une granulométrie qui optimisera les opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport, Concassage et broyage) et joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le cout global de production.

Ce chapitre sera consacré, à la description des processus d'abattage à l'explosif et une étude sur les explosifs et les différents paramètres de plan de tir proposé pour l'abattage de gisement de draissa.

III.1. Explosifs

On appelle explosif une combinaison chimique qui sous l'action d'une impulsion extérieure (réchauffement, étincelles, chocs), est apte à exploser, c'est-à-dire pouvant se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de gaz capables de produire un travail mécanique et engendrant dans le milieu environnant des ondes de choc.

La décomposition d'explosif donne naissance à deux actions différentes et complémentaires :

- Une onde de choc : effet de choc, brisance (On dit que l'explosif est brisant).
- Un dégagement d'un grand volume de gaz à très haute température : effet de poussée (On parle d'explosif poussant (ou lent)).

Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes :

- combustion simple.
- déflagration.
- détonation.

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

- La nature de l'explosif et sa sensibilité à l'amorçage.
- Son confinement [19].

III.1.1. Catégories des explosifs

III.1.1.1. Classification suivant la vitesse de transformation de la matière

La puissance d'un explosif est proportionnelle à la vitesse de détonation, dans laquelle cette décomposition se produit. Elle détermine le régime normal de la décomposition de l'explosif, ce qui permet de classer les explosifs en deux catégories :

- **Explosifs déflagrant** : La déflagration de la substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans la matière. La vitesse de décomposition est relativement lente et comprise entre 10 et 400 m/s [20].
- **Explosifs détonant** : Lors de la détonation, la décomposition de la substance explosive est rapide et il y a naissance d'une onde de choc. La vitesse de décomposition est dans ce cas comprise entre 2000 et 9000 m/s. La détonation d'un explosif engendre un choc et une poussée utilisés principalement dans les travaux d'abattage et de démolition [20].

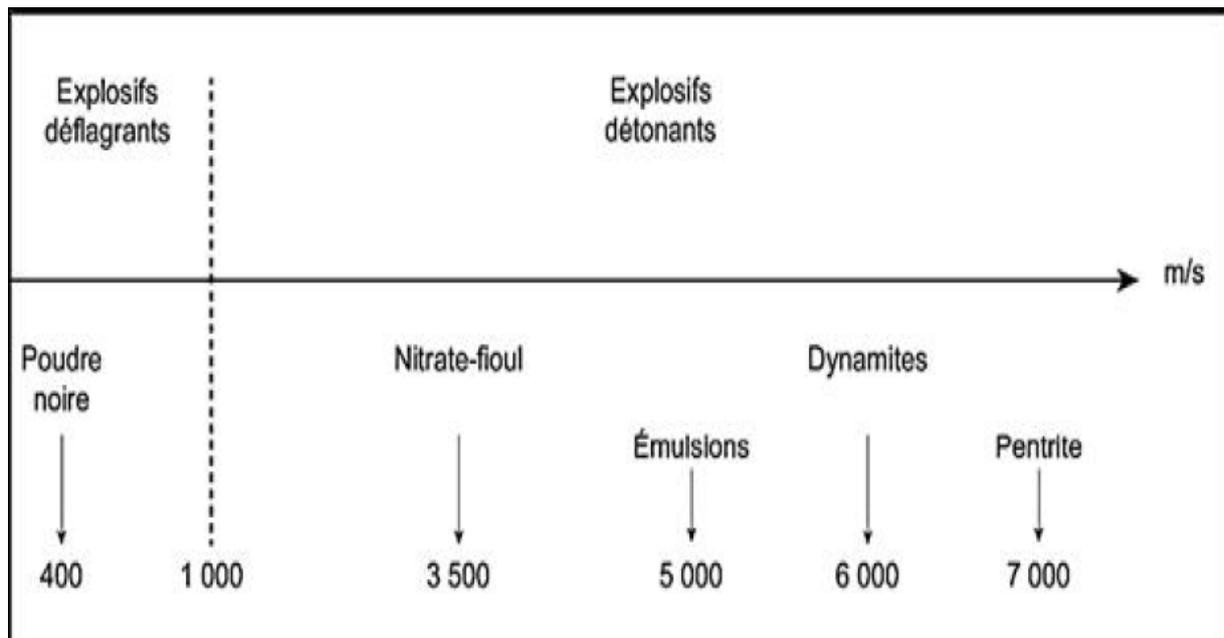


Figure 17. Schéma des catégories d'explosives suivant la vitesse de détonation [19].

III.1.1.2. Classification suivant la sensibilité de la substance explosive

- **Les explosifs primaires** : très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc, Leur vitesse de détonation est de l'ordre de 5000 m/s, Leur rôle est de provoquer la détonation des explosifs secondaires.

- **Les explosifs secondaires** : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif (explosif primaire). Ils sont disposés, dans toute chaîne explosive, à la suite d'un explosif primaire. Leur vitesse de détonation varie entre 2000 et 9000 m/s, Ils prennent le régime de la détonation sous l'action initiale de cet explosif primaire [19].

III.1.2. Critères de choix d'explosif

L'explosif sera essentiellement choisi en fonction :

- Les caractéristiques mécaniques de roches (dureté).
- conditions climatiques (humidité, chaleur) et présence d'eau.
- les objectifs technico-économiques.
- les propriétés des explosifs.
- les objectifs de fragmentation [26].

III.1.3. Types et caractéristiques des explosifs produit en Algérie

Tous explosifs commercialisés en Algérie sont des produits d'ONEX, ou elle produit une gamme variée de différentes propriétés.

III.1.3.1. Explosifs gélatineux

De consistance gélatineuse contenant beaucoup d'huile explosive, ils ne sont pas sensibles à l'eau et conviennent pour les travaux d'abattages des roches dures telles que le calcaire cristallin, les grès durs et les granites.

Parmi lesquels on distingue :

- Geonit.
- Gelanit I, Gelanit II, Gelanit III [21].

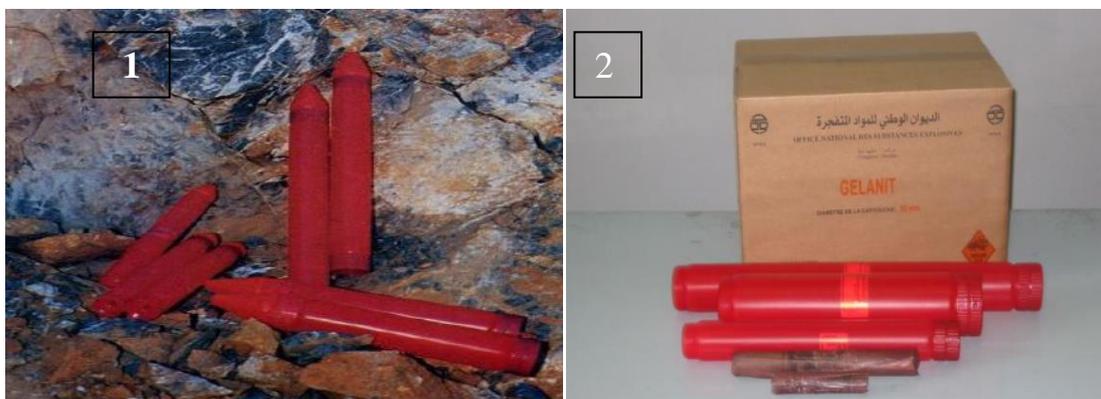


Figure 18. Les explosifs gélatineux (1: Geonit, 2: Gelanit) [21].

III.1.3.2. Dynamites

Les dynamites contiennent de 10 à 90 % de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et dinitroglycol, composant qui assure la qualité antigel de la dynamite. La nitroglycérine est très sensible au choc et à la friction et sont à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine [22].

III.1.3.3. Explosifs pulvérulent

De consistance poudreuse ne contenant pas ou très peu d'huile explosive, ils sont Hygroscopiques. Ils sont recommandés pour les roches tendres à mi-dures. On distingue :

- Marmanit I.
- Marmanit II.
- Marmanit III [21].



Figure 19. Marmanit [21].

III.1.3.4. Les nitrates fuels (ANFO)

Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et des travaux à ciel ouvert.



Figure 20. ANFO [21].

III.1.3.5. Les émulsions

Les émulsions sont des mélanges de deux liquides : du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile, l'ensemble étant stabilisé par des tensioactifs [22].

Tableau 8. Caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX [21].

Désignations	Densité g/Cm^3	Vitesse de détonation m/s	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	1.4 - 1.5	4000 - 6000	Excellent	Roches dures et humides
Nitrate fuels (Anfomil)	0.85	3000 - 4000	Faible	Roches de dureté moyennes et tendres
Emulsions	1.2 – 1.5	4000 - 5000	Excellent	Roches dures et humides
Explosifs gélatineux	1.4 – 1.45	5000 - 6000	Bonne	roches tendres à mi-dures
Explosifs pulvérulent	0.9 – 1	3000 - 4000	Médiocre	roches dures

A partir de critères de choix de type d'explosifs 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 les caractéristiques de la roche (la baryte est moyennement dure) et les conditions climatiques (climat saharienne), on peut choisir deux types d'explosifs suivants :

➤ **Marmanit III :**

Pour la charge de fond avec :

- Diamètre de cartouche de 65 mm.
- Longueur de cartouche est 0,53 m.
- Poids de cartouche est 2,5 kg.
- Type de cartouche est gaine plastique.

➤ **Anfomil :**

- En vrac dans des sacs de 25 kg chacun (voir Annexe III).

III.1.4. Les accessoires de tir

- **Exploseur**

C'est un Appareil électrique ou électromécanique destiné à fournir de l'énergie électrique en vue d'alimenter des détonateurs électriques [23].



Figure 21. Différent types d'exploseurs [23].

- **Détonateurs**

Par définition c'est Dispositif utilisé pour faire détoner une charge explosive, y compris une amorce, Leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif [23].

Les détonateurs sont classés selon leur temps de réaction à l'impulsion électrique en :

- Détonateurs électriques instantanés (D.E.I).
- Détonateurs électriques à retard (D.E.R).
- Détonateurs électriques Micro-Retard (D.M.R).

Pour notre plan de tir on utilise le détonateur Micro-Retard (D.M.R).



Figure 22. Détonateurs électriques Micro-Retard DMR [23].

- **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 [23].

Dans notre plan de tir, on choisit le cordeau détonant de type « Onacord 1 », qui est disponible à l'ONEX, ses caractéristiques sont :

- Nature : cordeau détonant 12 gr.
- Couleur : rouge.
- Etanchéité à l'eau : très bonne.
- Vitesse de détonation : 6500 m/s (voir Annexe II).



Figure 23. Cordeau détonant [23].

- **Fil de tir**

Fil(s) raccordant une source d'énergie électrique à un circuit comprenant des détonateurs électriques.

Dans notre plan de tir, on utilise le fil électrique produit par L'ONEX de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm². Sa résistance pour 100 m est de 6,1 Ω .



Figure 24. Fil de tir [23].

III.2. Conception des plans de tir

La conception d'un plan de tir, correspond à la définition de la géométrie de foration, du chargement des mines et des délais d'initiation. Fondamentalement, elle consiste à assurer:

- **Le fonctionnement normal des charges** : pour leur offrir une surface libre et un volume de dégagement adaptés.
- **Le fonctionnement correct des produits** : en évitant les problèmes de désensibilisation de l'explosif (incapacité à s'amorcer).
- **La sécurité de fonctionnement de la totalité du tir** : le fonctionnement théorique des produits explosifs et de chaque charge, dans les conditions d'amorçage données, ne garantit pas le fonctionnement de la totalité du tir mis en œuvre [24].

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de :

- Définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts.
- Caractériser le massif (la résistance de la roche et la fracturation).
- Connaître la disponibilité des matériels en amont du tir pour la foration, ainsi qu'à en aval, (chargement, transport et l'ouverture du concasseur primaire).
- Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles (énergie, résistance à l'eau,...).
- Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussière) [25].

III.3. Paramètres d'un plan de tir

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

Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de tire, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers ont 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.

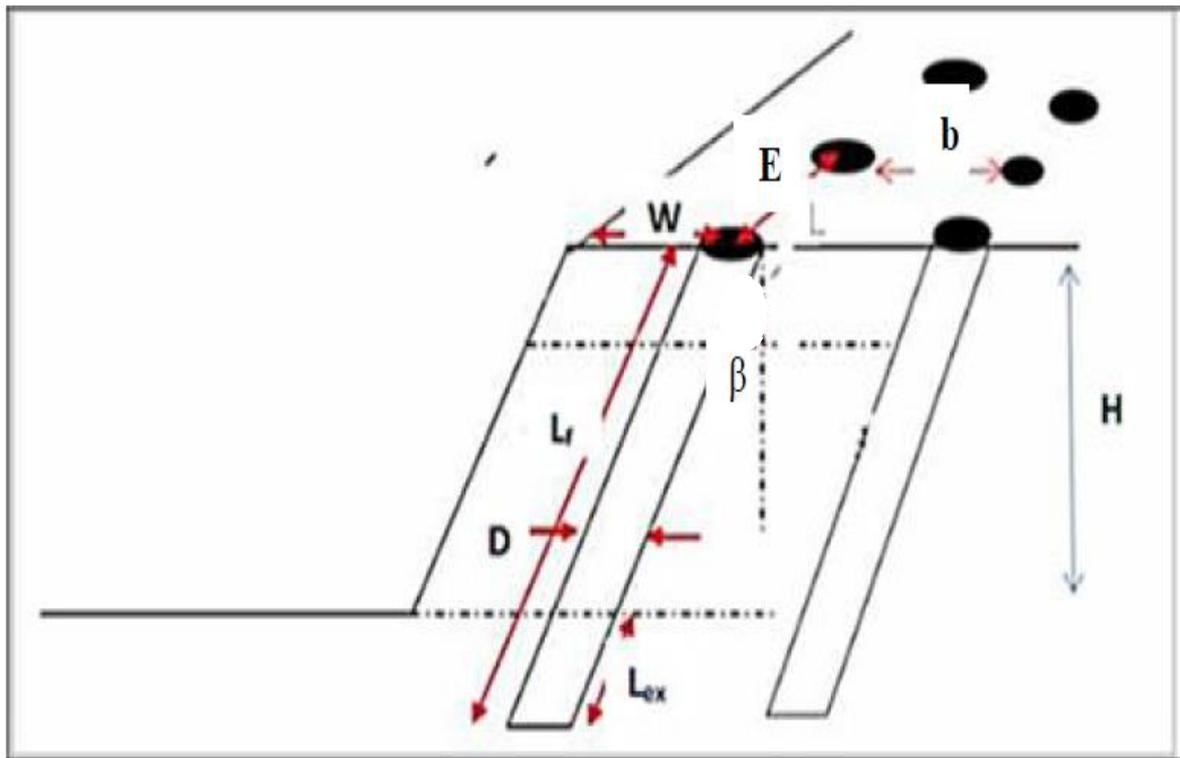


Figure 25. Schéma générale montrant les différents paramètres du plan de tir [25].

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

- La hauteur du gradin (H_g).
- La longueur du trou (L_{tr}).
- La sous-foration (L_{ex}).
- La ligne de moindre résistance (W).
- Le diamètre du trou (D_{tr}).
- La distance entre les trous dans une rangée (a).
- La distance entre les rangées (b).
- La qualité et quantité de la charge.
- L'ordre de mise à feu des charges (amorçage).

III.3.1. Diamètre du trou (D_{tr})

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 sensiblement celui du taillant de forage et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant et traitement de minerai.

Dans notre travail le diamètre du trou est choisi selon la capacité de godet de l'engin de chargement et donné par la formule suivante :

$$D_{tr} = 0,32 \times C ; (m) \quad \text{[III. 1]}$$

C : Granulométrie optimale des morceaux abattus après le tir :

$$C = 0.17 \times \sqrt[3]{E}$$

E : Capacité de godet de la pelle ($E=2,8m^3$), (voire annexe 2).

$$C = 0.17 \times \sqrt[3]{2,8}$$

$$C = 0,24m.$$

Donc :

$$D_{tr} = 0.32 \times 0,24$$

$$\mathbf{D_{tr} = 0,076m = 76mm.}$$

III.3.2. Longueur d'excès de forage (L_s)

$$L_s = [10 : 15] \times D_{tr} ; (m) \quad \text{[III. 2]}$$

10 : pour les roches a tirabilité facile et moyenne.

15 : pour les roches a tirabilité difficile.

$$L_s = 10 \times 0,072$$

$$\mathbf{L_s = 0,76m.}$$

III.3.3. Longueur de trou (L_{tr})

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\sin \alpha} + L_s ; (m) \quad \text{[III. 3]}$$

H_g : Hauteur de gradin ($H_g = 5m$).

α : Angle d'inclinaison de trou ($\alpha = 85^\circ$).

$$L_{tr} = \frac{5}{\sin 85} + 0,76$$

$$\mathbf{L_{tr} = 5,78m.}$$

III.3.4. Consommation spécifique de l'explosif (q)

$$q = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} ; (g/m^3) \quad \text{[III. 4]}$$

q_{et} : Consommation spécifique étalon.

$$q_{et} = 0,02 \times (R_c + R_{tr} + R_d) + 2 \times \rho ; (g/m^3) \quad \text{[III. 5]}$$

R_c : Résistance a la compression.

$$R_c = 100 \times f$$

f : dureté de la roche (f = 3,5).

$$R_c = 100 \times 3,5$$

$$R_c = 350 \text{ KgF/cm}^2$$

R_{tr} : Résistance a la traction.

$$R_{tr} = [0,08 : 0,12] \times R_c$$

$$R_{tr} = 0,1 \times 350$$

$$R_{tr} = 35 \text{ KgF/cm}^2$$

R_d : Résistance au déplacement.

$$R_d = [0,2 : 0,33] \times R_c$$

$$R_{tr} = 0,265 \times 350$$

$$R_{tr} = 92,75 \text{ KgF/cm}^2$$

ρ : masse volumique ($\rho = 3,8 \text{ t/m}^3$)

$$q_{et} = 0,02 \times (350 + 35 + 92,75) + 2 \times 3,8$$

$$q_{et} = 17,16 \text{ g/m}^3.$$

Tableau 9. Classification des roches selon l'indice de tirabilité [28].

Classes	$q_{et} = (\text{g/m}^3)$	Type de tirabilité
I	≤ 10	facile
II	10,1÷20	Moyenne
III	20,1÷30	Difficile
IV	30,1÷40	Très difficile
V	40,1÷50	Exclusivement difficile

K_{ex} : Coefficient de conversion de l'explosif étalon utilisé.

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

A_{et} : Aptitude de travail de l'explosif étalon ($A_{et} = 360 \text{ cm}^3/10\text{g}$).

A_{ut} : Aptitude de travail de l'explosif utilisé :

$A_{anf} = 320 \text{ cm}^3/10\text{g}$ (Anfomil).

$A_{mar} = 360 \text{ cm}^3/10\text{g}$ (Marmanit III).

$$A_{ut} = \frac{320 \times 80 + 360 \times 20}{100}$$

$$A_{ut} = 328 \text{ cm}^3/10\text{g}.$$

Donc :

$$K_{ex} = \frac{360}{328}$$

$$K_{ex} = 1,09.$$

K_f : Coefficient tenant compte l'influence de la fissuration.

$$K_f = 1,2 \times l_m + 0,2$$

l_m : Distance moyenne entre deux fissures, pour notre cas elle est de 1m.

Tableau 10. Catégories de fissuration des roches [28].

catégorie	roches	Distance entre les fissures
I	Extrêmement fissurées	<0,1
II	Très fissurées	0,1-0,5
II	Fissuration moyenne	0,5-1,0
IV	Peu fissurées	1,0-1,5
V	Monolithe, non fissurées	>1,5

$$K_f = 1,2 \times 1 + 0,2$$

$$K_f = 1,4.$$

K_d : Coefficient tenant compte de degré de la fragmentation demandé.

$$K_d = \frac{0,5}{D_{max}}$$

D_{max} : Dimension maximale admissible du bloc sauté se détermine en fonction des paramètres des engins miniers. Dans notre cas se calcule d'après la station de concassage.

$$D_{max} = 0.8 \times B_{ou}$$

B_{ou} : Capacité de l'ouverture de la station de concassage primaire ($a = 450$ mm).

D'après les caractéristiques des concasseurs disponibles dans le marché et utilisés dans le mines de baryte de Boucaid et Ain-Mimoun en tenant compte de la capacité de production de concasseur par rapport a celle calculée, on propose l'utilisation d'un concasseur a mâchoire de marque KEFID et modèle YG938E69 avec une capacité d'ouverture 450mm et une production horaire 180t/h (Voire annexe III.4) .

$$D_{max} = 0.8 \times 0,45$$

$$D_{max} = 0.36m.$$

Donc :

$$K_d = \frac{0,5}{0,36}$$

$$K_d = 1,39.$$

K_c : Coefficient tenant compte de degré de la charge, dépende de la tirabilité de roche.

Tableau 11. Valeurs de K_c en fonction de la tirabilité de la roche [28].

Tirabilité de roche	Valeur de K_c
Tirabilité difficile	0,7-0,8
Tirabilité moyenne	0,85-0,9
Tirabilité Roche facile	0,95-1

Donc : $K_c = 0,9$.

K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence de volume de la roche a fragmenté par l'explosif.

$$\text{Si : } H_g > 15 \rightarrow K_v = \sqrt[3]{\frac{H_g}{15}}$$

$$\text{Si : } H_g < 15 \rightarrow K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_g}}$$

Dans notre cas : $H_g = 5 < 15$.

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{5}}$$

$$K_v = 1,44.$$

K_{sd} : Coefficient tenant compte de nombre de surfaces dégagées [28].

Nombre des surfaces libres	Valeur de K_{sd}
1	10
2	8
3	6
4	4
5	2
6	1

$$K_{sd} = 10$$

Donc :

$$q = 17,16 \times 1,09 \times 0,95 \times 1 \times 0,875 \times 1,44 \times 10$$

$$q = 471,73 \text{ g/m}^3 = 0,473 \text{ kg/m}^3.$$

III.3.5. Ligne de moindre résistance (W)

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q \times H_g \times P \times L_{tr}} - P}{2 \times m \times H_g \times q} ; (m) \quad [\text{III. 6}]$$

P : la capacité de charge métrique du trou.

$$P = \frac{\pi \times D_{tr}^2 \times \Delta}{4}$$

Δ : Densité moyenne de l'explosif.

$$\Delta = \frac{\Delta_1 \times 80 + \Delta_2 \times 20}{100}$$

Δ_1 : Densité de l'Anfomil (0,85 g/cm³).

Δ_2 : Densité de Marmanit III (0,95g/cm³).

Pourcentage de l'Anfomil (80 %).

Pourcentage de Marmanit III (20 %).

$$\Delta = \frac{0,85 \times 80 + 1,45 \times 20}{100}$$

$$\Delta = 0,87 \text{ t/m}^3 = 870 \text{ kg/m}^3$$

$$P = \frac{\pi \times 0,076^2 \times 870}{4}$$

$$P = 3,94 \text{ kg/m.}$$

m : Coefficient de rapprochement du trou.

$$m = 1,66 - 0,066 \times f$$

$$m = 1,66 - 0,066 \times 3,5$$

$$m = 1,43$$

q : consommation spécifique d'explosif ($q = 0,473 \text{ kg/m}^3$).

L_{tr} : Profondeur de trou ($L_t = 5,78\text{m}$).

$$W = \frac{\sqrt{3,94^2 + 4 \times 1,43 \times 0,473 \times 5 \times 3,94 \times 5,78} - 3,94}{2 \times 1,43 \times 5 \times 0,473}$$

$$W = 2,12\text{m.}$$

III.3.6. Espacement entre les trous (a)

$$a = m \times W ; (\text{m}) \quad \text{[III. 7]}$$

m : Coefficient de rapprochement du trou (m = 1,43).

W : Ligne de moindre résistance (W = 2,16).

$$a = 1,43 \times 2,12$$

$$a = 3,02\text{m.}$$

III.3.7. Quantité d'explosif dans un trou (Q_{ch})

$$Q_{ch} = q \times a \times W \times H_g ; (\text{kg/trou}) \quad \text{[III. 8]}$$

$$Q_{ch} = 0,473 \times 3,02 \times 2,12 \times 5$$

$$Q_{ch} = 15,14\text{kg/trou.}$$

III.3.8. Longueur de la charge dans un trou (L_{ch})

$$L_{ch} = \frac{Q_{ch}}{P} ; (\text{m}) \quad \text{[III. 9]}$$

$$L_{ch} = \frac{15,14}{3,94}$$

$$L_{ch} = 3,84\text{m.}$$

III.3.9. Longueur de bourrage (L_b)

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} ; (\text{m}) \quad \text{[III. 10]}$$

$$L_b = 5,78 - 3,84$$

$$L_b = 1,94\text{m.}$$

III.3.10. Volume du bloc (V_b)

$$V_b = \frac{P_{an}}{N_s \times N_{int}} ; (\text{m}^3) \quad \text{[III. 11]}$$

P_{an} : Production annuelle, ($P_{an} = 150000$ t/an).

N_s : Nombre des semaines ouvrables par an ($N_s = 44$ semaines),(voire chapitre 2).

N_{int} : Intervalle entre deux tirs successifs ($N_{int} = 1$, valeur aproximative).

$$V_b = \frac{150000}{44 \times 1}$$

$$V_b = 3409,09\text{m}^3.$$

III.3.11. Section de bloc abattue (S_b)

$$S_b = \frac{V_b}{H_g} ; (m^2) \quad [III. 12]$$

$$S_b = \frac{3409,09}{5}$$

$$S_b = 681,82m^2.$$

III.3.12. Largeur d'enlevure (bloc),(A)

$$A = W + (n - 1) \times b ; (m) \quad [III. 13]$$

W : ligne de moindre résistance (W= 2,12m).

n : Nombre de rangées (n = 1 rangée).

b : Distance entre deux rangées successives (négligeable).

$$A = 2,12 + (1 - 1)$$

$$A = 2,12m.$$

III.3.13. Longueur du bloc (L_{bl})

$$L_{bl} = \frac{S_b}{A} ; (m) \quad [III. 14]$$

$$L_{bl} = \frac{681,82}{2,12}$$

$$L_{bl} = 321,61m.$$

III.3.14. Volume des roches abattues par un trou (V_{tr})

$$V_{tr} = W \times a \times H_g ; (m^3) \quad [III. 15]$$

$$V_{tr} = 2,12 \times 3,02 \times 5$$

$$V_{tr} = 32,01m^3.$$

III.3.15. Nombre des trous dans un bloc (N_{tr})

$$N_{tr} = \frac{V_b}{V_{tr}} ; (\text{trou}) \quad [III. 16]$$

$$N_{tr} = \frac{3409,09}{32,01}$$

$$N_{tr} = 106 \text{ trou.}$$

III.3.16. Longueur total a foré dans un bloc (L_{tf})

$$L_{tf} = L_{tr} \times N_{tr} ; (m) \quad [III. 17]$$

$$L_{tf} = 5,78 \times 106$$

$$L_{tf} = 612,68m.$$

III.3.17. Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot})

$$Q_{tot} = Q_{ch} \times N_{tr}; (kg) \quad [III. 15]$$

$$Q_{tot} = 15,14 \times 106$$

$$Q_{tot} = 1604,84kg.$$

Conclusion

D'après les calculs, on a proposé l'exécution des travaux d'abattage dans cette partie comme suite : extraire une quantité de 3409,10 tonne avec la foration de 106 trous et l'utilisation deux types d'explosifs à cet effet qui sont (MARMANIT III, INFOMIL).

CHAPITRE IV

Dimensionnement de matériel

Introduction

Dimensionnement de matériels a un influence majeur sur les processus d'exploitation ainsi une meilleure marche de la production de la mine.

Dans ce chapitre on a essayé de proposer une variante d'engins de forage, chargement et transport à la base des conditions de notre gisement ainsi la détermination de ces différents paramètres.

IV.1. Matériel de forage

Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de :

- La nature et les caractéristiques de la roche (résistance à la compression, forabilité et abrasivité).
- La structure du massif (hétérogénéités et discontinuités).
- Diamètre de trou.
- Le type et caractéristiques d'engins disponibles.
- Les caractéristiques générales d'exploitation (granulométrie recherchée, objectif de production...).
- Les conditions topographiques et environnementales [16].

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 [16].

➤ Indice de forabilité

$$D_f = 0,007 \times (R_c + R_d) + 0,7 \times \rho$$

R_c : Résistance a la compression ($R_c = 350 \text{ KgF/cm}^2$).

R_d : Résistance au déplacement ($R_d = 92,75 \text{ KgF/cm}^2$).

ρ : Masse volumique ($\rho = 3,8 \text{ t/m}^3$).

$$D_f = 0,007 \times (350 + 92,75) + 0,7 \times 3,8$$

$$D_f = 5,76.$$

La classification de la forabilité des roches selon l'indice V.REJVSKY est présentée dans le Tableau suivant :

Tableau 12. Classification de la forabilité des roches [28].

Degré de forabilité	D_f	classes	Categories
Forabilité très facile	≤ 5	I	1,2,3,4,5
Forabilité facile	5,1-10	II	6,7,8,9,1,0
Forabilité moyenne	10,1-15	III	11,12,13,14,15
Forabilité difficile	15,1-20	IV	16,17,18,19,20
Forabilité très difficile	20,1-25	V	21,22,23,24,25

D'après la forabilité de la roche (forabilité facile) et le diamètre de trou calculé (72mm), le mode de forage le plus approprié au niveau de la mine de Draissa est celle roto percutant et d'après les caractéristiques de matériel de forage disponible dans le marché on propose l'utilisation 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 (voire Annexe III).

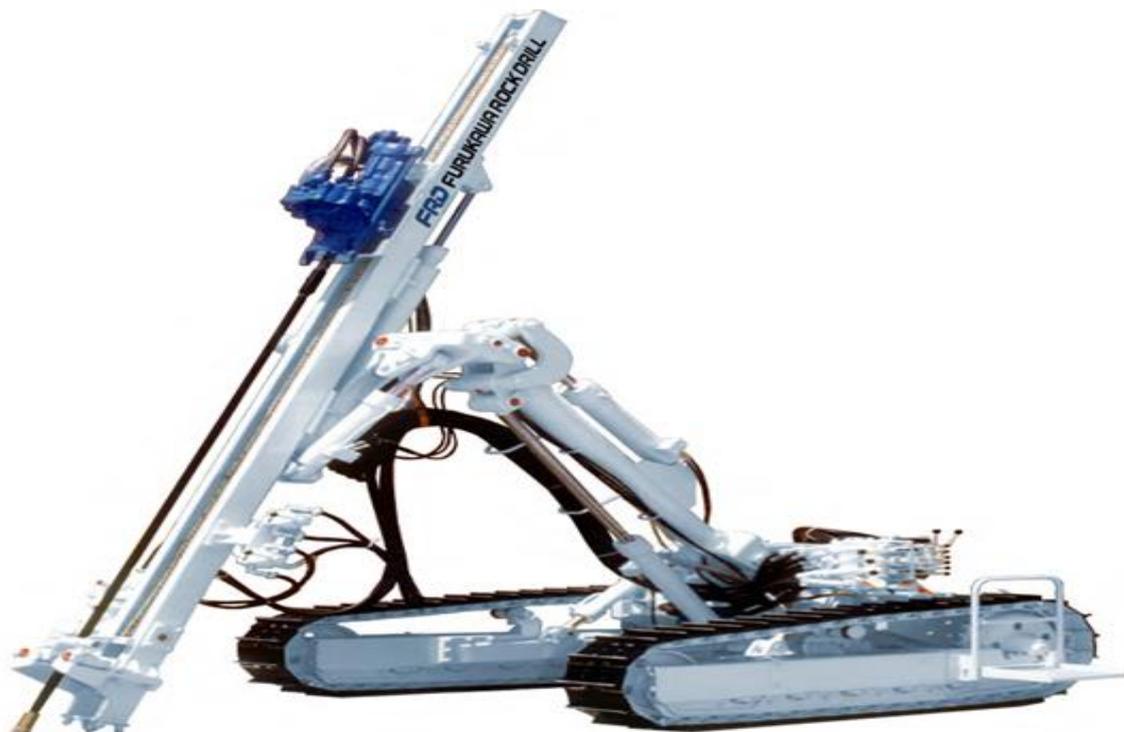


Figure 26. Chariot de foration pneumatique FRD FURKAWA PRC-200 DTH (FURKAWA groupe).

IV.1.1. Rendement de chariot de foration

Le rendement du chariot de foration est défini par le nombre des trous forés durant un poste de travail, qui est calculé par la formule suivante :

$$R_s = \frac{T \times K_u}{T_f} ; (\text{trou/post}) \quad [\text{IV. 1}]$$

R_s : Rendement de la chariot de forage (trou/poste).

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 du chariot de foration ($K_u = 0,85$).

T_f : Durée de réalisation d'un trou, (min).

Avec :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{V_a} ; (\text{min}) \quad [\text{IV. 2}]$$

L_{tr} : Longueur de trou de mine ($L_{tr} = 5,78\text{m}$).

V_a : Vitesse d'avancement.

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 est :

$$T_f = \frac{578}{22}$$

$$T_f = 26.27\text{mn.}$$

Donc :

$$R_s = \frac{7 \times 60 \times 0,85}{26,27}$$

$$R_s = 13 \text{ trou/post.}$$

IV.1.2. Nombre de chariots de foration nécessaire

Le nombre du chariot de foration nécessaire pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante :

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{R_s \times N_{P/j} \times N_{j/an} \times Q_{Tr}} ; (\text{chariot de forage}) \quad [\text{IV. 3}]$$

N_S : Nombre du chariot de foration.

P_a : Production annuelle, ($P_a = 150000$ t/an).

K_r : Coefficient de réserve du chariot de foration [1.2 – 1.25]. On prend ($K_r = 1.25$).

R_S : Rendement du chariot de foration ($R_S = 13$ trou/post).

$N_{P/j}$: Nombre de postes de travail par jour, (1 poste par jour).

$N_{j/an}$: Nombre de jours de travail du chariot de foration au cours de l'année ($N_{j/an} = 220$ jours).

Q_{Tr} : Quantité de la roche abattue par un trou ($Q_{tr} = Q_{tr} \times \rho = 121,64$ tonne/trou), (voire chapitre 3).

$$N_S = \frac{150000 \times 1,25}{13 \times 1 \times 220 \times 121,64}$$

$$N_S = 0,54 \approx 1 \text{ chariot de forage.}$$

Afin d'assurer la production souhaitée par l'entreprise, il est suffisant d'utiliser un seul chariot de foration.

IV.2. Matériel de chargement

Le chargement est une opération minière qui consiste à évacuer les déblais du front de taille vers un engin de transport.

Quelle que soit la méthode d'exploitation choisie, Le type d'engin d'extraction et de chargement est lié à :

- La quantité de matériau à extraire par poste,
- La nature de ces matériaux et
- Les caractéristiques géométriques de l'exploitation (hauteur de gradin, plate-forme de travail) [27].

Nous optons pour une pelle rétro car elle a une grande mobilité, et convient aux conditions du gisement de Draïssa par l'excellente manœuvrabilité (rayon de braquage, possibilité de monter les rampes assez forte). Dont la longueur de flèche supérieure à 5m et une capacité de godet égale ou supérieur à $2.8m^3$.

Pour assurer la production souhaitée par l'entreprise et suivant les caractéristiques des pelles disponible dans le marché, il est préférable d'utiliser une pelle rétro (CAT-GC 345)

avec une capacité de godet de $2.8m^3$, longueur de flèche 7m et longueur de bras 3,2m (voir Annexe III).



Figure 27. Pelle rétro CAT-GC 345 (BM-CAT Alegria).

IV.2.1. Capacité de godet de la pelle

Il est préférable d'utiliser une pelle retro avec une capacité de godet de $2.8m^3$.

IV.2.2. Rendement de la pelle

Le rendement d'une pelle est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps. Il dépend des facteurs suivants :

- Type de la chargeuse.
- Capacité du godet.
- Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée.
- Granulométrie des roches chargées.
- Schéma technologique du travail de la pelle.
- Type d'engin de transport et sa capacité de charge.
- La forme et les dimensions du chantier (plate-forme de travail).
- L'organisation des travaux de la pelle et de transport dans le chantier [27].

Le rendement est calculé par la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T_p \times K_u \times \rho}{t_c \times K_f} ; \text{ (tonnes/poste) } \quad [\text{IV. 4}]$$

V : Capacité du godet de la pelle retro ($V = 2.8\text{m}^3$).

K_r : Coefficient de remplissage du godet de la pelle ($K_r = 0.85$).

T_p : Durée d'un poste de travail ($T = 08$ heures avec une heure de pause).

K_u : Coefficient d'utilisation de la pelle durant un poste de travail ($K_u = 0.90$).

ρ : Masse volumique de la roche $\rho = 3,8 \text{ t/m}^3$.

K_f : Coefficient de foisonnement ($K_f = 1.4$).

t_c : Durée d'un cycle de chargement ($t_c = 40\text{s}$).

Avec :

$$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv}$$

$$t_c = 25 + 5 + 5 + 5$$

$$t_c = 40\text{s}.$$

t_r : Temps de remplissage du godet dans le tas ($t_r = 25 \text{ s}$).

t_{pc} : Temps de parcours de la pelle chargée vers le lieu de déchargement ($t_{pc} = 5 \text{ s}$).

t_d : Temps de déchargement du godet ($t_d = 5\text{s}$).

t_{pv} : Temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement ($t_{pv} = 5\text{s}$).

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 2.8 \times 0,85 \times 7 \times 0,90 \times 3,8}{40 \times 1,4}$$

$$\mathbf{R_{ch} = 3662.82 \text{ tonne/poste.}}$$

IV.2.3. Nombre des godets nécessaire pour charger un camion

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

$$N_g = \frac{C_c \times K_f}{V \times K_r \times \rho} ; \text{ (godet) } \quad [\text{IV. 5}]$$

C_c : La capacité de la benne du camion ($C_c = 25 \text{ tonne}$).

K_f : Coefficient de foisonnement ($K_f = 1.4$).

V : Capacité du godet de la pelle retro ($V = 2.8m^3$).

K_r : Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ($K_r = 0.85$).

ρ : Masse volumique de la roche $\rho = 3,8 T/m^3$.

$$N_g = \frac{25 \times 1,4}{2,8 \times 0,85 \times 3,8}$$

$$N_g = 3.87 \approx 4 \text{ godet.}$$

IV.2.4. Durée de chargement d'un camion

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

$$T_{Ch} = t_c \times N_g ; (\text{second}) \quad [\text{IV. 6}]$$

t_c : Durée d'un cycle de chargement ($t_c = 40s$).

N_g : Nombre de godets nécessaires pour le chargement d'un camion ($N_g = 4\text{godets}$).

$$T_{Ch} = 40 \times 4$$

$$T_{Ch} = 160s = 2.6 \text{ minutes.}$$

IV.2.5. Nombre des pelles nécessaire

$$N_{ch} = \frac{P_a}{R_{ch} \times N_{P/j} \times N_{j/an}} ; (\text{pelle}) \quad [\text{IV. 7}]$$

P_a : Production annuelle, ($P_a = 150000 t/an$).

R_{ch} : Rendement de la pelle ($R_{ch} = 3662.82 t/poste$).

$N_{P/j}$: Nombre de postes de travail par jour, (1 poste par jour).

$N_{j/an}$: Nombre de jours de travail de la chargeuse au cours de l'année ($N_{j/an} = 220$ jours).

$$N_{ch} = \frac{150000}{3662,82 \times 1 \times 220}$$

$$N_{ch} = 0,19 \approx 1 \text{ pelle}$$

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

IV.3. Matériel de transport

Le but principal du transport dans la carrière est le déplacement des stériles et de calcaire jusqu'au niveau de la trémie de réception des installations de traitement et la mise a terril.

Le choix d'engins de transport se définit à partir des paramètres suivantes :

- La nature et dureté de matériaux à extraire.
- La production à assurer.
- les conditions économiques générales.
- La méthode d'exploitation adoptée.
- La distance de transport.
- Les dimensions et les caractéristiques des engins de transport [18].

D'après ces facteurs, on choisira des camions de petites dimensions (largeur minimale), résistant aux conditions sahariennes et en minimal dépense. Donc le transport au niveau de la mine sera assuré par des camions de type ASTRA HD9 avec une largeur maximale de 2,5 m et de capacité de charge de 25 tonnes (voir Annexe III).



Figure 28. Camion benne neuf ASTRA HD9 (ASTRA SPA-PIACENZA).

Remarque : si l'usine de traitement distant a une distance supérieur a (8 km), le transport par convoyeur sera le plus approprié.

IV.3.1. Rendement des camions

Le rendement d'un camion est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{3600 \times C_c \times T_p \times K_{Ch}}{t_c} ; \text{ (tonne/poste) } \quad [\text{IV. 8}]$$

C_c : Capacité de la benne du camion ($C_c = 25$ tonne).

T_p : Durée d'un poste de travail ($T_p = 8$ heures avec une heure de pause).

K_{Ch} : Coefficient de chargement du camion ($K_{Ch} = 0.85$).

t_c : Durée d'un cycle de transport.

$$t_c = t_{ch} + t_{tr} + t_{déch} + t_{mn}$$

t_{ch} : Temps de chargement du camion ($t_{ch} = 240$ s).

t_{tr} : Temps du trajet (en charge et à vide, $t_{tr} = 2468$ s = 41,13 minutes).

- La vitesse du camion à vide est de 90km /heure.
- La vitesse du camion en charge est de 25km/heure.

$t_{déch}$: Temps de déchargement du camion ($t_{déch} = 30$ s).

t_{mn} : Temps de manœuvre ($t_{mn} = 45$ s).

$$t_c = 240 + 2468 + 30 + 45 = 2783 \text{ s.}$$

Donc :

$$R_c = \frac{3600 \times 25 \times 7 \times 0,85}{2783}$$

$$R_c = 192.418 \text{ tonne/poste.}$$

IV.3.2. Nombre des camions nécessaires pour assurer la production

$$R_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c \times N_p} ; \text{ (camion) } \quad [\text{IV. 9}]$$

P_j : La production journalière ($P_j = 681,82$ t/j).

K_i : Le coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0,8 et 1,2). On prend $K_i = 1,1$.

R_c : Le rendement d'un camion ($R_c = 192.418$ t/poste).

N_p : Le nombre de poste par jour ($N_p = 1$ poste).

$$N_c = \frac{681,82 \times 1,1}{192.418 \times 1}$$

$$N_c = 2,44 \approx 3 \text{ camions.}$$

Il faut tenir en compte un camion en réserve pour garantir la production souhaitée, Donc il faut 4 camions pour la mine.

Conclusion

Dans la chaîne de production, le processus chargement et de transport dépend beaucoup plus du type et de rendement de matériel utilisé.

A cet effet, pour assurer la production nous avons préposé l'utilisation d'un chariot de foration pneumatique, une pelle rétro a longue flèche qui peut travailler en feuille et 3 camions de capacité de benne égale à 25 tonnes avec un largueur maximal de 2,5m ainsi une pelle et un camion de réserve.

CONCLUSION GENERALE

Conclusion générale

Le sujet présent a abordé les principales phases de l'exploitation d'un tronçon de filon DIII de la baryte de draissa, de son ouverture jusqu'à l'évacuation du produit en dehors de la fosse d'exploitation.

Toutefois nous avons essayé dans la mesure du possible de traiter les principales étapes de la conception du projet d'exploitation a ciel ouvert de gisement a 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.

L'étude géologique et topographique du gisement de draissa, permis d'évaluer les ressources géologiques lesquelles sont estimées a 4873059,99 tonne.

Dans cette étude nous avons pris en considération la difficulté technique et économique qui empêche la rentabilité de son exploitation dans les condition actuelles et permis ces obstacles c'est la profondeur limite d'exploitation a ciel ouvert en fonction de la puissance du filon. Dans ces conditions la, l'exploitation en fouille a été choisie avec des gradins de 5m d'hauteur.

Le mode d'abattage convenable pour l'exploitation de ce site est celui à l'explosif. Un plan de tir sera implanté avant la réalisation des trous de mine et l'exécution du tir, dans lequel nous avons défini les paramètres géométriques et énergétiques suivant les règles de LANGEFORS.

Un autre point très important très important dans la chaine de production, c'est le processus de chargement et de transport qui dépend beaucoup plus du rendement de matériel utilisé, a cet effet nous avons déterminé les paramètres concernant ce processus afin d'assurer la production.

REFERENCES
BIBLIOGRAPHIQUES

Références bibliographiques

- [1] Site officiel ENOF, « www.enof-mine.com/ALBARYTE, Article publié ».
- [2] Document interne SOMIBAR, « gisement de barytine de Draïssa », (2005).
- [3] Document interne SOMIBAR, « projet d'exploitation et évaluation du gisement de Barytine de Draïssa », (2006).
- [4] Document interne EPE.ORM. Spa, « rapport sur les travaux complémentaires sur les gites de baryte de draïssa w.Bechar », (2019).
- [5] Document interne EPE.ORM. Spa, « rapport sur les travaux d'exploration de la baryte dans la région de draïssa », (2013).
- [6] **MAZOUZI Abdel mounim**, « les dépôts Arénig supérieur-Llianvirien de la formation de Foum-zeidiya (Monts d'Ougarta, Nord occidental du Sahara algérien) », Thèse magister, Université d'Oran, (2008).
- [7] **Joly Fernand, Dewolf Yvette, Freydet Pierre, Simonin André, Rougerie Gabriel**, « Les monts d'Ougarta. In: Revue de géographie alpine, tome 79, n°1, pp. 87-100 », (1991).
- [8] **Jean Fabre**, livre « Géologie du Sahara occidental et central », (2005).
- [9] **Samy.R.ZAZOUN, El Hadi.M.BELHADJ, Berdache FEKIRINE, Ahmed AREZKI**, « Livret guide sur les monts de L'Ougarta- 5ème séminaire de géologie pétrolière », SONATRACH, (2004).
- [10] **Abderrahmane MEKKAOUI**, « Le magmatisme basique de l'axe Damrane-Kahal Tabelbala (Daoura, Monts de l'Ougarta, Sud-Ouest, Algérie): Géologie, Pétrologie, Géochimie et Contexte Géodynamique », Thèse doctorat, Université d'Oran 2, (2015).
- [11] CERAD, « Rapport la zone de Draïssa 'Partie géologie et Exploitation minière ».
- [12] **Poulard.F**, « Exploitation minière et traitement des minerais- Collection 'La mine en France' Tome 6 », (2017).
- [13] **Dr. A. MAKHLOUF**, « Techniques d'exploitation et restauration des sites miniers », cours géologie des ressources minérales, université Mouloud MAMMERI de Tizi-Ouzou, (2021).
- [14] **Dr.FREDJ. Mohamed**, cours exploitation souterraine, Université Abderrahmane. Mira Bejaia.
- [15] **KAMULETE MUDIANGA.N**, « Cours d'exploitation des mines a ciel ouvert », Université de Lubumbashi, (2014) .
- [16] **DJARFOUR D**, « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de djebel Sadjar– Ain Smara, W. Constantine », thèse magister, ENP d'Alger (2006).

- [17] **CHIBKA.N** « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des publications universitaires, (1980).
- [18] **ILUNGA YANO YANNICK**, « Cours d'introduction à l'exploitation des mines », Université de Kolwezi, (2019).
- [19] **BERDOUDI SAID**, « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes », Thèse doctorat, Université BADJI MOKHTAR-Annaba, (2012).
- [20] **BLANCHIER. A, THIARD. R, WEBER. P**, « Théorie du Travail à L'explosif, Mines et Carrière », (1988).
- [21] « guide technique d'utilisation des explosifs et les accessoires de tir », ONEX.
- [22] **HADJADJ AOUL ELIAS**, « Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algériennes », Thèse doctorat, Université BADJI MOKHTAR-Annaba.
- [23] **DIAB Hamida**, « Exploitation minière à ciel ouvert ,1ere Partie », rapport technique, (2015).
- [24] **F.I.Siddiqui, S.M. Ali Shah, M.Y. Behan**, « Measurement of Size Distribution of Blasted Rock Using Digital Image Processing JKAU: Eng. Sci., Vol. 20 No. 2, pp: 81-93 », (2009).
- [25] **GHARBLK**, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie : Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Thèse magister, ENP, (2007).
- [26] **CHELOUCHE Farid**, « ouverture et exploitation du gisement de baryte de draissa (wilaya de Bechar) », thèse magister, ENP, (2009).
- [27] **KOVALENKO.V& AMBARTSOUMIAN.N & LAHMER K.M**, « Exploitation des carrières », Edition OPU, (1986).
- [28] **Guelmami. Ali**, cours exploitation a ciel ouvert, Université Abderrahmane. Mira Bejaia.

ANNEXE I

FILON "D III " (TRONCON -III) LEVE TOPOGRAPHIQUE AU 1/1000



LEGENDE

-  FILON DE BARYTE ET DE QUARTZ
-  Courbe de niveau
-  Sondage realise en 2012
-  Piste
-  Titus

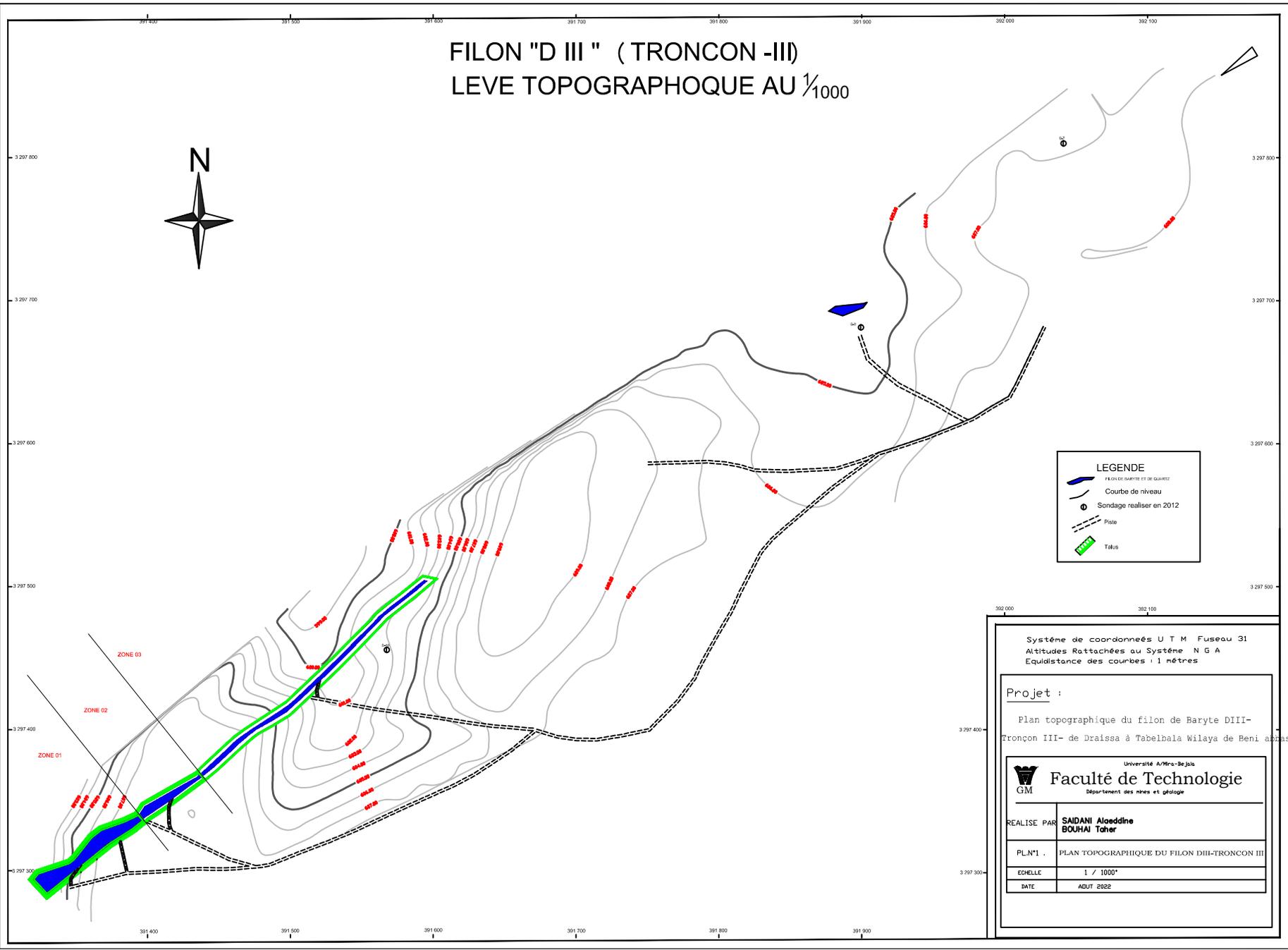
Système de coordonnées U T M Fuseau 31
Altitudes Rattachées au Système N G A
Egalistance des courbes : 1 mètres

Projet :

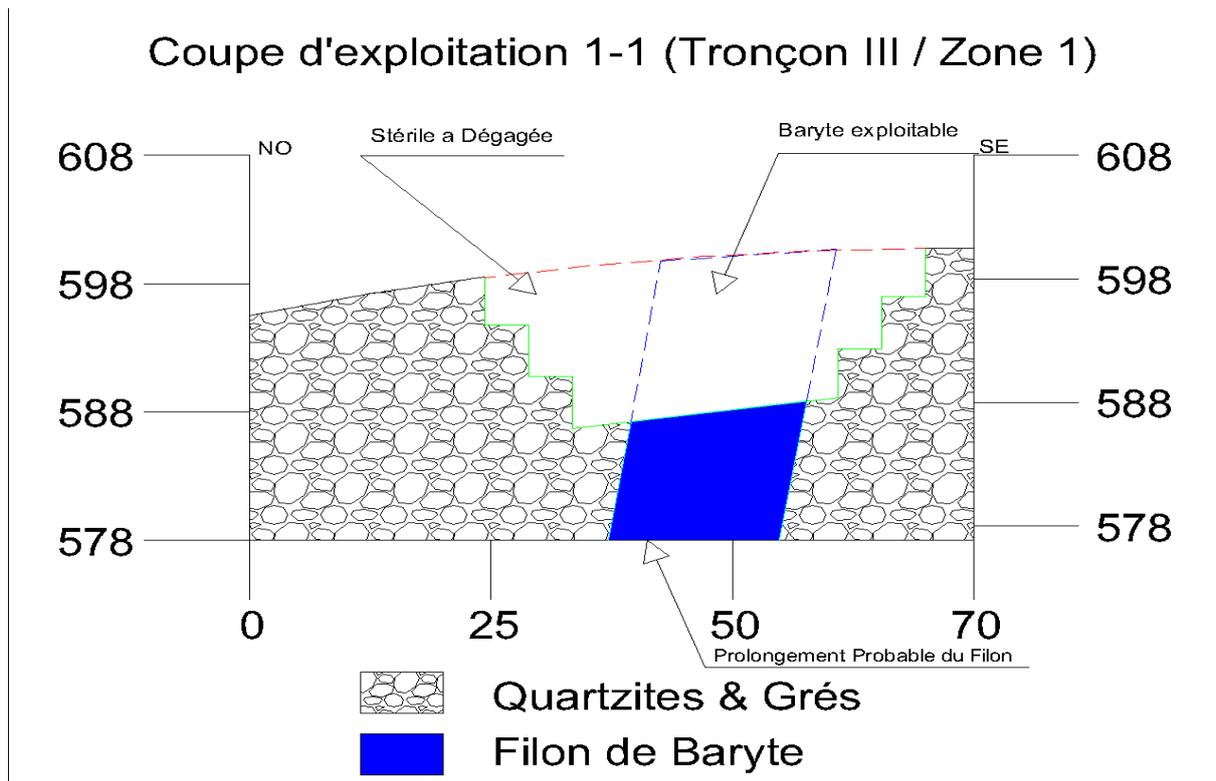
Plan topographique du filon de Baryte DIII-
Tronçon III- de Draïssa à Tabelbala Wilaya de Beni abbes

Université A/Mrs-Bejaia
GM **Faculté de Technologie**
Département des mines et géologie

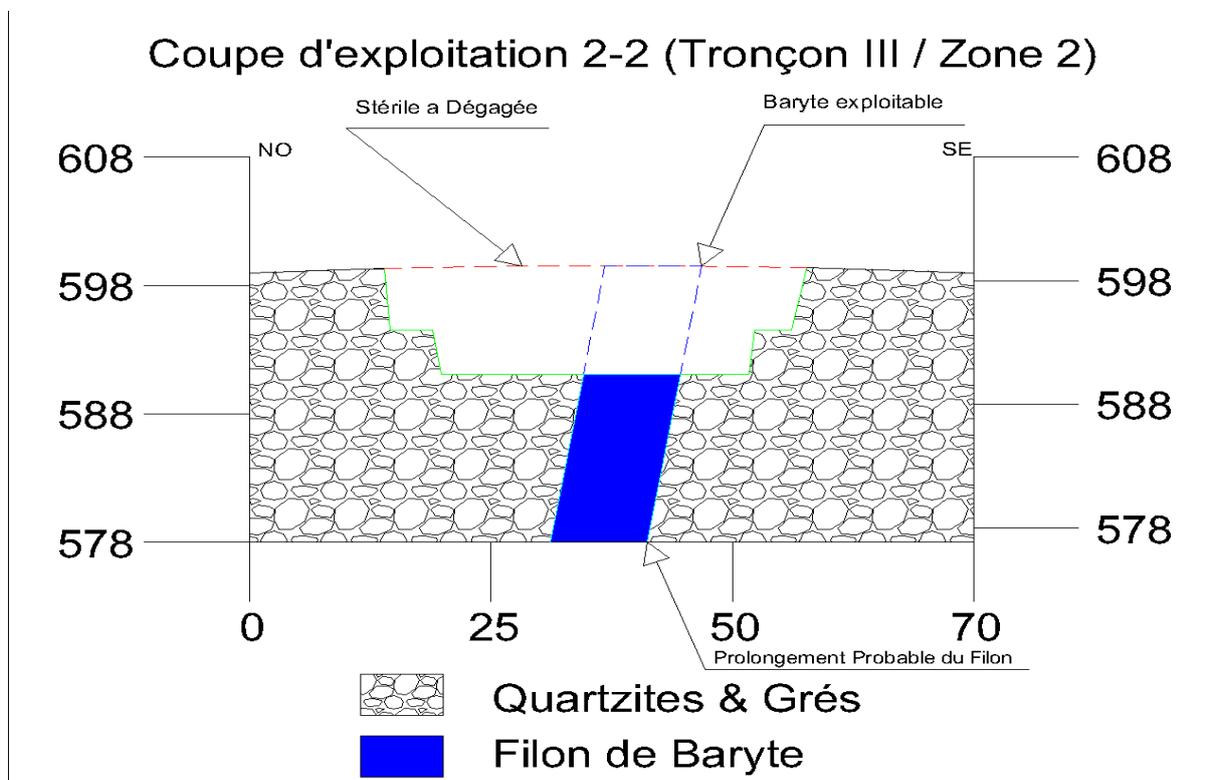
REALISE PAR	SAIDANI Aloedline BOUHAI Taher
PL.N°1 :	PLAN TOPOGRAPHIQUE DU FILON DIII-TRONCON III
ECHELLE	1 / 1000*
DATE	ADUT 2022



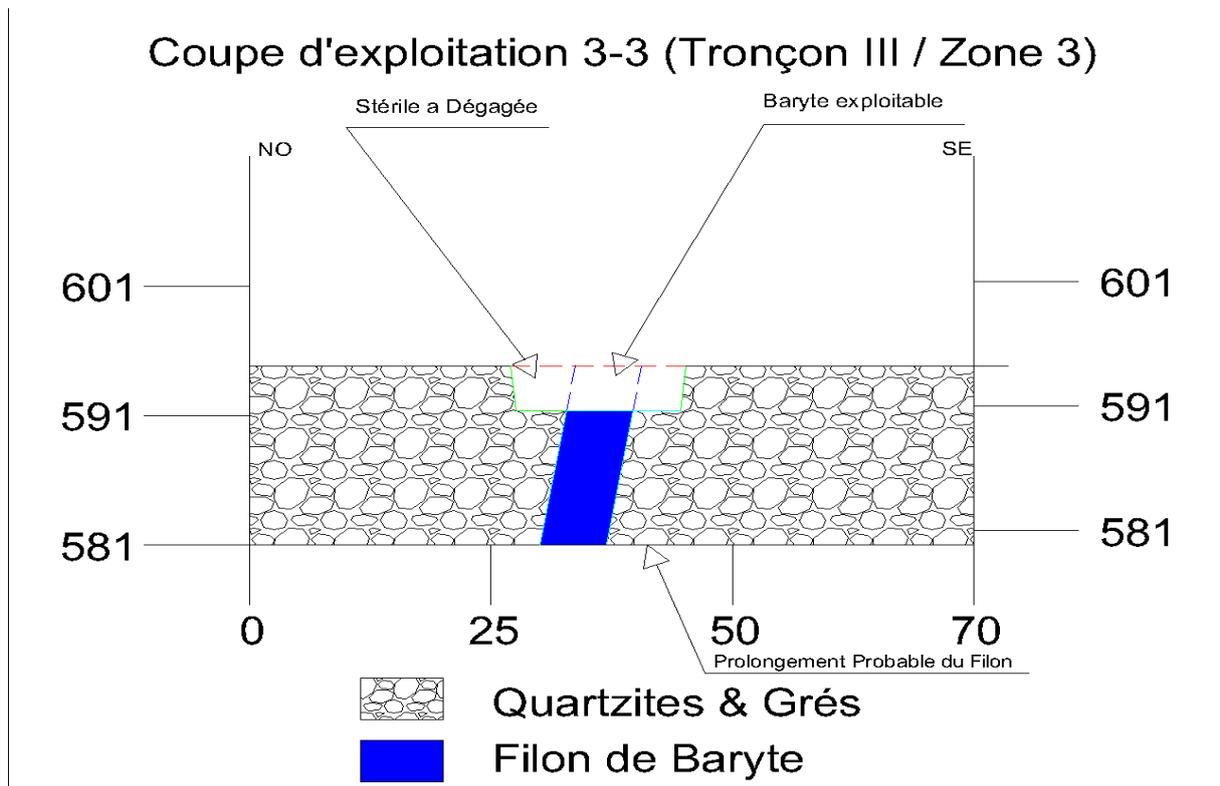
Annexe I.2 : Coupe d'exploitation 1-1' (Tronçon III / Zone1).



Annexe I.3 : Coupe d'exploitation 2-2' (Tronçon III / Zone2).



Annexe I.4 : Coupe d'exploitation 3-3' (Tronçon III / Zone3).



ANNEXE II

Annexe II.1 : Caractéristiques des explosifs [O.N.E.X].

Destination commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.S.E (cm)	Volume Gaz;(L/kg)	Utilisation
Géonit	Très bonne	1.50	5800	1.15	18	733	Explosif sismique en région humide et offshore. Explosive pour roche dure.
Gélanit I	Bonne	1.4	6300	1.33	8	865	Abattage en carrières roches dure
Gélanit II	Bonne	1.45	6000	1.27	6	808	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
Carrinit	Médiocre	1	4500	1.27	10	892	Explosif pour roches dures à mi-dures
Marmanit I	Médiocre	0.95	4000	1.28	5	842	Explosif pour les roches de dureté moyenne. Abattages souterrains
Marmanit II	Médiocre	0.98	4100	1.27	2	868	Explosif pour roches de dureté moyenne
Marmanit III	Médiocre	0.95	3800	1.18	2	907	Explosif pour les roches tendres.
N.18 BIS	Médiocre	0.95	2500	1.16	4.5	/	Explosif sismique en réglons sèche. Explosif pour roches tendres.
Anfomil	Médiocre	0.85	3000	1.15	0	975	Explosif pour travaux a ciel ouvert, Explosif pour roches tendres
TEMEX I	Très bonne	1.22	4500	/	5	/	Explosif pour travaux a ciel ouvert. Explosif pour roches dure
TEMEX II	Très bonne	1.22	4000	/	4	868	Explosif pour travaux a ciel ouvert. Explosif pour roches dure

Annexe II.2 : Caractéristiques des détonateurs [O.N.E.X].

Produits	Type	Temps de retard (s)	Nombre de Retard	Résistance ohmique Par détonateur
Détonateur électrique instantané (D.E.I)	Basse Intensité	0	/	1,5 ohm
Détonateur électrique à retard (D.E.R)	Basse Intensité	1/2 S	12 (6 s)	1,5 ohm
Détonateur électrique à microretard (D.E.R)	Basse Intensité	20 millisecondes	12 (240 millisecondes)	1,5 ohm
Détonateur électrique sismique	Basse Intensité	0	/	1,5 ohm temps de réaction 1 milliseconde

Annexe II.2 : Caractéristiques des accessoires de tir [O.N.E.X].

Désignation Commerciale	nature	Couleur	Etanchéité à l'eau	Vitesse de détonation (m/s)	Vitesse de combustion
ONACORD1	Cordeau détonant 12GRS	Rouge	Très bonne	6500	40KP/24H
TIDJCORD 1	Cordeau détonant 10 GRS	Rouge	Très bonne	6500	40KP/24H
TIDJCORD 4	Cordeau détonant 40 GRS	Rouge	Très bonne	6500	/
ONACORD	Cordeau détonant 24 GRS	Rouge	Très bonne	6500	100 KP/24H
TIDJMECHE	Mèche de sûreté	Noire	/	/	40KP/5min
ONAMECHE	Mèche de sûreté	Noire	Etanche	/	40KP/5min

ANNEXE III

Annexe III.1 : Caractéristiques de chariot de foration PC-200 DTH.

<i>Chariot de foration PC-200 DTH</i>		
<i>Dimensions</i>		
<i>Longueur</i>	<i>(mm)</i>	5750
<i>Largueur</i>	<i>(mm)</i>	2390
<i>Hauteur</i>	<i>(mm)</i>	1360
<i>Longueur des chenilles</i>	<i>(mm)</i>	2580
<i>Longueur au sol</i>	<i>(mm)</i>	1885
<i>Largueur des chenilles</i>	<i>(mm)</i>	300
<i>Garde au sol</i>	<i>(mm)</i>	280
<i>Crawler traction</i>		
<i>Masse</i>	<i>(Kg)</i>	4660
<i>Vitesse de déplacement</i>	<i>(Km/h)</i>	3,5
<i>Traction air motor</i>	<i>(KW)</i>	8,8
<i>Pente maximale</i>	<i>(Deg)</i>	34
<i>Angle d'oscillation</i>	<i>(Deg)</i>	15
<i>Rotative</i>		
<i>Poids</i>	<i>(Kg)</i>	195
<i>Couple max</i>	<i>(KN)</i>	2
<i>Glissière</i>		
<i>Longueur</i>	<i>(mm)</i>	5750
<i>Course</i>	<i>(mm)</i>	3950
<i>Max puling force</i>	<i>(KN)</i>	14
<i>Traction</i>		
<i>Moteur pneumatique a chaine</i>	<i>(KW)</i>	3,7
<i>Composantes hydrauliques</i>		
<i>Puissance de la pompe</i>	<i>(KW)</i>	3,7
<i>Pression opérationnelle</i>	<i>(bar)</i>	172
<i>Réservoir hydraulique</i>	<i>(Litre)</i>	17
<i>Supply air requirement</i>		
<i>Pression maximale</i>	<i>(bar)</i>	20
<i>Débit</i>	<i>(m³/min)</i>	22
<i>Tiges</i>		
<i>Longueur des tiges</i>	<i>(mm)</i>	3600
<i>Diamètre des tiges</i>	<i>(mm)</i>	76

Annexe III.2 : Caractéristiques de pelle rétro CAT-GC 345.

Pelle Rétro CAT-GC 345		
Moteur		
Puissance nette-ISO 9249	(KW)	258
Modèle de moteur	Cat C9.3	
Puissance de moteur-ISO14396	(KW)	259
Alésage	(mm)	115
Course	(mm)	149
Cylindrée	(L)	9.31
Mécanisme d'orientation		
Vitesse d'orientation	(r/min)	8.27
Couple d'orientation maximale	(KN.m)	155
Poids		
Poids en ordre de marche	(Kg)	422000
Contenances pour l'entretien		
Contenance du réservoir du carburant	(L)	600
Circuit du refroidissement	(L)	40
Huile moteur	(L)	32
Réducteur d'orientation (chacun)	(L)	13.5
Réducteur (chacun)	(L)	5
Dimensions		
Fleche	(m)	7
Bras	(m)	3,5
Hauteur d'exploitation (sommet de la cabine)	(mm)	3230
Longueur d'expédition	(mm)	11600
Garde au sol	(mm)	520
Longueur des chaînes	(mm)	5030
Longueurs Jusqu'au centre du godet	(mm)	4040
Voie des chaînes	(mm)	2740
Largueur de transport	(mm)	3340
Plages et forces de travail		
Profondeur d'excavation maximale	(mm)	7200
Capacité de godet	(m ³)	2.8
Portée maximale au niveau du sol	(mm)	11290
Hauteur de coupe maximale	(mm)	10540
Hauteur de chargement maximale	(mm)	3130
Profondeur de coupe maximale pour fond plat	(mm)	7040
Force d'excavation du godet (ISO)	(KN)	235
Force d'excavation du bras (ISO)	(KN)	180

Annexe III.3 : Caractéristiques de camion ASTRA-HD9.

Camion ASTRA-HD9	
Description	
<i>Marque</i>	<i>ASTRA-SPA (Italie)</i>
<i>Modèle</i>	<i>ASTRA HD9 64.42</i>
<i>Usine d'assemblage</i>	<i>Piacenza</i>
<i>Classe</i>	<i>Camion lourd chantiers</i>
Moteur et transmission	
<i>Energie</i>	<i>Diesel</i>
<i>Modèle de moteur</i>	<i>IVECO F3BE0681V</i>
<i>Position de moteur</i>	<i>Longitudinale avant</i>
<i>Cylindrée</i>	<i>12882 Cm³</i>
<i>Puissance maximale</i>	<i>1900tour/min, 560ch, DIN 412KW</i>
<i>Couple maximale</i>	<i>1400tour/min, 2500N.m</i>
Poids et capacité de charge	
<i>Poids à vide</i>	<i>10 tonnes</i>
<i>Poids en charge</i>	<i>35 tonnes</i>
<i>Capacité la benne maximale</i>	<i>25 tonnes</i>
<i>Vitesse de marche vide</i>	<i>90 Km/h</i>
<i>Vitesse de marche en charge</i>	<i>25 Km/h</i>
Châssis-carrosserie	
<i>Carrosserie</i>	<i>Châssis cabine</i>
<i>Châssis</i>	<i>Acier</i>
Dimensions	
<i>Longueur</i>	<i>8300mm</i>
<i>Largueur</i>	<i>2500 mm</i>
<i>Hauteur (cabine)</i>	<i>3400 mm</i>
<i>Porte à faux (avant/arrière)</i>	<i>1540 mm / 1500 mm</i>
<i>Voies (avant/arrière)</i>	<i>2031 mm / 1975 mm</i>

Annexe III.4 : Caractéristiques de concasseur a mâchoire KEFID YG938-E69.

<i>concasseur a mâchoire KEFID YG938-E69</i>		
<i>Longueur de transport</i>	<i>(mm)</i>	<i>11900</i>
<i>Largeur de transport</i>	<i>(mm)</i>	<i>2550</i>
<i>Hauteur de transport</i>	<i>(mm)</i>	<i>3650</i>
<i>Longueur maximal</i>	<i>(mm)</i>	<i>10500</i>
<i>Largeur maximal</i>	<i>(mm)</i>	<i>2888</i>
<i>Hauteur maximal</i>	<i>(mm)</i>	<i>4093</i>
<i>Poids</i>	<i>(t)</i>	<i>35</i>
<i>Essieux</i>	<i>Essieux double</i>	
<i>Matière a traiter</i>	<i>(mm)</i>	<i>≤ 450</i>
<i>Finesse de produit fini</i>	<i>(mm)</i>	<i>65-160</i>
<i>Capacité de production</i>	<i>(t/h)</i>	<i>90-180</i>
<i>Alimentateur vibrant</i>	<i>ZSW960×3800</i>	
<i>Convoyeur a bande</i>	<i>B800×8.5M</i>	
<i>Convoyeur a bande latéral</i>	<i>B450×3M</i>	
<i>Groupe électrogène</i>	<i>(KW)</i>	
<i>Déferriseur</i>	<i>RCYD×3M</i>	

Résumé

Le gisement de Baryte de Draissa, se situé au niveau de la Daïra de tabelbala, Wilaya de Beni Abbes, ce dernier est un gisement important avec ses ressources qui sont estimées à l'ordre de 4 873 059.99 tonnes à 62 % de BaSO₄. Toutefois, il impose une grande difficulté empêche son exploitation rentable dans les conditions actuels, du fait que certains contraintes techniques et économiques sont imposés à savoir les caractéristiques morphologique du filon, la teneur en quartz élevée, sa situation géographique et l'absence d'infrastructures de base.

Notre contribution à ce projet, à travers la présente étude, porte sur l'exploitation de ce gisement, à cet effet, Nous avons proposé l'exploitation en fouille pour une profondeur de 15m avec des gradins de 5 mètre pour effectuer une exploitation sûre et rentable.

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

Le dimensionnement des équipements proposés pour le processus d'exploitation de gisement de Draissa a été effectué sur la base d'une production annuelle de 150000 tonne, on tenant compte des conditions générales de notre gisement et des exigences économiques.

Mots clés : Gisement, exploitation, Baryte, Ressources, Méthode, Explosif, découverte.

Abstract

The Draissa baryte deposit, located in the Tabelbala Daira, Wilaya of Beni Abas, is an important deposit with resources estimated at 4,873,059.99 tonnes at 62% BaSO₄. However, it imposes a great difficulty preventing its profitable exploitation in the current conditions, because of certain technical and economic constraints imposed, namely the morphological characteristics of the vein, the high quartz content, its geographical situation and the absence of basic infrastructures.

Our contribution to this project, through the present study, concerns the exploitation of this deposit. To this end, we have proposed the exploitation in excavation for a depth of 15m with steps of 5m to carry out a safe and profitable exploitation.

Due to the hardness of the baryte and the surrounding rocks, the overburden and the extraction of the baryte will be carried out with explosives.

The sizing of the proposed equipment for the exploitation process of the Draissa deposit has been carried out on the basis of an annual production of 150,000 tons, taking into account the general conditions of our deposit and the economic requirements.

Key words : Deposit, mining, Baryte, Resources, Method, Explosive, Overburden.

ملخص

منجم البارييت دريسة الواقع على مستوى دائرة تبالبالة ولاية بني عباس هو منجم مهم بموارده المقدرة بحوالي 4873059.99 طن بنسبة 62% من كبريتات الباريوم, لكنه يطرح صعوبة كبيرة لاستغلاله في ظل الظروف الحالية بسبب قيود تقنية واقتصادية تتمثل في الخصائص المورفولوجية للمنجم, نسبة الكوارتز المرتفعة, موقعه الجغرافي و غياب البنية التحتية الاساسية.

مساهمتنا في هذا المشروع من خلال الدراسة الحالية تتعلق باستغلال هذا المنجم و لهذا الغرض اقترحنا الاستغلال بالتنقيب لعمق 15 متر مع مدرجات بارتفاع 5 أمتار و ذلك للقيام باستغلال امن و مربح.

بسبب صلابة البارييت و الصخور المحيطة به, سيتم الكشف عنه و استخراجها بالمتفجرات.

تم تحديد حجم المعدات المقترحة لعملية استغلال منجم دريسة على أساس انتاج سنوي يقدر ب150000 طن مع مراعاة الشروط العامة لمنجمنا و المتطلبات الاقتصادية.

الكلمات المفتاحية : المنجم, الاستغلال, البارييت, الموارد, الطريقة, المتفجرات, الاكتشاف.