

REPUBLIQUE ALGERIENNE POPULAIRE ET DEMOCRATIQUE

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la



Recherche Scientifique

Université Abderrahmane Mira de Bejaïa

Faculté de Technologie

Département des Mines et Géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines

Option : Exploitation minière

Présenté par

KERROUM Kamel

MELLAH Abdelmoumene

Thème

***Plan d'exploitation du gisement de baryte
de djebel Ichemoul wilaya de Batna***

Soutenu le / 07 /2017 devant le jury composé de :

Président : Mr. MEGHERFI .K

M.A.B

U.A.M.B

Examineur : Mr. FREDJ .M

M.A.B

U.A.M.B

Promoteur : Mr. MAZARI .M

M.A.A

U.A.M.B

Année Universitaire : 2016-2017

Remerciements

Bien que ce mémoire porte le nom de ces auteurs, sa préparation n'a été possible qu'avec la participation directe ou indirecte de plusieurs personnes depuis sa première définition jusqu'à sa présentation devant le jury et sa diffusion.

On désire adresser, un merci tout particulier, à notre promoteur Mr Mazari, pour ses pertinents conseils tout au long de notre travail. Nous voudrions exprimer toutes nos reconnaissances à Mr Megherfi, pour l'honneur qu'il nous fait en acceptant de présider le jury de notre soutenance.

Un grand remerciement à Mr Fredj, pour l'honneur qu'elle nous a fait en acceptant, d'examiner et de juger notre travail. Sans oublier de remercier mademoiselle Boucif Ryma pour l'aide et les conseils concernant ce travail.

Nous remercions le directeur de l'unité d'Ichemoul pour nous avoir fait confiance et nous avoir permis de faire le stage, et à tous les travailleurs de l'entreprise.

Enfin, nous présentons toute notre gratitude à tous les enseignants de département de mines et géologie de l'université d'Abderrahmane Mira, Bejaia ainsi que toute personne qui participé de prêt au de loin pour la réussite de ce travail.

Dédicaces

Je dédie ce mémoire à :

- ✓ *Ma très chère mère qui m'apporte toujours son amour affectif.*
- ✓ *Mon très cher père qui me prodigue toujours des conseils de grandes valeurs.*
- ✓ *Mes chers sœurs Ouiza Hassina Rachida et mon frère Rachid qui me soutiennent tout le temps.*
- ✓ *Toute ma grande famille kerroum .*
- ✓ *A la mémoire de ma chère NANA*
- ✓ *mes amis Salim .Yanis. Amoqrane. slimane. mamou. Moussa. Hakim.Sofiane. Medakli. Ghilas. Goudjil.D.B.K .Siwa.et en particulier Syphax.*
- ✓ *A tout ce qui me connais.*

kamel

DÉDICACE

Je dédie ce modeste travail

A ma très chère maman, merci beaucoup pour ton soutien, ton encouragement et tes sacrifices : Sans toi je ne pourrais jamais arrivée jusqu'ici.

A mon père : merci pour tout que t'as fait pour moi ; puisse dieu t'accorder santé, bonheur et te garde pour nous.

A ma bien aimée 'TAQWA', les mots ne suffisent jamais pour décrire la gratitude que j'ai envers toi. Merci énormément d'avoir été là pour moi, tes conseils et tes encouragements m'ont été d'une aide précieuse « Je T'aime ma CHOUCHOU ».

A ma sœur Ghofrane. A mes frères Islam, Abd el Ghafour.

A ma tante Soumia . Merci énormément pour ton temps, tes conseils et ta présence dans ce moment. Cela m'a été d'une énorme aide.

A mes amis : Fadila, Sara, Houssam Eddine, Idir, Nassim, Abd Errezak, Imad, Lotfi, Abd Ennour, ELNOUI, Zina, Siham , Abdellah , Ryma kamel, mamou, slimane, yanis, moqrane, salim

M. Abdelmoumene

LISTE DES FIGURES

CHAPITRE I

Figure I.1: Carte qui présente la situation géographique du site.....	4
Figure I.2: Image satellite du périmètre d'exploitation	5
Figure I.3: Photo prise pour la baryte	6
Figure I. 4 : Photos prises pour les anciennes galeries.....	9
Figure I. 5 : Carte et coupe géologique des monts des Aurès.	10
Figure I.6 : Carte et coupe géologique synthétique de la région d'Ichemoul.	13
Figure I.7 : Carte tecto-linéamentaire des monts des Aurès	15
Figure I.8 : Log stratigraphique de la région d'Ichemoul.	18

CHAPITRE II

Figure II.1 : Schéma de l'ouverture par galerie au jour.....	26
Figure II.2 : Schéma d'ouverture par puit de mine.....	26
Figure II.3 : Exploitation par chambre magasins.	31
Figure II.4 : Exploitation par chambre vide.....	32
Figure II.5 : Exploitation par chambre et piliers.	33
Figure II.6 : Exploitation par tranché montantes remblayées.....	34

CHAPITRE III

Figure III.1 : Marteaux perforateur.	38
Figure III.2 : Schéma de différents trous de mine dans une galerie.	39
Figure III.3 : Plans de tire de la section complète	47
Figure III.4 : plans de tire d'élargissement.....	48
Figure III.5 : Plans de tire de la cheminé.....	48
Figure III.6 : Plans de tire de la galerie avec la méthode russe.	49
Figure III.7 : Schéma d'un bourrage intermédiaires de trous de mine.	50
Figure III.8 : Pelle chargeuse sur rail et une wagonnette tractée par un locotracteur.	51
Figure III.9 : Schéma représente les différents couches du terrain.	56
Figure III.10 : Graphe de la résistance du pilier en fonction de la largeur.....	60
Figure III.11 : Graphe de largeur du pilier en fonction du facteur de sécurité.....	62

Figure III.12 :Chargeuse sur pneu	71
Figure III.13 :Plan de tire pour la méthode chambre et pilier	73
Figure III.14 :plan de tire de la méthode de tranché montantes remblayée	73
Figure III.15 :Plans récapitulatif de la méthode chambre et pilier pour le filon N°1	74
Figure III.16 :Schéma explicatif la géométrie du filon N°1	77

LISTE DES TABLEAUX

CHAPITRE I

Tableau I.1: les coordonnées du périmètre d'exploitation.	5
Tableau I.2 : la température et la précipitation moyenne de la région de Batna.	22

CHAPITRE II

Tableau II.1 : les caractéristiques des différents filons du gisement d'Ichemoul.	35
---	----

CHAPITRE III

Tableau III.1 : caractéristiques de Gelanite.	40
Tableau III.2 : Consommation spécifique d'explosifs pour les conditions standardisées.	41
Tableau III.3 : Paramètres d'abattage avec la méthode russe.	44
Tableau III.4 : Paramètres d'abattage avec la méthode Suédoise.	46
Tableau III.5 : Résultats de calcul de la méthode suédoise.	46
Tableau III.6 : Différents épaisseurs des facies.	56
Tableau III.7 : Taux de défruitement pour les différentes dimensions du pilier.	57
Tableau III.8 : Résultats de calcul de la résistance du pilier suivant KRAULAND.	59
Tableau III.9 : Résultats de calcul de la résistance du pilier suivant KIMMELMAN.	59
Tableau III.10 : Tableau récapitulatif des calculs du facteur de sécurité du pilier en fonction des dimensions du pilier.	61
Tableau III.11: La variation de la valeur de K_{dis} en fonction de la disposition des trous.	65
Tableau III.12: La variation de la valeur de K_{ch} en fonction de type de chargement des trous.	65
Tableau III.13: La variation de la valeur de n_f en fonction de degré de fissuration.	65
Tableau III. 14: La variation de la valeur de K_{Ltr} en fonction de la profondeur du trou.	66
Tableau III. 15: La variation de la valeur de m_f en fonction de rapprochement des charges d'explosifs.	66

Tableau III.16 : les paramètres d'abattage pour la méthode chambre et pilier	69
Tableau III.17 : Paramètres d'abattage pour la méthode de tranché montant remblayer.....	70
Tableau III.18 : les caractéristiques de la chargeuse	72
Tableau III.19 : rendement des méthodes d'exploitation	76
Tableau III.20 : Résultat de la classification du massif.....	83
Tableau III.21 : Interprétation des résultats.....	84

Liste d'abréviations et symboles :

Symbole	signification	unité
N	Nord géographique	/
E	Est géographique	/
ML	mètre linéaire	/
NE	Nord -Est géographique	/
SW	Sud-ouest géographique	/
SE	Sud-est géographique	/
P	pression	Pas
\emptyset	Diamètre	m
δ_c	Résistance à la compression (Mpa)	Mpa
ρ	Masse volumique	Kg/m³
V	Volume	m³
Q	: quantité	T
S_p	résistance du pilier	Mpa
P_{zz}	contrainte verticale	Mpa
\int	dureté	/
F_{SC}	facteur de sécurité	/
τ	Taux de défruitement	%
a_p	largeur du pilier	m
b_p	longueur de pilier	m
h_p	hauteur de pilier	m

Liste d'abréviation

ENOF : Entreprise Nationale des Produits miniers non ferreux et des substances utiles

SONAREM : Entreprise Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière

SOMIBARE : Société des Mines de Baryte d'Algérie

BaSO₄ : sulfate de baryum

BaO : oxyde de baryum

SO₃ : Trioxyde de soufre

Hcl : acide chlorhydrique

ONEX : office national de la substance explosive.

Table des matières

Liste des Figures	I
Liste des Tableau	II
Liste des symboles	III
Liste des Abréviation	IV
Introduction Générale.....	1
 CHAPITRE I : cadre géologique et géographique générale de gisement d'ICHEMOUL	
Introduction	2
I.1 Historique	2
I.2 Présentation de l'entreprise exploitante	2
I.2.1 Le groupe ENOF	2
I.2.2 L'unité d'Ichemoul	3
I.3 Localisation et situation géographique du gisement.....	4
I.3.1 Localisation de la zone d'étude	4
I.3.2 Périmètre d'exploitation	4
I.4 Présentation de la substance extraite	6
I.4.1 Définition de la baryte	6
I.4.2 Caractéristiques de la barytine	6
I.4.3 Origine du gisement	6
I.4.4 Usage de la barytine	7
I.5 Travaux antérieures	7
I.5.1 Les travaux de recherches géologiques effectuées.....	7
I.5.2 Travaux de 1924-1954.....	8
I.5.3 Travaux de 1966-1967.....	8
I.5.4 Condition technologique et minières de l'exploitation	8
I.6 Géologies régionale	9
I.6.1 Stratigraphie.....	9
I.7 Structure tectonique	14
I.8 Géologie locale	16

I.8.1 Litho stratigraphie	16
I.9 La substance utile	19
I.10 Description et morphologie des fions 1.2.3.4	20
I.10.1 Corps minéralisé n°1	20
I.10.2 Corps minéralisé N° 2	20
I.10.3 Corps minéralisé N°3	20
I.10.4 Corps minéralisé N°4	21
I.11 Aperçu hydrologique	21
I.12 Le Climat	22
I.13 Les réserves géologiques	22
Conclusion	23

CHAPITRE II : les méthodes d'exploitation souterraine

Introduction	24
II.1 L'exploitation souterraine	24
II.2 L'ouverture souterraine	24
II.2.1 Mode d'ouverture souterraine	25
II.3 Les travaux préparatoires	27
II.4 Le traçage	27
II.5 Le dépilage	28
II.5.1 L'abattage	28
II.5.2 Méthode d'exploitation	29
II.6 Les caractéristiques du gisement d'Ichemoul	35
II.7 La méthode d'exploitation retenue pour le gisement d'Ichemoul	36
Conclusion	36

CHAPITRE III : plans d'exploitation du gisement d'Ichemoul

Introduction	37
III.1 travaux d'élargissements	37
III.1.1 Les prévisions de l'entreprise	37
III.1.2 Travaux préparatoires	37
III.1.3 Travaux de tire	38
III.1.4 Chargement et transport	51
III.1.5 L'avancement d'élargissement	51
III.2. L'exploitation du filon N°1	52
III.2.1. Le choix du filon N°1	52
III.2.2. Description des méthodes d'exploitation adopté pour le Filon N°1	52
III.2.3 Travaux d'abattage pour la méthode chambre et pilier et tranche montante remblayée	63
III.2.4 Travaux de forage	71
III.2.5 Chargement et transport	71
III.2.6 Plans des méthodes d'exploitation	73
III.2.7 Rendement et pertes des méthodes	75
III.3 Le soutènement	79
III.4.1 Classification du massif rocheux	81
III.4 Aérage	84
Conclusion	84
Conclusion générale	
Recomondation	
Bibliographie	
Annexes	

Introduction générale

Introduction générale

L'homme a toujours eu recours dans ses différents besoins quotidiens depuis l'antiquité, à des substances minérales sous de différentes formes. D'où l'industrie minérale extractive est devenue une activité incontournable au développement des techniques de recherche et d'extraction.

En Algérie l'industrie minière a connu un développement depuis les années 70 avec la réouverture des anciennes mines abandonnées, parmi ces sociétés extractives la société ENOF (entreprise nationale des produits non ferreux et des substances utiles), qui a proposé l'exploitation du gisement de baryte de djebel ICHEMOUL, pour l'importance de la substance et afin de répondre à l'accroissement de demande en matière de baryte surtout dans l'industrie pétrolière, ces besoins en production ont motivé cette unité d'exploiter la matière première de la mine d'Ichemoul, et la conduire vers l'usine de traitement d'ain Mimoun kenchla.

Le présent travail traite la partie exploitation de la mine souterraine d'Ichemoul, en vue d'améliorer sa productivité et d'augmenter ces bénéfices, en utilisant les méthodes les mieux adaptées pour assurer le meilleur rendement avec un minimum d'investissement. Afin d'arriver à notre objectif, notre mémoire est structuré comme suit :

- Le premier chapitre est consacré à la présentation de l'unité d'Ichemoul, le cadre géologique et les caractéristiques des différents filons de ce gisement.
- Le deuxième chapitre est relatif à aux méthodes d'exploitation souterraine des gisements filoniens, en prenant le meilleur choix pour l'exploitation de notre filon.
- Le dernier chapitre est réservé pour les plans d'exploitation proposés qui comportent le dimensionnement des différents ouvrages miniers conçus pour l'ouverture et l'exploitation de la mine avec la méthode choisie.
- On termine notre travail par une conclusion et des recommandations de quelques études complémentaires pour mener à bien l'exploitation de la mine d'Ichemoul.

Chapitre I

Introduction

La recherche et l'exploitation des matières pétrolières ont augmenté la demande en matière de baryte, afin de répondre au besoin de l'industrie pétrolière et d'autres branches, la société SOMIBAR s'est penchée sur l'exploitation du gisement de la baryte de djebel Ichemoul.

La région de djebel Ichemoul a été connue par plusieurs indices minéralisés dont la baryte, qui a été découverte par les français en 1900, et prospectée et étudiée par les Russes, suite à une campagne de sondages réalisés, puis les travaux ont été repris par la société SOMIBAR après l'indépendance et exploiter par ENOF.

I.1 Historique

Depuis la fin du 19^{ème} siècle, des différents auteurs (Puillon-bablaye, Fournel et autres) ont effectué un certain nombre de travaux de recherche ou ces derniers sont touché de près ou de loin la région de Médina (Aurès) .

Les travaux de prospection y ont été commencés par la société ROYNA en 1924, mais l'exploitation du gisement n'a débuté qu'en 1932 jusqu'à l'année 1954 où ils ont extrait du gisement 116 milles tonnes de minerai à 6% de plomb, avec plus de 2000 Ml d'ouvrages ont été réalisés (galerie) dans le but de prospector les 05 filons qui constituent le gisement.

Avec le déclanchement de la révolution dans les Aurès en novembre 1954, les travaux d'exploitation ont été arrêtés suite à la destruction de la laverie et d'autres constructions de la mine.

Les archives de la section du service minier n'ont pas conservé de documents géologiques qui auraient pu donner des renseignements suffisamment complets du gisement et permettre d'évaluer ses perspectives. Pour cette raison, les études ont été refaites par la société nationale SONAREM avec l'assistance soviétique dans les années 1966-1967 ou ils ont effectué une étude détaillée de la surface du gisement et établi une carte géologique au 1/2000.voir l'Annexe1.

En 2013, l'entreprise SOMIBAR par le biais de son unité sise à Ain Mimoun dans la Wilaya de Khenchela fut chargée par les autorités supérieures de l'industrie et des mines a délivré un permis d'exploitation artisanale du gisement de Djebel Ichemoul. [1][2]

I.2 Présentation de l'entreprise exploitante

I.2.1 Le groupe ENOF

ENOF (entreprise nationale des produits miniers non ferreux et des substances utiles) est une entreprise issue de SONAREM qui exploite 18 mines et carrières. Qui produit une gamme variée de minerai, il est organisé en 6 filiales depuis le 1 janvier 2001.

Ce groupe est spécialisé dans l'exploitation des mines souterraine et à ciel ouvert pour la production des minerais non ferreux et des substances utiles non métallique, a pour vocation : production, commercialisation et le développement des produits miniers.

L'ancienne filiale SOMIBAR pour la production de la baryte (redevenu ENOF en 2016) possède quatre unité de production :

- Ain-Mimoun dans la wilaya de KHANCHLA ;
- Mella dans la wilaya de Tlemcen ;
- Boucaïd dans la wilaya de TISSEMSILT ;
- Ichemoul dans la wilaya de Batna (notre cas d'étude). [9]

I.2.2 L'unité d'Ichemoul

Est une unité de baryte son siège est situé dans 'Dechrat Ouled Moussa' dans la commune de Ichemoul, wilaya de Batna, sa forme juridique comme unité d'entreprise publique économique, sous la forme d'une société par action SPA régie par les règles de la commercialisation conformément au code de commerce algérien.

Elle a été créée en janvier 2016, qui a l'exploitation et l'extraction de la baryte comme activité avec une capacité de 11758 tonne/an de produit fini et le nombre de jour ouvrable 250 jour/an.

L'unité d'Ichemoul détient un titre minier d'exploitation a une durée de 10 ans. [9]

Cette unité possède une organisation administrative comme suite

- Direction de l'unité ;
- Service des ressources humaines ;
- Service de comptabilité et finance ;
- Service de géologie et topographie ;
- Service d'approvisionnement ;
- Service de sécurité ;

- Service d'exploitation ;
- Service de traitement ;
- Service commerciale ;
- Service laboratoire ;
- Service de maintenance.

I.3 Localisation et situation géographique du gisement

I.3.1 Localisation de la zone d'étude

Le gisement de baryte d'Ichemoul est situé dans la partie orientale des monts des Aurès, à 02 Km du chef-lieu de la Daïra d'Ichemoul, à 60 Km Sud Est de la ville de Batna, à 65 Km à l'Ouest de la mine de baryte de Ain Mimoun administrativement liée à la wilaya de Khenchela et à 150 Km au sud Est de la mine Plombo-zincifer de kherzet youcef administrativement liée à la wilaya de Sétif.

Le relief de la région du gisement est montagneux et fortement accidenté, les cotes absolues dépassent 2000 m d'altitude. Ses coordonnées géographiques sont : Latitude 35°17 49 N et longitude 6°28 41,999 E

Le site du gisement est situé à environ 2 Km du village d'Ichemoul, l'accès au gisement est assuré à partir de la route CW 45, reliant la ville d'Ichemoul et la ville d'Arris sur une distance de 500m. [4][9]



Figure I.1: Localisation de la zone d'étude.[9]

I.3.2 Périmètre d'exploitation

Les coordonnées des points délimitant le gisement sont données dans le tableau suivant

Tableau I.1: les coordonnées du périmètre d'exploitation.[9]

Les coordonner UTM		
Point	X(m)	Y(m)
01	271 700	3908 500
02	273 300	3908 500
03	273 300	3907 800
04	273 400	3907 800
05	273 400	3907 600
06	271 700	3907 600

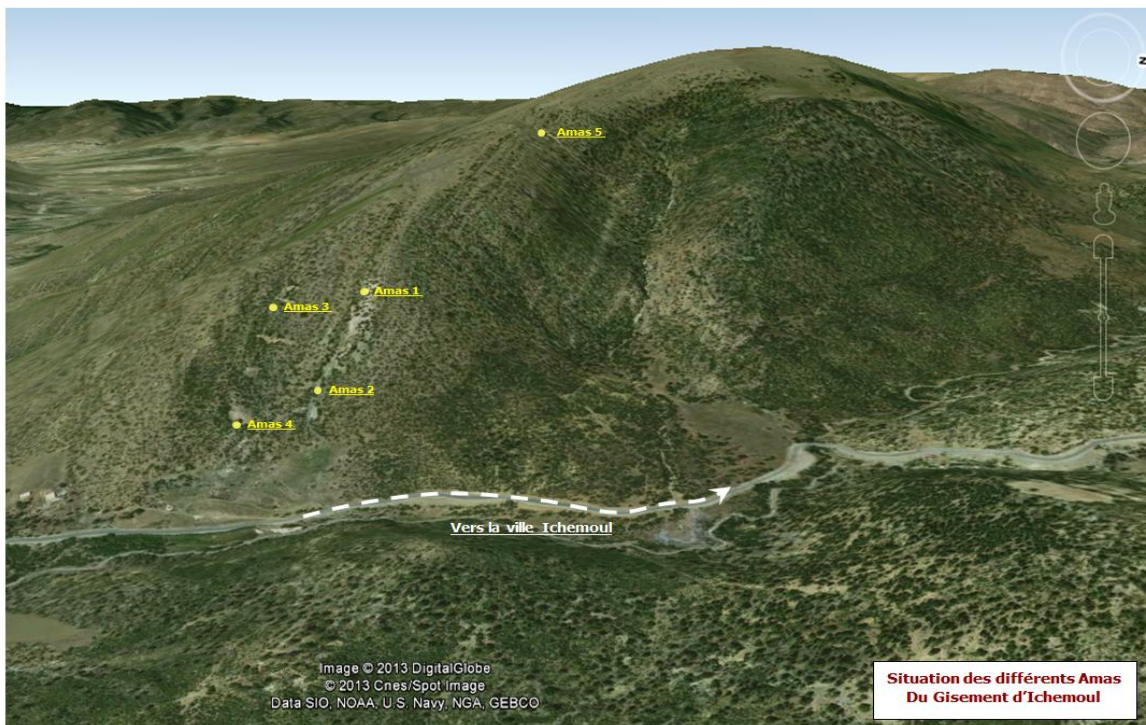


Figure I.2: Image satellite du périmètre d'exploitation. [9]

I.4 Présentation de la substance extraite

I.4.1 Définition de la baryte

La barytine est un sulfate de baryum naturel $BaSO_4$, ou le nom dérive du grec (barys : lourd), est appelé en anglais baryte, en français le terme baryte désigne l'oxyde de baryum BaO . Les principaux minéraux de baryum :

- La barytine : c'est le sulfate de baryum $BaSO_4$, présenter souvent avec d'autres minéraux de la même famille angleso-baryte contenant du plomb, calcaire-baryte contenant du calcium, céleste-baryte contenant du strontium. [8]



Figure I.3: Photo prise pour la baryte

I.4.2 Caractéristiques de la barytine

La substance de barytine de djebel Ichemoul est exploitée pour l'importance de ces caractéristiques minéralogiques et physiques, parmi ces caractéristiques on trouve la densité d'ordre 4.48 qui répond au besoin de l'industrie pétrolière. Les caractéristiques sont présentées dans l'ANNEXE I.1

I.4.3 Origine du gisement

La barytine se forme par voies différentes mais seulement dans des conditions de pression partielles d'oxygène élevée et de température relativement basse, elle est assez fréquente dans les gîtes hydrothermaux, elle se rencontre dans plusieurs gîtes de sulfate de manganèse et de fer.

Il existe des filons presque purs de la barytine, de calcite –barytine, barytine –fluorine, avec du quartz et des sulfates rares, elle se trouve aussi dans les roches sédimentaires. [5]

I.4.4 Usage de la barytine

La barytine trouve de large application dans différentes branches de l'industrie

- L'industrie pétrolière : l'incorporation de la barytine sous forme d'une poudre finement moulue pour alourdir les boues de forage du pétrole, et dans le but de consolider les parois meuble des puits et d'empêcher les éruptions gazeuses.
- Utiliser comme matière pour l'industrie chimique, elle sert à fabriquer divers sels et préparation utiliser en pyrotechnie et mégisserie (élimination de laine), sucrerie, préparation du papier photographique.
- Utiliser en céramique pour la fabrication des émaux et production des verres spéciaux à grande indice de réfraction.
- Utiliser en médecine et fabrication des produits pharmaceutiques
- Utiliser aussi dans l'industrie du caoutchouc et du papier, elle sert de charge et l'alourdissant.
- Dans l'industrie des lacs et les couleurs de la barytine s'emploie pour la fabrication des peintures blanche en haute quantité et d'autre couleurs.
- Comme composant principale de l'enduit protecteur des murs de laboratoire de rayon X pour la protection du personnel.
- Le baryum s'emploi aussi pour la préparation de certaine lampe de radio. [5]

I.5 Travaux antérieures

I.5.1 Les travaux de recherches géologiques effectuées

La plupart des filons de minerai ont été découverts à la profondeur de quelque centaine de mètre de la surface, les travaux de recherche géologique accomplie dans le gisement ont considéré les anciens ouvrages miniers, des carte topographique et géologique de 1/2000 ont été établie, et des travaux de traçages des tranché et l'échantillonnage des zones minéralisées.

les sondages sont réalisé a l'aide des sondeuses de type ZIF-300 et GP-1, la profondeur des sondages varie de 70-160 mètres et 320 mètres, et les diamètres des trous qui sont de l'ordre de 76 mm pour les forages aux diamant et des diamètres de 110 mm pour les forages à alliage dure.

Le pourcentage de la carotte a l'intérieure de la zone minéralisé est évalué a 70-95%, et dans les roches encaissantes est 80-90%, et une longueur de la carotte qui ne dépasse pas 1 mètre.

Les travaux d'échantillonnage a jour et au fond du gisement ont été réaliser pour déterminer les puissances des corps minéralisé, les échantillons ont été traité au laboratoire, et sont soumissent à des analyses spectrale et chimique.

Le contrôle intérieur de l'analyse a été effectué par le laboratoire chimique de la base centrale de SONAREM à Alger, par contre le contrôle extérieur de l'analyse a été effectuer au laboratoire chimique des CNIGRI en URSS. [1]

I.5.2 Travaux de 1924-1954

De 1932 à 1954 la société ROYNA à exploiter le gisement d'Ichemoul en réalisant 22 galeries d'une longueur totale dépassant 3000 m sur des niveaux d'exploitation de l'ordre de 30 à 60 m et dont la dénivelée maximale est de 350 m. voire L'ANNEXE I.2

I.5.3 Travaux de 1966-1967

L'ensemble des travaux réalisés par la société SONAREM sont des levés topographique et géologique et de quelques travaux de recherche présentés dans l'ANNEXE I.3

I.5.4 Condition technologique et minières de l'exploitation

Les roches de l'encaissant représentent essentiellement par les calcaires dolomitisés et barytisés compacts et stables, le coefficient de dureté estimée est égale à 8 pour les roches stériles, et 6 pour le minerai d'après l'échelle du professeur PROTODIACONOF.

L'ensemble des galeries creusé par la société ROYNA ont été résumé dans le tableaux voir ANNEXE I.2 avec la précision des niveaux et les longueurs occupés, la présence d'un grand nombre de travaux miniers sur le gisement est considérée comme résultat d'un grand degré de prospection, et comme preuve de possibilité et sa prêté d'exploitation, la présence de 30 % des réserves du gisement dans les contours des ouvrages, facilite l'exploitation et économise les frais d'ouverture et l'accès au gisement. [1]



Figure I. 4 : Photos prises pour les anciennes galeries

I.6 Géologies régionale [5]

I.6.1 Stratigraphie

Les série les plus anciennes connue actuellement dans la région sont datées du Trias, elle constitue habituellement les noyaux des structures en diapirs.

Les dépôts les plus récents (dépôts quaternaires) comblent les vallées contemporaines forment des éboulements d'éluviaux sur les pentes et les cônes abjection dans les embouchures de plusieurs oueds.

Entre ces termes-limite de la coupe se placent la formation calcaire et terrigènes du jurassique, du crétacé de paléogène et du néogène qui constituent une série pratiquement constitue, dont la description brève est donnée ci-dessous [1]

I.6.1 .1 Trias

Il comporte essentiellement des marnes bigarrées, des sables, argiles, dolomies, et des sels gypse dont les affleurements sont connus dans les différents partie de la région, l'épaisseur n'a jamais été déterminé d'une manier complète, elle doit être assez grande et atteindre probablement quelque centaine de mètres.

I.6.1 .2 Jurassique

La lithologie des formations jurassique se distingue par un large développement des facies calcaire et calcaire argileux, qui renferment parfois des intercalations marnes jaunes et rouge, l'épaisseur totale des dépôts jurassique dans les différentes parties de la région peut être évaluée à 4 ou 6 mètres.

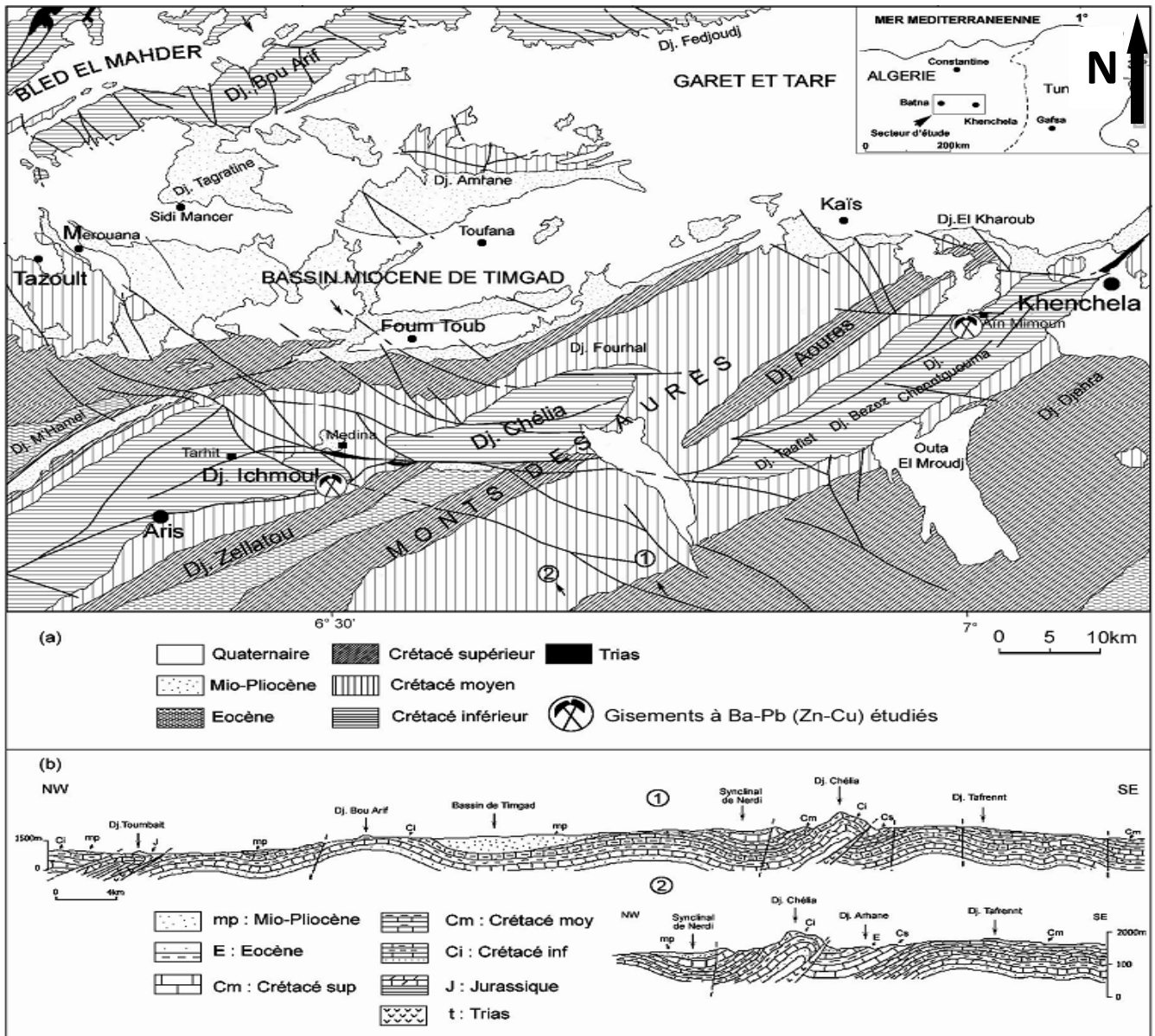


Figure I. 5 : carte et coupe géologique des monts des Aurès. [10]

I.6.1 .3 Crétacé

Les séries de crétacé sont largement développées, qu'il montre une coupe qui contient toutes les subdivisions.

Le crétacé supérieure est prédominé par des facies calcaire-marneux ou l'épaisseur est de l'ordre de 3000 mètre.

Le vatangien est représenté par des marnes vert-jaunâtre et des grés quartzeux ou l'épaisseur égale à 200 mètre.

a. L'hauterivien

Il est représenté par des apparitions de calcaire et de dolomie, l'épaisseur reste variable dans les limites entre 400 et 1000 mètre.

b. Le barrémien

Il est remarquable par la prédominance de grès essentiellement quartzitique avec une stratification, l'épaisseur peut atteindre 850-900 mètre.

c. L'aptien

Il est déterminé par des facies calcaire et de marnes et parfois des grès quartzitique.

d. Albien

Il est différent des formations sous-jacente ou la base de l'albien est constitué par des marnes bigarrées qui renferment les intercalations des grès grossiers, ainsi que des facies dolomités et phosphatés son épaisseur est de 400 à 500 mètre.

I.6.1 .4 Tertiaire**a. Paléogène**

Les dépôts du paléogène se composent de calcaire et de marnes et contiennent du gypse et des phosphates, vers le sommet on observe l'apparition des sables, des conglomérats et des brèches. L'épaisseur du paléogène varie entre 450 et 500 mètre.

Le paléogène se caractérise par une grande amplitude des déplacements verticaux, qui peut atteindre 200 mètre.

b. Néogène

Représenté par des conglomérats du miocène dans les limites de la partie centrale des Aurès. Les dépôts de cette période sont caractérisés par le changement fréquent des facies suivant des directions différentes, la présence du conglomérat est liée avec l'apparition de la terre émergée ou cours de la période de lutétienne dans la partie nord-ouest des Aurès. Ces conglomérats sont surmontés par des formations continentales qui indiquent une étape bien caractéristique du développement, au sud des Aurès ces conglomérats se remplacent par des formations marines normales (calcaire, gypse, marnes)

La fin de la période de la sédimentation des marnes est marquée par la forte discordance des dépôts continentaux avec les roches sous-jacentes au sien de l'anticlinal et une concordance au sien du synclinal.

I.6.1 .5 Quaternaire

Les dépôts de cette période sont développés dans les parties bordières des massifs montagneux, et dans les vallées ils sont représenté par des argiles et des galets de diffèrent roche, avec quelque course sont liée les tufs calcaire (travertins).

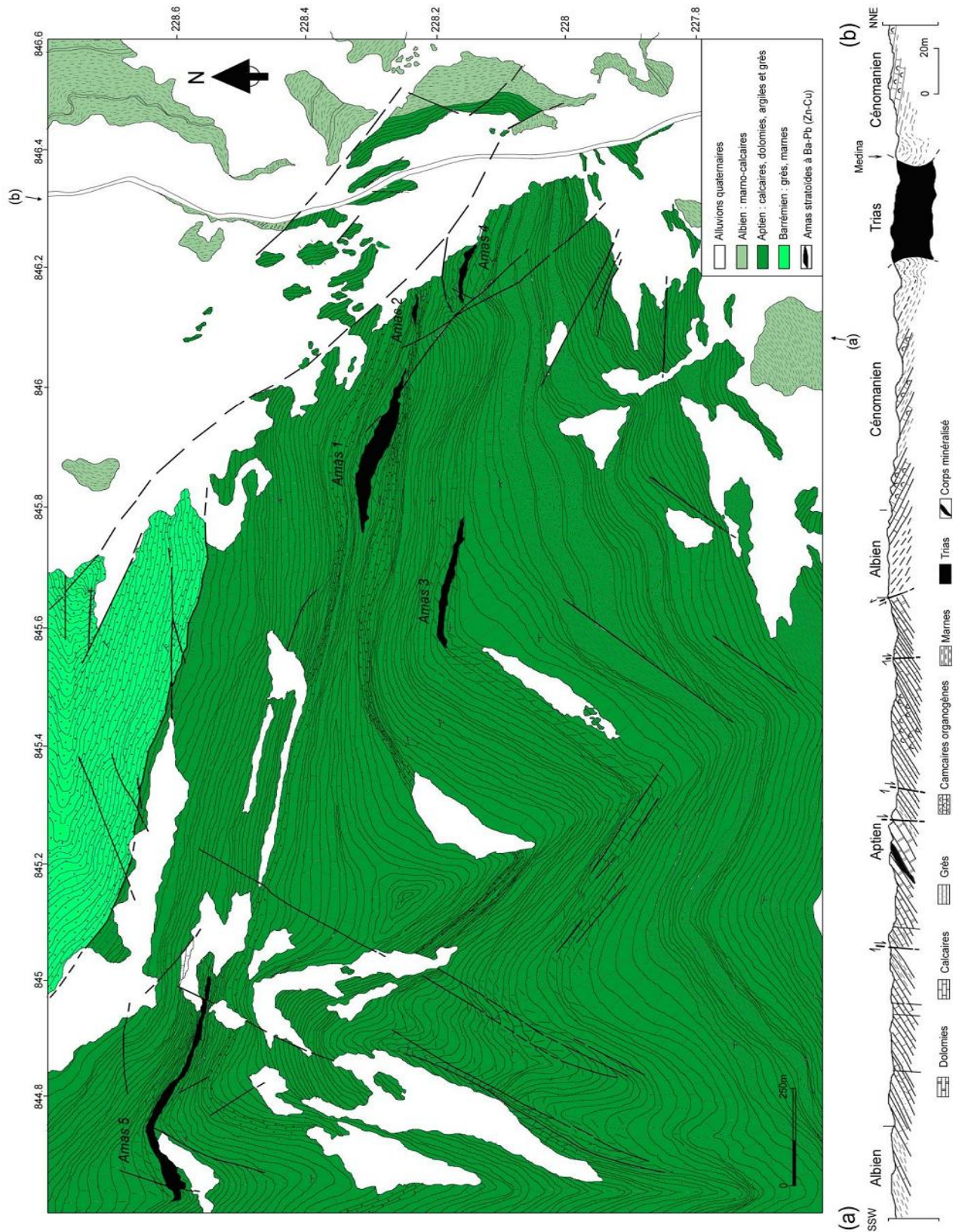


Figure I.6 : Carte et coupe géologique synthétique de la région d'Ichemoul. [10]

I.7 Structure tectonique

Les plis anticlinaux du gisement sont souvent compliqués par les failles, qui ont presque les mêmes orientations NW-SE au NE du gisement. Les couches présentent des courbures brusques compliquées par des grandes failles à l'Age éocène.

Les séries barrémiennes et aptiennes forment des plis anticlinaux et elles sont découpées par plusieurs fissures,

La minéralisation plombo-barytine est localisée dans les trois bancs de calcaire dolomitisés de l'Aptien, l'orientation des filons minéralisés dans le sens de la fissuration indique la liaison nette des filons minéralisés avec les éléments tectoniques.

Les minerais de la barytine sont situés dans la partie périphérique des filons minéralisés surtout dans la partie supérieure, en aval ils sont remplacés par les minerais plombo-barytifère et ensuite par les minerais Plombo-zincifère. [5]

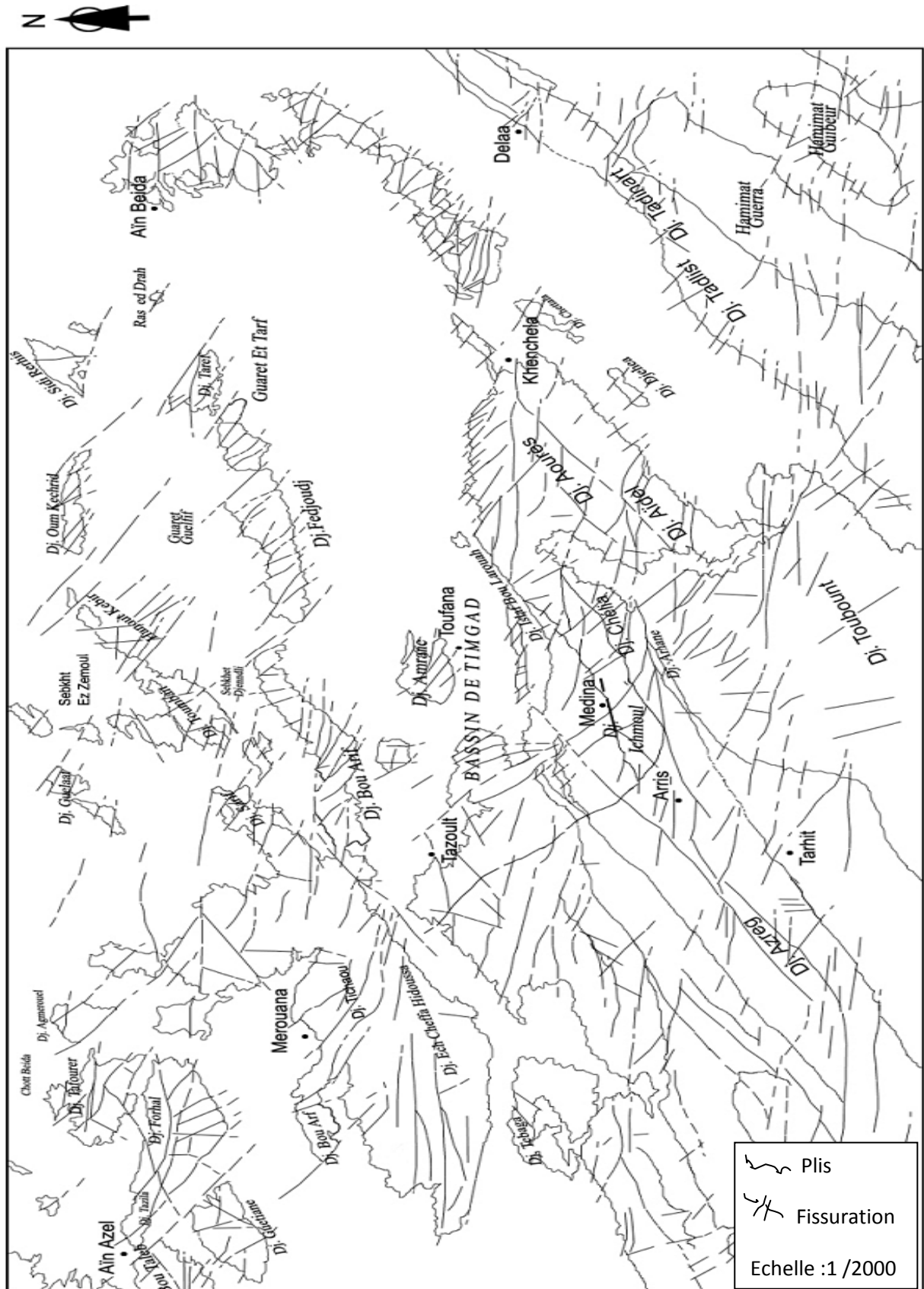


Figure I.7 : Carte tecto-linéaire des monts des Aurès. [10]

I.8 Géologie locale

I.8.1 Litho stratigraphie

Le secteur de djebel Ichemoul est caractériser par un pli anticlinal de direction NE- SW, dont le noyau est formé par des roches détritque du barrémien, la lithostartigraphie s'étale sur trois étages fig.1.8 :

- Un barrémien essentiellement gréseux
- Un aptien calcairo-dolomitique
- Un albien calcairo-marno-argileux

Ajoutant à cette lithostratigraphie les formations argileuses du Trias. [6]

I.8.1.1 Barrémien

Affleurements du barrémien ne sont connus que dans la partie nord du gisement ou ils sont constitués, par des grès quartzeux à grains fin, et par des aérolithes à intercalation rare et peut puissante de dolomie, l'épaisseur du barrémien est plus de 170 mètre. [1]

I.8.1.2 Aptien

Les dépôts aptiens sont développer dans la partie centrale et ouest du gisement, ils sont représentés par des calcaires dolomitisés.

A la base de l'aptien se trouve des dolomies massives à gros grains jusqu'à 30-35 mètre d'épaisseur, et des calcaires cristallins de 10-15 mètre d'épaisseur, et à ces niveaux de base succèdent des calcaires organogènes caverneux alternant avec des grès, des schiste argileux dolomie et marne renfermant la minéralisation polymétallique a barytine.

Il est devisé en 03 bancs minéralises (a, b, c) qui sont présentés dans la carte géologique, voir Annexe 1 :

a. Est de 40-45 en dessous de(b), séparé par des couches alternées de calcaire de schiste argileux et grès, l'épaisseur varie entre 3 et 3.5 merle mure est en calcaire argileux organogène, le toit est en alternance fine de marne et grès

b. Se trouve au sommet de l'Aptien, l'épaisseur est de 2.5-3 mètres, le toit à 1.5 mètre de marne, le mur de banc est en calcaire dolomitisé.

c. Se trouve à 90 mètre de la base aptienne, son épaisseur est 3.5-4 mètre, les roches encaissantes sont des grés à intercalation fines des schistes argileux et de calcaire gréseux.

Le niveau supérieur de l'aptien se caractérise par une alternance des schiste argileuse, grés-jaunâtre, marnes grés quartzeux, calcaire dolomitisé, et dolomie, l'épaisseur varie entre 0.1 à 20-30 mètre des bancs de roche, et l'épaisseur totale dans les limite gisement égale à 500 mètre. [5]

I.8.1.3 Albien

Les dépôts d'Albien sont développés dans la partie Sud et Est du gisement, ce sont principalement des marnes compactes et des rares intercalation des calcaire, l'épaisseur sur la surface du gisement est de 160 mètre. [1]

I.8.1.4 Quaternaire

Les dépôts quaternaires sont développés dans la partie Est et NE du gisement, ils recouvrent les marnes albiennes, on observe dans les autres parties les dépôts alluviale et proluvo-diluviale, d'une petite puissance. [1]

Age	Lithologie	Minéralisations associées
Mio-Pliocène	Argiles jaunâtres, conglomérats et calcaires lacustres Argiles rouges, grès et conglomérats	Ciment de brèches sédimentaires : Ba (Aïn Mimoun)
Eocène	Calcaires massifs et calcaires organodétritiques Alternances de marno-calcaires et calcaires à grains phosphatés et rognons de silex	
Paléocène	Marnes gris-verdâtres, calcaires à silex, calcaires lumachellique, phosphorites et grès	
Maestrichtien Campanien	Calcaires massifs à Echinodermes, Bryozoaires et Lamellibranches Marnes à intercalations de calcaires organogènes Marnes noires et calcaires crayeux légèrement phosphatés	
Coniacien Santonien	Marnes noires à intercalations de calcaires noduleux ou marno-calcaires à Inocérames Alternance de marnes grises et calcaires noduleux zoogènes à Inocérames	
Turonien	Alternance de marnes, marn-calcaires et calcaires zoogènes Marno-calcaires bitumineux	
Cénomanién	Calcaires zoogènes Marnes à intercalations de calcaires à empreintes d'Ammonites	
Albien	Alternance de grès, calcaires lumachelliques et marnes	Filonienne : Ba-Pb (Zn-Cu) (Aïn Mimoun)
Aptien	Calcaires à Orbitolines et Miliolles, marnes et grès Dolomies grises à Orbitolines, Echinodermes, Lamellibranches et Brachiopodes Marnes grises à verdâtres à intercalations gréseuses	Filonienne : Ba-Pb (Zn-Cu) - Aïn Mimoun Amas lenticulaire : Ba-Pb (Zn-Cu) - Ichmoul
Barrémien	Grès et marnes à intercalations intraclastiques Calcaires, dolomies et argiles	

Figure I.8 : Log stratigraphique de la région d'Ichmoul. [10]

I.9 La substance utile

L'aspect métallurgique des monts BATNA-AURES est déterminée par la présence de plusieurs gisements et les indices minéralisées, ces composantes principales des minerais, leurs compositions substantielles (sulfures et oxyde), et les caractères morphologique et structuraux des gisements, qui sont devisé en deux groupes :

- Les gisements stratiformes
- Les gisements filoniens

On trouve parfois des gisements qui possèdent des caractéristiques communes à ces deux groupes mais ils sont rares.

Les gisements du premier groupe, dont le meilleur représentant est ceux de djebel ICHEMOUL, de foral, de Marouna, de chellala et de Hanout, ces gisements se caractérisent par la liaison de la minéralisation avec des niveaux peu puissant des dolomies et des calcaires, a proximités des accidents disjonctifs, ou les amas qui appartient à ce groupe possèdent une forme plus au moins rubanée,

Les gisements du deuxième groupe de la minéralisation se trouve dans les cassures et dans les failles du type cassant, les corps minéralisés sont représentés sous forme des filons.

La minéralisation est représentée par des minerais du Plombo-zincifer massifs et disséminés, dont la répartition dans les failles est irrégulière, les gisements appartenant à ce type sont TGHIT et EL HERIG, qui contiennent une quantité considérable du cinabre.

La localisation des gisements avec la structure anticlinale est une règle générale, on ne trouve des indices de la minéralisation dans les synclinaux qu'a TOMBAIT .la répartition pareille de la minéralisation est conditionnée au cours de la formation des minerais qui est propre au structure anticlinale. Mais il ne faut pas exclure aussi la possibilité de trouver une minéralisation exploitable dans les structures synclinales, donc la concentration de la minéralisation est rare dans les synclinales et presque les gisements sont localisés dans les anticlinaux.

I.10 Description et morphologie des fions 1.2.3.4 [3][5]

I.10.1 Corps minéralisé n°1

Est situé dans les calcaire dolomitisé, ce filon est découvert de la surface jusqu'à 250 mètre de profondeur, la morphologie de ce dernier est simple, c'est une bande étroite, allongée dans le sens du pendage des roches encaissantes, au long d'une faille.

L'extension de filon est de 40 mètre horizontalement et 420 mètres suivant le pendage, l'épaisseur varie de 1 à 3 mètre parfois atteint 5.50 mètre.

Les teneurs des deux types du minerai sont constantes et égales à 36-65% de barytine, et 6.5 -9.5% de plomb, la teneur moyenne est de 44.24 % et 6.91 % respectivement.

I.10.2 Corps minéralisé N° 2

Il est situé à proximité de premier filon, il est contrôlé par la même faille directe, découvert par les travaux miniers jusqu'à la profondeur 80 mètre.

C'est un gîte de forme de bande peu puissant (3-6) mètre, l'extension est de 200 mètre enivrant verticalement et une longueur de 20 mètre.

Le minerai essentiel est la baryte, apparaît uniquement sur le niveau supérieur, la répartition de la minéralisation plombifère est irrégulière dans les limites de filon.

I.10.3 Corps minéralisé N°3

Il se trouve dans la partie centrale du gisement, dans les dolomies et calcaire dolomitisé, est le meilleur amas d'après la qualité du minerai et les réserves.

Le filon N° 3 à une déclinaison SE très voisine au pendage des roches, il est contrôlé par une zone large et continue des fissurations. Il est découvert à 350 mètre suivant le pendage par des travaux miniers.

L'extension horizontale sommaire de filon est de 630 mètres, la largeur varie de 30 à 125 mètre, l'épaisseur moyenne du gîte n'est pas grande, est de 2.8 mètre au total.

Représenté par des stratifications des roches calcaires à ciment arctique et une minéralisation assez régulière de galène et les roches encaissantes renferment des quantités considérables de quartz et de la calcite postérieure, avec la présence de la galène en petite quantité, de baryte et de pyrite en filon nets normale.

La teneur de plomb varie de 3.7% jusqu'à 7.1 % avec une teneur moyenne de 5.38% et une variation de la teneur de la baryte de 25% à 60% ou la teneur moyenne pour le gîte est de 30.9%.

I.10.4 Corps minéralisé N°4

Est situé dans les dolomies au-dessous de filon N°1 et N°2, de forme d'une bande.

L'extension verticale 290 mètre, la longueur moyenne est de 40-50 mètre, l'épaisseur varie de 1.4 mètre et 5.8 mètre, l'épaisseur moyenne égale à 3 mètre.

La teneur du plomb varie de 1.6 % à 3.9%, ou la teneur moyenne de la barytine est de 47.36%, avec la présence de la blende qui augmente avec la profondeur.

I.11 Aperçu hydrologique

A proximité du gisement il n'existe pas de cours d'eau permanent, le débit de l'oued TAIDIT qui se trouve dans la partie Est du gisement est de 3l/sec en hiver, et en été l'oued est presque sec.

A un kilomètre vers le SE du gisement se trouve l'oued MEDIA, avec un débit de 0.4 m³/sec en hivers, et pendant l'été l'eau est utilisée pour l'irrigation, dans la région du gisement on peut distinguer deux types d'eau diaclases :

- Les eaux diaclases souterraines qui passent parfois à des eaux de diaclase des couches liées avec des roches calcaires.
- Les eaux diaclases des filons, les eaux des accidents tectoniques, et la zone minéralisée.

Les eaux du premier type sortent à la surface comme des sources de débit insignifiant (0.01-0.05 l/sec), en été la plupart des sources se dessèchent, les eaux de diaclase des filons ont aussi des sorties dans les limites du gisement, elles donnent naissance à des sources dont le débit est de 0.3 à 2.7 l/sec.[1]

Elles sont de caractère jaillissant (la pression est de 1.3 à 1.8 ATM), la composition chimique de cette eau est de type sulfate-hydrocarbonate-calcique à une température de 21-25°C.

Pour les besoins de la mise en eau, il faudra effectuer des sondages à grand diamètre dans les niveaux profonds des filons, ce qui est montré par les études des années 1966-1967 qui

montre la possibilité de réaliser des sondages au niveau 1400 mètre, fera à approximativement 100_125 m³ /24h, et dans les profondeurs au-dessous de la base d'érosion l'afflux dans les galeries peut atteindre 2000-3000 m³/24h. [1]

I.12 Le Climat

Les conditions climatiques dans la région en amont du bassin, sont caractérisées par un régime à climat subhumide durant la période septembre-octobre, et la période avril –mai, entre les deux périodes la région connaît un régime humide s'étalant du mois de novembre au mars et un régime sec s'établit durant les mois de juin et août, et le régime devient très sec au mois de juillet.

Par contre la région en aval du bassin connaît un régime sec durant les mois de décembre et mars, alors que le reste de l'année est très sec. [7]

Tableau I.2 : la température et la précipitation moyenne de la région de Batna. [9]

	Jan	Fév.	Mar	Avr	Mai	Juil	Juin	Aou	Sep	Oct	Nov	Déc
Température Moyennes °c	4.9	6.1	8.5	11.9	15.9	20.9	24.7	24	20.3	14.8	9.6	5.9
Précipitation mm	26	31	38	33	30	19	10	16	34	26	33	29

I.13 Les réserves géologiques

Les réserves sont calculées par deux méthodes : La méthode des sections parallèles horizontales La méthode des blocs géologique. [3]

La première méthode est utilisée pour calculer les réserves des corps minéralisés 1, 2, 3,4 qui ont été explorés par des travaux minières horizontaux. Voir ANNEXE I.4, I.6.

On distingue les catégories de classification des réserves qui sont identiques à la catégorie des réserves, d'après la norme JORK

- B : catégorie des réserves prouvé
- C1 : catégorie des réserves probables
- C2 : catégorie des réserves possible

Voire ANNEXE I.5

Conclusion

L'importance des caractéristiques de la baryte de djebel Ichemoul, et le périmètre de l'exploitation obtenu par l'unité d'Ichemoul avec la situation géographique du gisement dans la région d'une part , et la structure géologique locale et régionale qui est caractériser par des structure anticlinales ,dont la géométrie actuelle est contrôler par deux familles de faille ,et d'après cette structure a été distinguer la stabilité du gisement ou la formation géologique de la plupart des corps minéraliser sont dominer par des calcaire dolomitique ,permet à cette effet la facilité d'exploitation de cette substance, dont l'importance de l'étude géologique et géotechnique nous a conduit à la présenter dans un chapitre appart.

Chapitre II

Introduction

L'exploitation d'une mine occupe une place très importante de nos jours, elle est classée comme étant la troisième étape du cycle de vie d'une mine.

Ce domaine connaît deux méthodes majeures pour l'extraction des roches en place que ce soit en surface ou en profondeur qui sont : l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine.

Les exploitants font appel à cette dernière une fois que les minéraux ne soient pas atteints à une certaine profondeur et que l'exploitation à ciel ouvert ne soit pas rentable.

II.1 L'exploitation souterraine

L'exploitation souterraine est un mode d'exploitation qui consiste à extraire des concentrations minérales utiles depuis une excavation creusée à une profondeur importante.

Les travaux dans une mine souterraine correspondent au creusement et création des excavations essentielles et des infrastructures spéciales, des puits, des galeries, des rampes et des descenderies, qui permet la communication de la profondeur avec la surface, pour l'airage et l'évacuation du minerai ainsi le déplacement du personnels. [24][17]

II.2 L'ouverture souterraine

L'ouverture est le premier stade de l'exploitation souterraine, est un processus technologique consiste à creuser, et construire (à partir de la surface) des excavations minières donnant accès au corps minéralisé. On distingue les excavations minières servant à l'ouverture [14] :

- Puits de mine ;
- Galerie au jour.

II.2.1 Mode d'ouverture souterraine

Dans les mines souterraines on distingue deux types d'ouverture, qui dépend essentiellement de la profondeur et l'inclinaison du corps minéralisé.

II.2.1.1 Galerie au jour

C'est une excavation souterraine horizontale, menée dans le cas des gisements inclinés le long de la direction des roches et dans le cas d'un gisement horizontal, dans n'importe quelle direction et ayant les mêmes fonctions que le travers banc.

Elle est destinée essentiellement au transport des charges, le déplacement du personnel, l'airage et l'exhorte des eaux souterraines.

L'ouverture par galerie au jour possède beaucoup d'avantages par rapport aux autres modes d'ouverture, c'est pour quoi quand les conditions le permettent, il est rationnel d'opter pour l'application de ce mode d'ouverture, ou les avantages sont comme suite :

- Simplifier le schéma du transport ;
- Possibilité des moyens de transport sur pneus ;
- Réduction des dépenses de creuser ;
- Absence des dépenses de l'exhorte.

Les galeries au jour sont creusées suivant la direction perpendiculaire ou suivant une diagonale à la direction, lors de l'ouverture du gisement faiblement puissant, la galerie au jour est creusée dans la puissance du gisement suivant la direction de ce dernier, par contre dans le cas d'un gisement puissant, la galerie est creusée dans le rocher parallèlement à la direction tout en employant et creuser des travers banc pour accéder au gisement.

La disposition de la galerie au jour suivant le toit ou bien le mur du gisement est déterminé en fonction de la topographie du relief. [17]

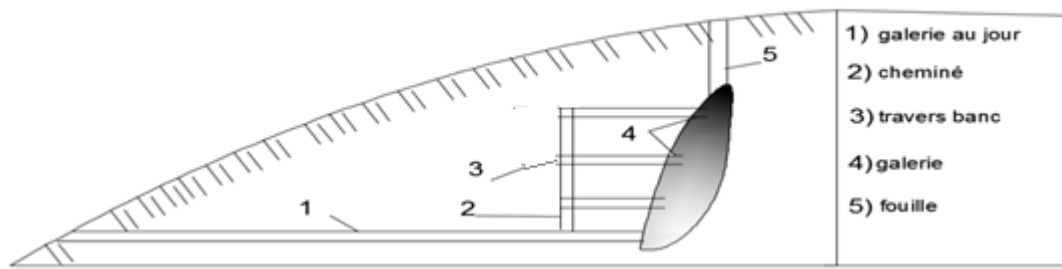


Figure II.1 : schéma de l'ouverture par galerie au jour

II.2.1.2 Le puits de mine

Les puits de mine sont des excavations minières qui servent à l'ouverture des gisements dans les profondeurs importantes, on discrimine des puits verticaux et inclinés suivant le pendage du corps minéraliser.

On distingue des puits qui ont leur orifice à la surface, servant à l'extraction du produit d'exploitation, l'airage de la mine, l'apaisement des eaux et la circulation du personnel, et des puits intérieurs qui sont des cheminés qui servent à la communication entre les étages de l'exploitation.

La forme des puits de mine dépend de la nature des terrains à traverser et le soutènement adopter et leur surface dépend essentiellement de l'importance des services à établir, dans les terrains peu solide les puits de mine peuvent avoir une forme circulaire ou rectangulaire, est deviser en 03 compartiment, dont deux destinées pour l'extraction et un pour déplacement des personnels.

Le diamètre du puits circulaire varie de 2.5 à 5 m, et la largeur du puits rectangulaire est 2.5 à 7 m, la hauteur est de 1.5 à 2.5 m, pour une section de 3 à 20 m². [12]

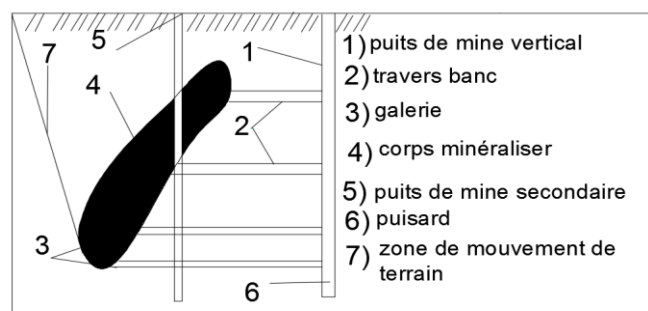


Figure II.2 : schéma d'ouverture par puits de mine.

II.3 Les travaux préparatoires

Les travaux préparatoires consistent au creusement de l'ensemble des excavations souterraines à partir de la surface dans le cas des cheminés et des galeries, dans le but de deviser et préparer le champ d'exploitation.

Les excavations creusées devisent le gisement en étages et blocs ou panneaux, ainsi les chemins d'accès entre les blocs et des travers banc, qui dépend de la méthode d'exploitation.

Le mode de préparation du rocher doit assurer :

- La sécurité de l'exploitation et la circulation du personnel ;
- Conditions favorables pour le transport du minerai ;
- Le bon aérage ;
- Minimum de perte du minerai.

Les travaux préparatoires dépendent de :

- La nature du gisement ;
- La puissance du corps minéralisé ;
- L'angle du pendage ;
- L'ordre de prise des blocs à exploiter ;
- Le mode de chargement du minerai.

Comme toute excavation les travaux préparatoires ont comme avantage, l'entretien moins cher de galerie et moins perte du minerai dans le stot de protection ainsi la possibilité d'utilisation des galeries de base pour l'aérage des étages suivants, et des couts élevées de traçage dans le stérile et l'arrêt de l'étude du gisement comme inconvénient.

II.4 Le traçage

C'est l'ensemble des excavations qui sont indispensables dans la mesure d'avancement des travaux, qui consiste à creuser un réseau de galeries ,de recoupes ou puits incliné, suivant les paramètres géométriques du gisement et les caractéristiques de la roche encaissante.

Les galeries sont généralement dirigées suivant un pendage qui coupe les premiers angles droits ou pousser d'une manière oblique au pendage, pour faciliter l'abattage et le roulage et diminuer la pente.

Le traçage se fait aussi par plusieurs étages à la fois, lorsque le gîte est très incliné, par contre dans le cas où le gîte est formé de couches peu puissante et à une hauteur ou il doit avoir une galerie on supprime le traçage.

Les travaux d'aménagement font aussi partie des travaux de traçage, consiste à créer et à creuser des travers bancs qui recoupent les couches en parallèle, et l'ouverture du chantier d'abatage se produit lors du traçage des galeries. [12]

II.5 Le dépilage

Le dépilage consiste à l'extraction du minerai en découpant le gîte suivant l'épaisseur minéralisée, il déroulera dans un chantier d'abatage en tailles organisé d'une façon que chaque front soit dégagé sur deux façon au moins.

Le front de taille peut avoir au moins 10 ou 15 mètres et il peut atteindre 100 mètres au plus, ou l'abatage est 2 ou 3 fois plus que le traçage.

Le dépilage se fait en deux manières, soit en chassant c'est-à-dire suivant la direction avec une fronde parallèle au pendage, soit en montant suivant le pendage avec la fronde de taille en direction, et rarement que l'abatage se fait en descendant.

Pendant le dépilage les mineurs déplacent avec des moyens spéciaux, suivant le même chemin de transport, dans cette phase la largeur du fond devra être toujours suffisante pour la circulation du personnel pendant le travail [12].

Le dépilage est composé des opérations principales, on spécifie :

II.5.1 L'abatage [17]

C'est une opération par laquelle des blocs des roches sont détachés du massif, soit au moyen d'outils à main, soit mécaniquement ou par action d'explosif et hydraulique, dans l'exploitation souterraine se fait généralement par forage et tir, l'efficacité des travaux de tir et le forage dépend de :

- Bonne fragmentation du minerai ;
- Bonne délimitation du gisement ;
- L'efficacité économique.

Le choix du plan de tir et forage dépend essentiellement :

- Condition géologique et technique ;
- Méthode d'exploitation ;
- Dépense de creusement des ouvrages de forage
- Dépense de forage du massif ;
- L'état d'avancement de la mine .

On distingue deux types d'abatage :

II.5.1. 1 L'abattage par trou de mine

Est employé dans le cas des gisements de faible et moyenne puissance, et les gites de forme irrégulière. La disposition des trous de mine dépend de :

- Propriété physico-mécanique du minerai ;
- La forme du front d'abattage ;
- Matériel de forage ;
- Sens de progression d'exploitation.

Les trous de mine verticaux sont utilisés dans le cas du minerai de bonne tenue, et dans le cas contraire il est préférable d'utiliser les trous de mine horizontaux

• Les avantages des trous de mine

- Une excellente fragmentation du minerai ;
- Faible dilution ;
- Moins effet sismique.

• Les inconvénients des trous de mine

- Un bas rendement de forage ;
- Consommation très élevée d'explosifs.

II.5.1.2 L'abattage par trous profonds

Est utilisé dans le cas des gisements puissants et moyennement puissants, la profondeur des trous varie de 50 à 60 mètres avec un diamètre de 30 à 200 mm qui dépend de la méthode d'exploitation utilisée.

Le choix des trous parallèles et éventail se fait par comparaison économique, la position des trous en éventail permet de réduire le volume d'ouvrage, et d'autre part ils augmentent la longueur totale des trous dans un tranché de 1.78 à 2 fois plus, avec une délimitation mauvaise du gîte et une fragmentation mauvaise.

II.5.2 Méthode d'exploitation [17]

C'est l'ensemble des techniques qui mettent en ordre d'exécution des travaux d'excavation préparatoire dont le traçage et le défilage sous des conditions géologiques et morphologiques d'un gisement suivant la variation et le développement des engins d'extraction aussi l'organisation des travaux pour but d'une bonne récupération du minerai.

Le choix de la méthode d'exploitation dépend essentiellement de :

- La forme du gite ;
- Les dimensions du gite ;
- Les conditions du gite ;
- Les propriétés du minerai et l'encaissant du gite.

II.5.2.1 Les méthodes d'exploitation souterraines

Les méthodes d'exploitation souterraine sont diverses, selon la classification de AGOCHKOV baser sur le traitement des vides on distingue [16] :

- Méthode d'exploitation par chambre vide ;
- Méthode d'exploitation par chambre et pilier ;
- Méthodes d'exploitation par chambre magasins ;
- Méthode d'exploitation par chambre remblayées ;
- Méthode d'exploitation par chambre foudroyées ;
- Méthode d'exploitation combinée ;
- Méthode d'exploitation par longue taille .

II.5.2.2 Les critères de choix d'une méthode d'exploitation

Le choix de la méthode d'exploitation et de ses variantes prend également en compte les caractéristiques mécaniques des matériaux (le minerai et l'encaissant) et les priorités déterminées en terme de coût de production, taux de récupération ou sélectivité.

Le choix d'une méthode d'exploitation dépend de plusieurs facteurs, selon BOKY (1968) on distingue [14][16] :

- La forme du gisement ;
- Les dimensions du gisement ;
- Les conditions géologiques et hydrologiques du gisement ;
- Les propriétés du minerai et les roches encaissantes ;
- La répartition des teneurs dans le gisement.

II.5.2.3 Méthodes d'exploitation du gisement Ichemoul

Le choix de la méthode d'exploitation dépend des dimensions et de la configuration du gisement, de la valeur des minéraux qu'il renferme, de la composition, de la forme de la zone minéralisé (amas, couches, filon), de la stabilité et de la résistance du massif rocheux et des impératifs de production et de sécurité. Chaque mine est un cas particulier, mais toute ont en commun la recherche de la rentabilité et de la sécurité. [25]

Parmi les méthodes d'exploitation qui pouvant être appliquées à Ichemoul sont :

- L'exploitation par méthodes des chambres (magasin, vide) ;
- L'exploitation par méthodes des chambres et piliers ;
- L'exploitation par méthodes des tranches montantes remblaye ;
- L'exploitation par méthodes de sous niveau abattus.

a. Méthodes des chambres magasin

Cette méthode est une méthode d'exploitation classique, sans doute la plus répandue durant la majeure partie du siècle dernier. Elle se pratique dans des exploitations d'extension modérée et s'applique aux gisements de forme régulière et fortement pentus, aux épontes rocheuses compétentes (cas des filons notamment). Elle ne peut être utilisée que si le minerai n'est pas de nature à s'altérer lorsqu'il est laissé en place après abattage.

L'exploitation par chambres-magasins est caractérisée par le déblocage par gravité, les matériaux abattus tombant directement dans des berlines sur rails via des trémies, ce qui évite le chargement manuel. La majorité des matériaux abattus est provisoirement laissée en place ; ils servent de plancher de travail pour la préparation de la volée suivante ou comme soutènement provisoire des parements. [24]

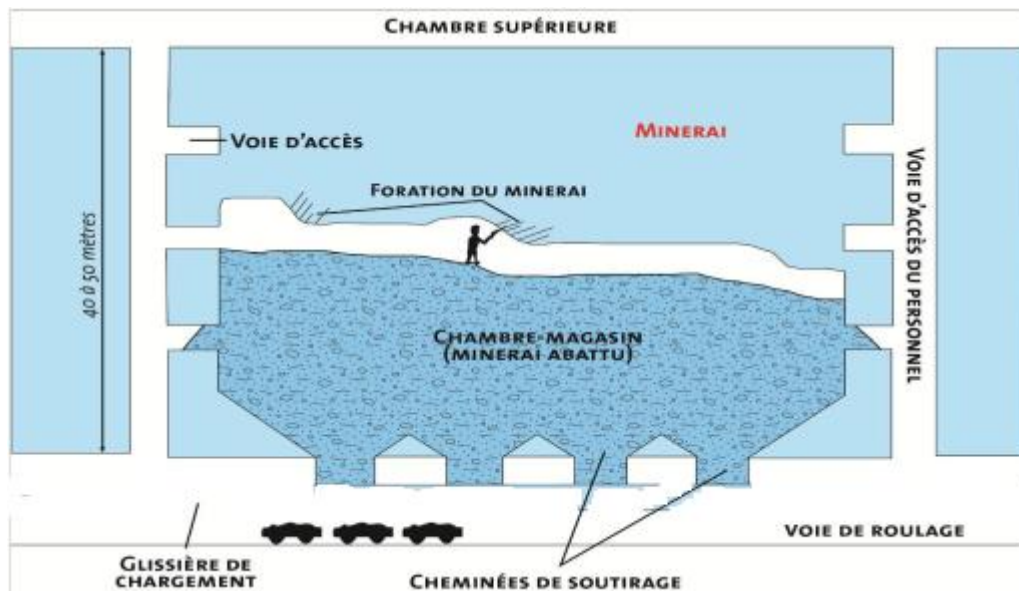


Figure II.3 : exploitation par chambre magasins. [24]

Cette méthode n'est pas applicable dans notre cas pour des raisons suivant :

- L'impossibilité de réaliser des entonnoirs car les galeries au jour sont creusées au même niveau que le niveau du gisement
- L'extension du gisement ne répond pas au condition d'utilisation de cette méthode (dimension de chambre)
- Le pendage du gisement est de 30° à 40° , ce qui ne répond pas à cette méthode

b. Méthodes des chambres vide

L'exploitation par chambres vides est fréquente en filons sub-verticaux à profondeur faible ou moyenne, elle consiste à laisser systématiquement les vide créée par l'excavation du corps minéralisé sans recourir à un remblayage ou un foudroyage.

Cette méthode est caractérisée par l'enlèvement du minerai au fur et à mesure de son abattage. [25]

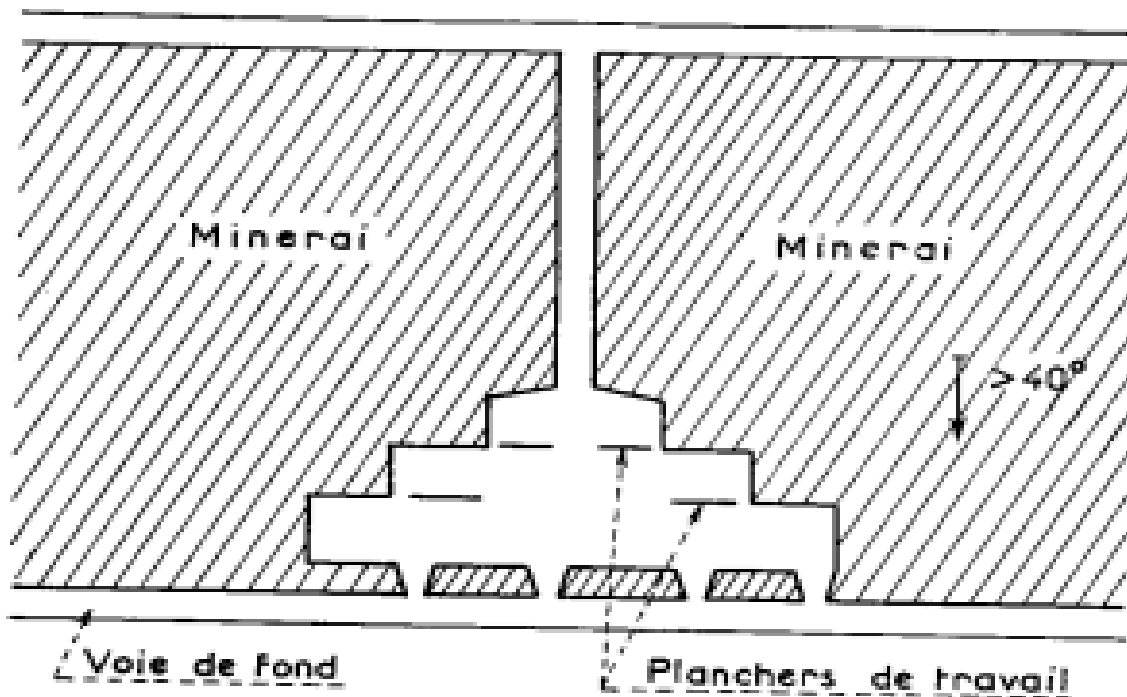


Figure II.4 : exploitation par chambre vide.[24]

Cette méthode n'est pas applicable dans notre cas pour les mêmes raisons que la méthode précédente

c. Méthodes des chambres et piliers

Il s'agit d'une méthode spécifique pour tous les types de gisements mais principalement aux formations d'origine sédimentaire, Cependant l'extraction ne se fera pas à 100%, des chambres sont créés et séparés par des piliers de minerai laissés en place dans l'objectif de maintenir la stabilité du toit d'une temporaire.

Les chambres servent ensuite de voie de roulage pour transporter le minerai à l'aide des camions et des bennes transporteuses, des chargeuses et des camions spéciaux seront utilisés dans le cas des galeries de faible hauteur(3m).

La rentabilité de cette méthode dépend de la quantité du minerai à extraire, c'est à dire si le minerai est peu résistant, les dimensions du pilier seront importantes donc la perte en minerai devient assez considérable. [24]

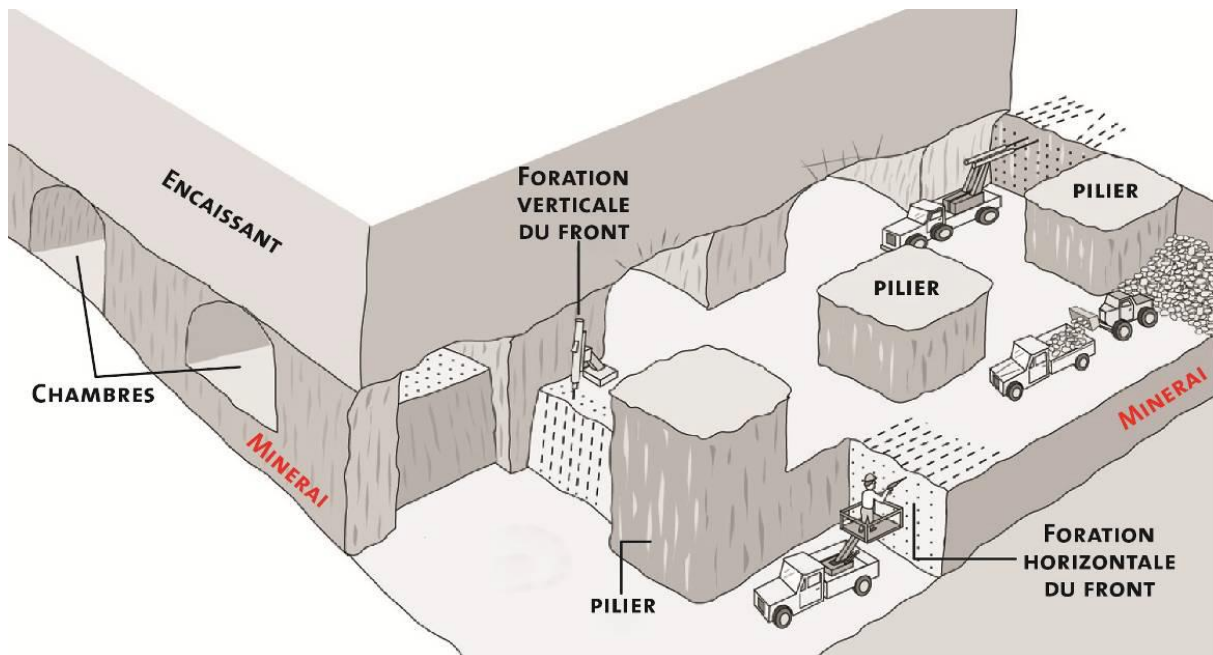


Figure II.5 : exploitation par chambre et piliers. [24]

d. Méthodes de tranché montante remblayé

La méthode d'exploitation par tranché montante remblayée est employée pour les gisements filoniens de faible puissance encaissée dans un massif rocheux stable. Cette technique est connue par sa bonne sélectivité et son excellent taux de récupération.

L'abattage de minerai peut se faire par :

- Gradin renversé : le sens d'avancement des travaux d'abattage se fait du bas vers le haut, les vides créés seront remblayés avec des matériaux secs ou humides pour obtenir une tranche horizontale de 3 à 4 m d'épaisseur.
- Abattage du front continu : les vides sont remblayés avec du sable formant une surface suffisamment stable pour la circulation des engins sur pneus à la tranchée suivante.

Le remblai utilisé peut être récupéré du stérile des travaux d'ossature ou du résidu de la phase de traitement. [24],[26]

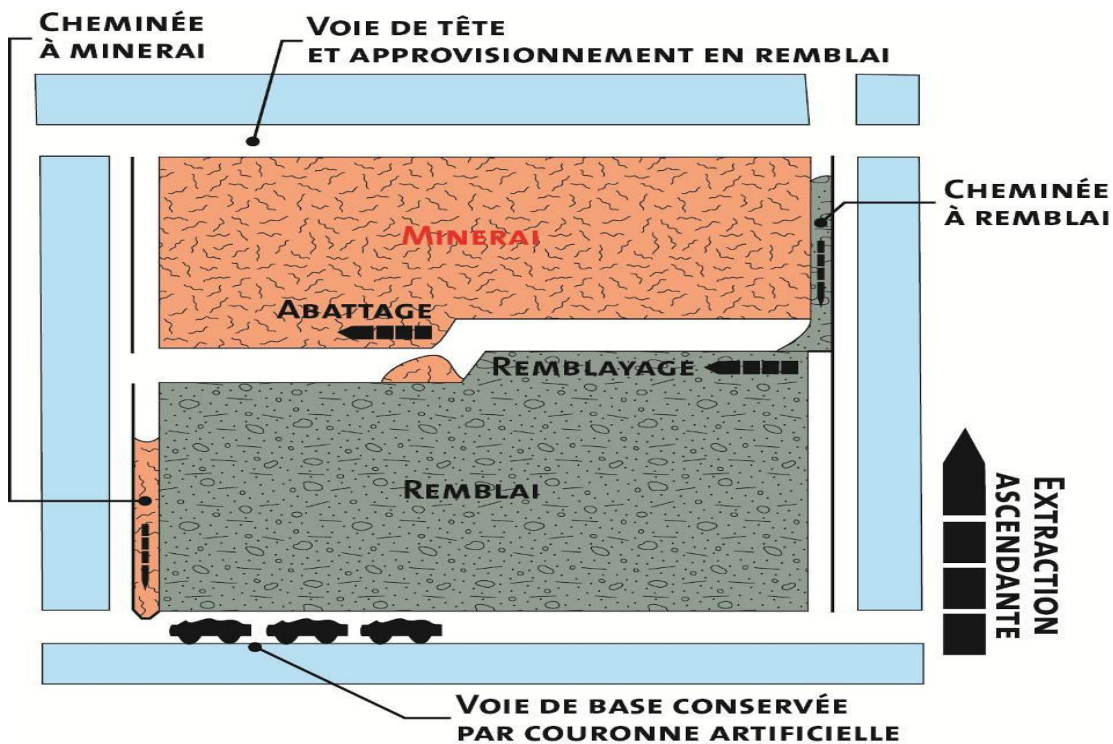


Figure II.6 : exploitation par tranché montantes remblayées.[24]

II.6 Les caractéristiques du gisement d'Ichemoul

Tableau II.1 : les caractéristiques des différents filons du gisement d'Ichemoul.

	Géométrie du corps minéralisé	Nature de l'encaissant et sa délimitation avec le minerai
Le filon N ⁰ 1	<ul style="list-style-type: none"> - Profondeur :250m - Le bloc de minerai est en direction de 40 m. - Longueur en pendage :420 m. - Épaisseur 1-3m (2,5m). - Pendage= 30° -45° 	Calcaire, dolomite, calcaire dolomiteux
Le filon N ⁰ 2	<ul style="list-style-type: none"> - Profondeur de 80 m - Profondeur verticale est 200 m. - Largeur 20 m. - Épaisseur est de 1-3 m. - Pendage=45°. 	Calcaire, dolomite, calcaire dolomiteux
Le filon N ⁰ 3	<ul style="list-style-type: none"> - Situé dans la partie centrale du gisement. - Profondeur :350m En pendage - Largeur varie de 30-125m. - Épaisseur : 1,2-5 m. - Pendage : 30-40°. 	Calcaire, dolomite, calcaire dolomiteux
Le filon N ⁰ 4	<ul style="list-style-type: none"> - Largeur en direction : 40-50m. - Épaisseur varie de 1,4-5,8m. - Pendage varie de 35°-45°. 	Calcaire, dolomite, calcaire dolomiteux

II.7 La méthode d'exploitation retenue pour le gisement d'Ichemoul

Les méthodes d'exploitation choisies sont commandées essentiellement par la nature et les conditions géologiques et géométriques du gisement ainsi que la rentabilité économique pour l'unité.

La décision prise en matière du choix de la méthode d'exploitation est une situation fréquente puisqu'elle se présente non seulement pour un nouveau gisement, mais à chaque fois qu'un paramètre important connaît une variation qui exige l'adaptation par rapport ou autre méthodes.

En se basant sur les propriétés du minerai [Voir l'Annexe I.1] qui ont une importance économique et les caractéristiques des roches encaissantes qui marquent une stabilité ainsi que le pendage des filons qui varie entre 30° et 40° ainsi que la possibilité technique de la mine, les méthodes d'exploitation du gisement de djebel Ichemoul est :

- La méthode de chambre et piliers
- La méthode par tranché horizontal remblayé.

Les deux méthodes sont applicables, et les caractéristiques des filons répondent aux conditions d'application.

Conclusion

Dans le gisement d'Ichemoul, l'exploitation souterraine est la mieux adaptée, pour les profondeurs des filons du gisement qui sont situés à une profondeur qui dépasse 200 m de la surface, et pour les anciens travaux miniers existant dans la mine, nous confirmer l'importance et la nécessité d'exploitation de ce gisement.

Vu le manque de données géotechnique, la méthode d'exploitation retenue pour le gisement, est choisie suivant les paramètres du gisement.

Chapitre III

Introduction

Pour l'application de la méthode d'exploitation choisie dans le chapitre précédent, il est nécessaire d'effectuer un ensemble des travaux préparatoires qui consiste à l'élargissement des anciennes galeries, le dimensionnement des différents ouvrages afin d'assurer une stabilité des terrains.

Dans ce chapitre nous avons procédé à la caractérisation et le dimensionnement des piliers avec une méthode empirique (air tribulaire), pour faire une approche au cas réel de notre gisement.

III.1 travaux d'élargissements

III.1.1 Les prévisions de l'entreprise

L'unité Ichemoul de production a tracée un objectif de mener un ensemble des travaux d'élargissements présentée dans l'annexe III (1,2), qui montre en détails le déroulement des travaux et les longueurs qu'il faut atteindre pour accéder aux filons avant la fin de l'année 2017.

III.1.2 Travaux préparatoires

La nature des travaux préparatoires vers le filon N°1 il s'agit essentiellement des travaux de réouverture et l'élargissement des galeries et les cheminées existantes.

L'élargissement consiste à réaliser un ensemble des travaux d'abattage afin d'agrandir et augmenter la section des galeries et cheminés, qui sont déformées et remplies par les travaux des artisans et les phénomènes naturels (glissement des terrains, l'effondrement.).

III.1.2.1 Le volume des travaux

L'ensemble des travaux d'élargissements vers le filon N°1 touchent un nombre des galeries sur une longueur totale de 190 m qui sont réparties suivant des niveaux.

- Niveaux 1456 (galerie n°II) ;
- Niveaux 1465 (galerie n° III) ;
- Niveaux 1509 (galerie n° IV) ;

- Niveaux 1537 (galerie n° V) ;
- Niveaux 1559 (galerie n° VI).

III.1.2.2 Les caractéristiques du matériel

L'ensemble du matériel utilisé lors des travaux d'élargissement est constitué d'une pelle sur rail avec godet ainsi que des wagonnets qui sont résumés dans l'ANNEXE III.3.

III.1.2.3 Foration

La foration des trous de mine lors de l'élargissement se fait à l'aide d'un marteau perforateur à la main, avec un diamètre de fleuret 40 mm, ce qui justifie le diamètre des trous choisis lors de l'élargissement.

Le marteau perforateur utilisé, est en fonction du compresseur avec des caractéristiques présentées dans le tableau voir l'ANNEXE III.3



Figure III.1 : marteaux perforateur.

III.1.3 Travaux de tire

III.1.3.1 Conception d'un plan de tire

L'élaboration d'un plan de tir d'une galerie nécessite de savoir quelques données de base avant d'entamer la phase des calculs ; la forme et dimensions des sections transversales de creusement, Coefficient de dureté de la roche à abattre et le type d'explosif utilisé.

Le schéma du plan de tire est différent d'un terrain à un autre, il dépend essentiellement des caractéristiques des roches, ce qui fait que le nombre des trous n'est pas fixe, ainsi la consommation d'explosifs qui varie d'un cas à un autre. Le plan de tire comporte :

- **Trous de bouchon** : les trous de bouchons se trouvent dans la partie la plus proche du centre de la section (front) à abattre, qui est la première partie abattue dans le front de taille, dont leur nombre compris entre 3 et 6 trous avec le trou central.
- **Trous d'abattage** : les trous d'abattage varient entre 4 et 8 trous, ces trous entourent les trous de bouchon, ou les roche sont expulsé vers la cavité central qui s'élargie lors de l'explosion et leur amorçage est juste après l'amorçage de celles du bouchon.
- **Trous de contour** : sont foré et placer à la périphérie du front, leur nombre varie de 12 à 15 trous.

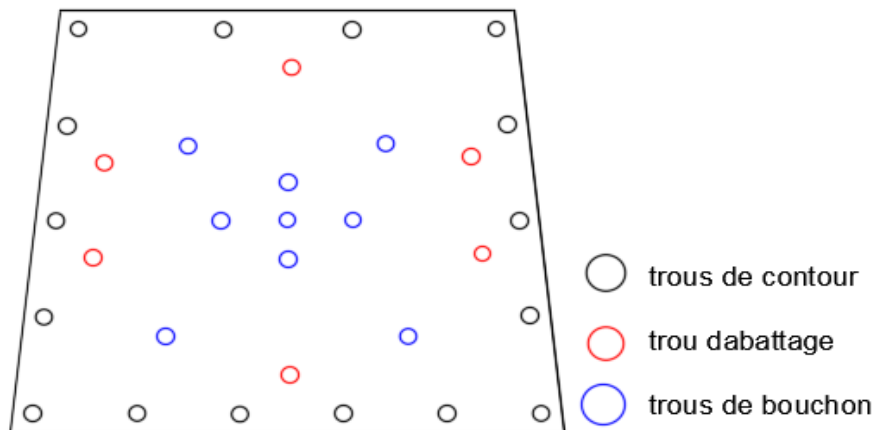


Figure III.2 : Schéma de différents trous de mine dans une galerie.

III.1.3.2. Paramètres d'abattage

Les paramètres de d'abattage sont calculés à l'aide de deux méthodes, la méthode Suédoise qui prend en considération la forme géométrique de la section à abattre (galerie, cheminé), et la méthode russe qui nous permet juste de définir les paramètres, et la dispersion des trous dans le plan se fait selon l'expérience professionnelle et les conditions du terrain à abattre.

➤ La méthode Russe

a. Les paramètres de la galerie et la cheminé

- Section trapézoïdale de la galerie : $7,2 \text{ m}^2$ (3,2m pour la largeur et 2,68m pour la hauteur),

- Section carré de la cheminé : 4 m² (2m pour la largeur et la hauteur),
- La dureté de la roche à abattre : F=8 (calcaire)
- La densité de la roche à abattre : 2700Kg/m³(calcaire,dolomie)

b. Le type d'explosif utilisé

Le type d'explosif utilisé dans la mine d'Ichmoul est le Gelanite I, Gelanite II

Tableau III.1 : caractéristiques de Gelanite. [20]

Gamme de l'explosif	Gelanite I	Gelanite II
Densité d'encartouchée (g/cm ³)	1,45	1,50
Vitesse de détonation m/s	5000	5500
Puissance RWS sur le mortier balistique(%)	85	22
Coefficient d'utilisation pratique(%)	1,33	1,27
Coefficient de self excitation (mm)	150	100
Volume de gaz (l/g)	861	808

c. Dimensions de la cartouche d'explosif utilisé pour notre cas sont

- Diamètre : 30 mm
- Longueur : 240 mm
- Poids : 250 g

d. La consommation totale de l'explosif

$$Q = q \times v \quad \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} \quad (1)$$

Q : consommation totale de l'explosif en Kg

q : consommation spécifique en Kg /m³

V : le volume des roches à abattre en m³

e. Volume des roches à tirer

$$V = S L_{tr} \quad m^3 \quad (2)$$

S : la section à abattre

L_{tr} : longueur du trou chargé 1,2m (choisie selon l'ANNEXE III.5)

Galerie V=8,64 m³

Cheminé V= 4.8 m³

f. La consommation spécifique de l'explosif

La consommation spécifique de l'explosif dans les travaux d'abattage varie selon la dureté de la roche.

Tableau III.2 : Consommation spécifique d'explosifs pour les conditions standardisées. [28]

La dureté	6-8	12-16	18-20
Coefficient de dureté	0.6-0.8	1.2-1.6	1.8-2.0
q ₁ : Consommation spécifique (kg/m ³)	0.5-0.8	1.2-1.8	1.4-2.1

$$q = q_1 \times f \times e \times v'' \quad kg/m^3 \quad (3)$$

q₁ : Charge spécifique d'explosif pour des conditions standardisées en kg/m³, on la détermine d'après la dureté de la roche. q₁=0,8 d'après le tableau III .2

F : la dureté de la roche

f : le coefficient de la dureté [1,3-2,0] suivant le Prof POKROFSKY

e : puissance ou le coefficient d'utilisation pratique 85%

v'' : coefficient de sertissage des charges explosifs

$$v'' = \frac{6.65}{\sqrt{s}} \quad (4)$$

v''=2,47 galerie

$v''=3.33$ cheminé

La consommation spécifique est déterminée aussi dans le tableau de l'ANNEXE III.4

g. Le nombre de trous de mine

$$N = \frac{q \times S}{Y} + \sqrt{S} \quad (5)$$

N : nombre des trous

Y : le poids de l'explosif dans un mètre du trou de mine

$$Y = 0.785 \times d_c^2 \times \rho \times a \quad (6)$$

d_c : Le diamètre de la cartouche d'explosif égale à 30 mm ;

ρ : La masse volumique de l'explosif 1,45

a : Le coefficient du remplissage des trous par explosif 0,6.

D'où : $Y=0,6$

h. La répartition des trous de mine

Pour faire un plan de tire, les trous sont divisés selon le rapport suivant :

$$N_{tr(b,a,c)} = \frac{N_{tr} \times C_{b.a.c}}{3.2} \quad \text{trous} \quad (7)$$

Où

N_{tr} : nombre de trous

$C_{b.a.c}$: coefficient spécifique pour les trous de bouchon. Abattage. Contour ; [0.6 ; 1 ; 1 ,6]

i. La consommation moyenne dans un trou

$$q_{tr} = \frac{Q}{N} \quad \text{kg} \quad (8)$$

Q : consommation d'explosif

N : nombre de trou

j. Longueur des trous de bouchon

$$L_{tr.b} = [1.1 - 1.15]L_{tr} \quad m \quad (9)$$

k. Consommation de l'explosif pour les trous de bouchon

$$q_{tr.b} = [1.1 - 1.2]q_{tr} \quad Kg \quad (10)$$

l. Consommation de l'explosif pour les trous d'abattage

$$q_{tr.a} = q_{tr} \quad Kg \quad (11)$$

m. Consommation de l'explosif pour les trous de contour

$$q_{tr.c} = 0.9q_{tr} \quad Kg \quad (12)$$

n. Nombre de cartouche par trou

$$N_{C/tr} = \frac{q_{tr}}{p_c} \quad (13)$$

P_c : le poids de la cartouche 0,25Kg

o. Nombre de cartouche pour les trous de bouchons

$$N_{c.b} = \frac{q_{tr.b}}{p_c} \quad (14)$$

p. Nombre de cartouche pour les trous d'abattage

$$N_{c.a} = \frac{q_{tr.a}}{p_c} \quad (15)$$

q. Nombre de cartouche pour les trous de contour

$$N_{c.c} = \frac{q_{tr.c}}{p_c} \quad (16)$$

Tableau III.3 : Paramètres d'abattage avec la méthode russe.

Formule n°	Paramètre		unité	Galerie	Cheminé
2	V		m ³	8.64	4.8
3	Q		Kgf/m ³	2.4	3.17
1	Q _T		Kgf/m ³	20.7	15.2
	Répartitions des trous	bouchon	Trous	6	4
		Abattage	Trous	9	7
		Contour	Trous	15	12
		Total	Trous	30	23
8	Q _{tr}		kg	0.69	0.66
9	L _{tr.b}		m	1.32	1.32
/	L _{tr.a}		m	1.2	1.2
/	L _{tr.c}		m	1.2	1.2
10	q _{tr.b}		Kg	0.76	0.73
11	q _{tr.a}		Kg	0.69	0.66
12	q _{tr.c}		kg	0.62	0.60
14-15-16	Nbr de cartouches par trou	bouchon	cartouches	3	3
		abattage	cartouches	3	3
		Contour	cartouches	2	2
		Total	cartouches	8	8

➤ La méthode Suédoise

Le principe de la méthode suédoise pour la conception des plans de tire, et de mettre en évidence la géométrie pour l'emplacement des différents trous de différents section à abattre.

La méthode Suédoise est une méthode empirique utilisée dans le cas des galeries à une surface libre (généralement dans l'ouverture des galeries et tout ouvrage à une surface libre). La mise en application de cette méthode est répartie en deux cas :

- La section a > 10m²
- La section a < 10m²

Pour une section $>10 \text{ m}^2$: dans ce cas on utilise 4 sections de bouchons. Cette dernière a été modifiée pour concevoir des modèles pour des tunnels avec une aire en coupe de moins de 10 m^2 . Où ils ont réduit le nombre de section en seulement deux bouchons l'application de la version modifiée a été examinée par plusieurs cycles d'abattage et le final optimisé la disposition de tir a été obtenue. [29]

Dans notre cas d'étude nous avons une galerie d'une surface $S=7,2 \text{ m}^2$ et une cheminée d'une surface $S = 4 \text{ m}^2$.

ϕ_e : diamètre équivalent [105-125mm] ;

ϕ_h : diamètre des trous chargé 40 mm ;

ρ_c : densité de la charge $1,45 \text{ g/cm}^3$;

ρ_r : densité de la roche $2,7 \text{ g/cm}^3$;

ϕ_C : Diamètre de la charge (m) ;

E : erreur de foration (m) ;

$$E = \alpha \times h + \beta \quad (\text{m}) \quad (17)$$

α : Déviation angulaire 0.03 m ;

β : Erreur de déviation (m) ;

h : Longueur de trous 1.2 m ;

L'ensemble des formules de calcul sont représenté dans le tableau suivant :

Tableau III.4 : Paramètres d'abattage avec la méthode Suédoise. [29]

Section	Banquette (B)	Espacement (S ,X)	Bourrage(St)	
Premier bouchon	$B_1=1,7 \phi_e$	$X_1=\sqrt{2} B_1$	$S_{t1}=10 \phi_h$	
Deuxième bouchon	$B_2=\frac{\sqrt{2} \times B_1 + 2X_1}{2}$	$X_2=\sqrt{2} B_2 \times 1,5$	$S_{t2}=10 \phi_h$	
Abattage	$B=0,012\left(\frac{2\rho C}{\rho_r} + 1,5\right) \times \phi_C - E$	$S=1,1B$	$S_{tabattage}=0,5B$	
Contour	Voute	$B=0,012\left(\frac{2\rho C}{\rho_r} + 1,5\right) \times \phi_C - E$	$S=0,8B$	$S_{tv}=0,5B$
	PAROI	$B=0,012\left(\frac{2\rho C}{\rho_r} + 1,5\right) \times \phi_C - E$	$S=0,8B$	$S_{tpa}=0,5B$
	Plancher	$B=0,012\left(\frac{2\rho C}{\rho_r} + 1,5\right) \times \phi_C - E$	$S=0,8B$	$S_{tpl}=0,5B$

Les résultats de calcul par la méthode suédoise sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau III.5 : Résultats de calcul de la méthode suédoise.

Section	Banquette (b)	Espacement (s, x)	Bourrage (st)
Premier bouchon	$B_1=178,5$ (mm)	$X_1=252$ (mm)	$S_{t1}=400$ (mm)
Deuxième bouchon	$B_2=378$ (mm)	$X_2=802$ (mm)	$S_{t2}=400$ (mm)
Abattage	$B=0,9$ (m)	$S=1$ m	$S_{tabattage}=0,45$ (m)
Voute	$B=0,95$ (m)	$S=0,7$ (m)	$S_{tv}=0,45$ (m)
Paroi	$B=0,9$ (m)	$S=0,7$ (m)	$S_{tpa}=0,45$ (m)
Plancher	$B=0,9$ (m)	$S=0,7$ (m)	$S_{tpl}=0,45$ (m)

➤ **La charge linéaire de l'exploitation :**

$$q = \frac{55\phi_{ch}}{PRP_{ANFO}} \left(\frac{B_1}{\phi_{eq}}\right)^{\frac{3}{2}} \times \left(B_1 - \frac{\phi_{eq}}{2}\right) \times \left(\frac{C}{0,4}\right) \quad \text{Kg/m}^3 \quad (18)$$

\varnothing_{ch} : Diamètre de la cartouche 30 mm ;

PRP_{ANFO} : Puissance RWS sur mortier balistique 88 % ;

B_1 : Banquette n°1 ;

C : Résistance au tirage de quelques roches (rock constant), pour notre cas nous avons (un calcaire moyenne à dur) $c = [0,35 - 0,4]$

$$q = 0,52 \text{ Kg /m}^3 \quad (19)$$

III.1.3.3 Plans des différents ouvrages

- Plans de tir de la galerie avec la méthode Suédoise :

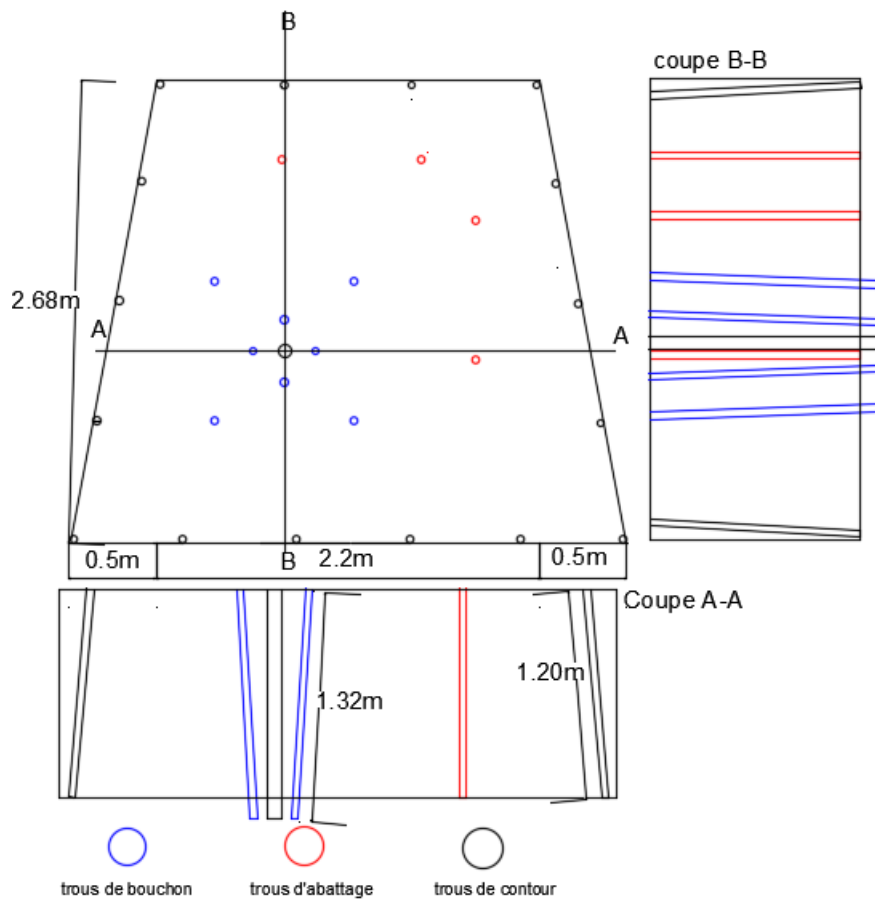


Figure III.3 : plans de tir de la section complète.

- Plans de tir de l'élargissement de la galerie

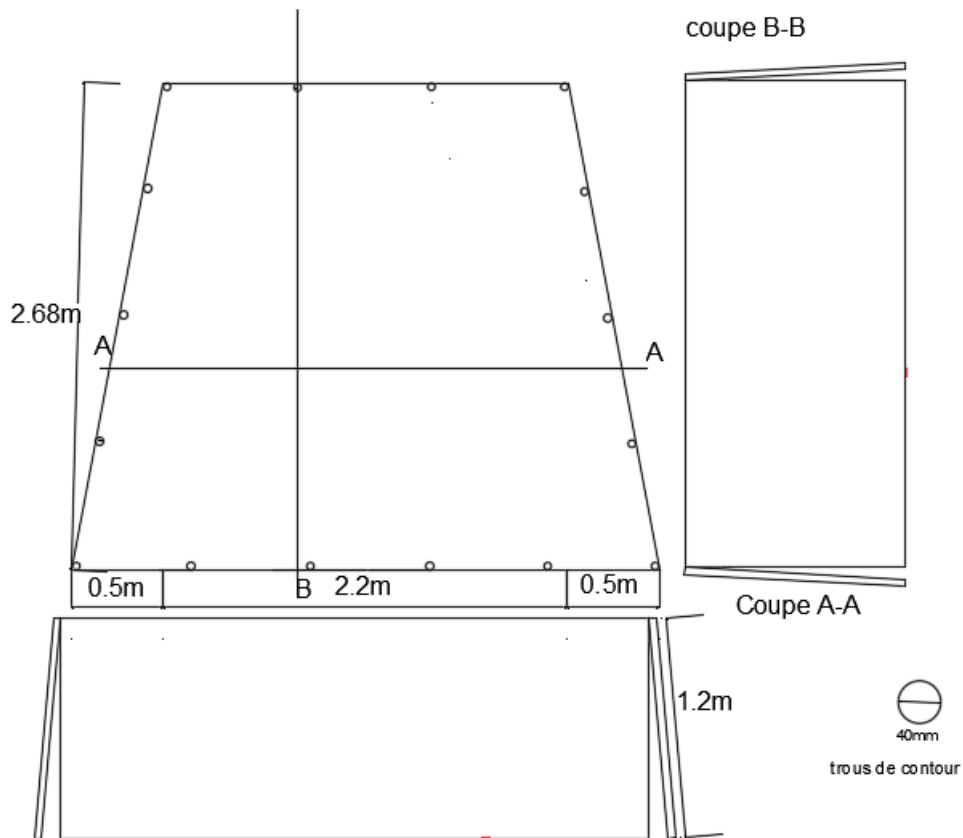


Figure III.4 : plans de tir d'élargissement.

- Plan de tir de la cheminé avec la méthode Russe :

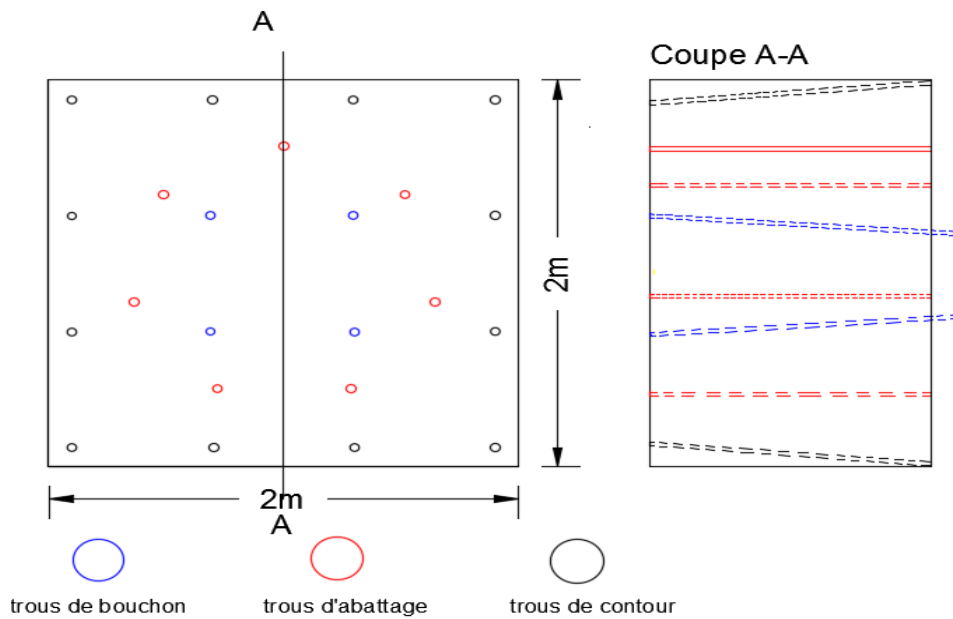


Figure III.5 : Plans de tir de la cheminé.

- Plans de tir de la galerie avec la méthode Russe

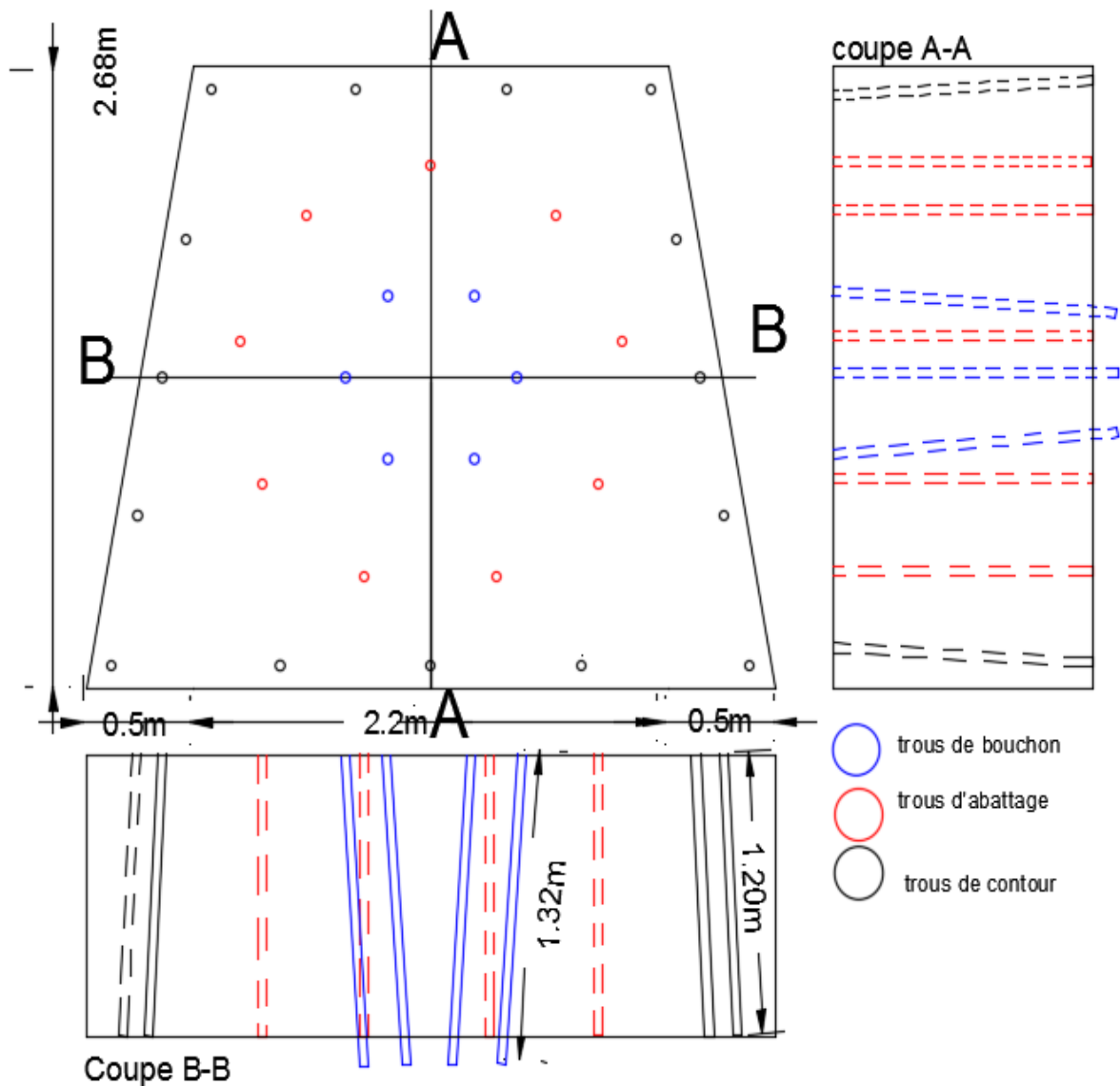


Figure III.6 : Plans de tir de la galerie avec la méthode Russe.

- Accessoire de tir**

C'est l'ensemble des outils utilisés lors du chargement des trous de mine en explosif, où le succès et la sécurité du minage dépendent en grande partie de ces moyens inflammables et de l'emploi correct, leur choix joue un rôle pas moins que celui de l'explosif utilisé.

Ces outils sont présentés dans l'ANNEXE III.7.

- **Bourrage**

Le bourrage est utilisé dans les mines qui consiste à mettre une matière de bourrage dans le trou de mine pour éviter la projection des flammes vers le chantier lors de l'explosion, il sert surtout à garder la charge explosif comprimé dans le trou, le bourrage doit bien fermer tous les vides du trou afin d'avoir un tir efficace.

Après le chargement des trous avec l'explosif et introduction des cartouches amorcés, le trou de mine est rempli avec la matière du bourrage qui peut être de l'argile et du sable, ou bien le mélange du sable-argile a une hauteur qui dépend de la longueur du trou. [19] [14]

Le bourrage utilisé est celui intermédiaires représenté dans la figure si dessus :

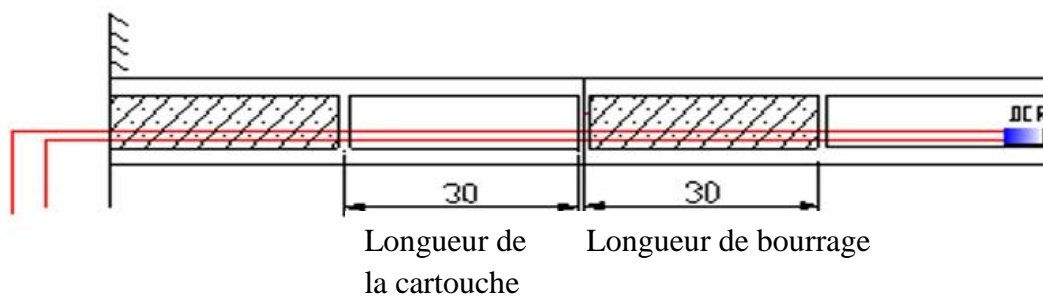


Figure III.7 : Schéma d'un bourrage intermédiaire de trous de mine.

Cette méthode de bourrage permettrait d'éviter les pertes de charge et d'énergie d'explosif lors du tir, et une meilleure fragmentation de la roche [27]

- **L'amorçage**

L'amorçage consiste à mettre en place un détonateur au contact d'une charge explosive. L'amorçage peut s'effectuer en deux parties :

- L'amorçage latéral : qui est réaliser par un cordeau détonant caractériser par sa densité de pentrite exprimé en g/m (3.5 à 70 g/m) et par sa vitesse de détonation qui est de l'ordre 6000 à 7000 m/s

- L'amorçage ponctuel : assuré par un détonateur placé sur la première cartouche mise en place, la détonation est propagée du bas vers le haut pour l'amorçage ponctuel est du haut vers le bas pour l'amorçage postérieurs.

III.1.4 Chargement et transport

Le minerai abattu sera chargé à l'aide d'une pelle chargeuse sur rail dans les wagonnets tractés par un locotracteur puis transporté vers le point de dépôt de la mine au jour.



Figure III.8 : Pelle chargeuse sur rail et une wagonnette tractée par un locotracteur.

III.1.5 L'avancement d'élargissement

L'avancement des travaux d'élargissement est de l'ordre de 4 m par tir ce qui fait un avancement de 8 m par semaine (2 tirs par semaine)

La durée de réalisation d'élargissement sur une distance totale de 190 m vers le filon n°1 (galerie pour accéder à notre filon), est estimée à 6 mois.

III.2. L'exploitation du filon N°1

III.2.1. Le choix du filon N°1

Dans notre cas on a choisit le filon N°1 pour les critères suivants :

- Disponibilité des donner géométrique du filon ;
- Absence des anciens travaux d'exploitation dans le filon ;
- L'importance de la quantité de baryte dans le filon ;
- Existence de l'ouverture vers le filon.

III.2.2. Description des méthodes d'exploitation adopté pour le Filon N°1

Afin de mieux choisir la méthode d'exploitation la plus adéquate nous avons procédé dans ce qui suit à la présentation des méthodes d'exploitation des gisements métallifères. Cette présentation va nous guidé au meilleur choix de la méthode d'exploitation du filon N°1, objet de notre étude.

III.2.2.1 La méthodes d'exploitation par tranché horizontal montant remblayer

Les conditions d'application de la méthode d'exploitation par tranchée montante horizontal remblayé sont particulières dans le gisement d'ichemoul, pour les critères suivants :

- Le minerai est de grande valeur ;
- La dureté et la stabilité du minerai ;
- Les caractéristiques de la roche encaissante ;
- Le pendage du gisement ;
- La stabilité des terrains.

➤ Les travaux préparatoires

Après avoir terminé les travaux d'élargissements des galeries, qui donne accès au corps minéraliser N°1, et l'installation des rails sur le long de la galerie au jour, le traçage des tranchés sont résumer dans les étapes suivant :

- Le traçage du premier tranché sur la largeur de 40 m horizontalement, qui est considéré comme la longueur du tranché, et une hauteur de 2.5 m suivant l'épaisseur

- du corps et la largeur du tranché, qui est choisi en fonction de la longueur du filon dans l'ordre de 5 m ;
- L'abattage du tranché se fait par foration à l'aide d'un marteau perforateur ,puis les travaux de tire ,voir l'ANNEXE N°5 ;
 - Le vide créé par l'extraction du tranché doit être remblayé pour diminuer la hauteur entre le sol et le toit en laissant une distance de 2.5 m pour la préparation du deuxième tranché ;
 - Le remblayage est séparé par une cheminé boisé réaliser au fur à mesure du remblayage ;
 - La cheminé doit avoir deux compartiment, l'un est réservé pour le déplacement du personnel et le matériels, et l'autre est destiné pour le soutirage du minerai abattu, à l'aide d'un vibratoire qui facilite la descente du minerai vers le bas ;
 - Les dimensions de la cheminé doit répondre à la dimension du matériel utilisé, la longueur du cheminé dépend également de l'avancement des travaux et le niveau de remblayage ;
 - Le niveau du remblayage considère comme la plateforme des travaux de préparation et d'abattage pour les tranchés suivants.

➤ **Travaux d'abattage**

L'abattage se fait par trous profond verticale ou incliné suivant les conditions du terrain du front à exploiter, la foration se fait à l'aide d'un marteau perforateur.

Le minerai est abattu par tranche horizontale, progressant horizontalement suivant la longueur du tranché, et l'abattage se fait en chassant vers les extrémités du corps minéraliser, puisque la tranché est devisé en deux partie par la cheminé centrale. Les travaux se déroulent dans deux chantiers pour les deux parties du tranché.

➤ **Travaux de chargements et transports**

Le chargement est effectué par la chargeuse sur rail vers les wagonnets dans la première partie des travaux d'abattage, mais par la suite le chargement est réalisé à l'aide d'un scraper qui consiste à évacuer le minerai abattu vers la cheminé de soutirage.

Le minerai soutiré par deux cheminé creuser dans les deux extrémités du filon et par la cheminé centrale et charger dans les wagonnets à l'aide de la trémie de la cheminé, ou bien

vers un point de stock puis charger avec la pelle sur rail ou sur pneu dans les wagonnets et transporté vers le jour.

➤ **La nature du remblai à utilisé**

Le remblai employé dans le traitement des vides créé par l'extraction du minerai, provient généralement du stérile miniers, dont les principales sources du remblai sont, les travaux préparatoires de la méthode d'exploitation utilisé, ou bien par le stérile en place pendant l'exploitation.

Dans le cas du gisement objet de notre étude, le remblai est composé essentiellement du calcaire et dolomie, et des calcaires dolomitiques ainsi d'autre quantité de remblais provenant des travaux de la surface.

Dans le cas où le remblayage est effectué à partir de la surface, nous utilisons une cheminée créé à cette usage à partir de la surface jusqu'à la profondeur du filon dans l'extrémité du corps minéraliser.

➤ **Les avantages et les inconvénients de la méthode**

Parmi les avantages de la méthode des tranches horizontales montantes remblayées :

- La récupération quasi-totale de la minéralisation ;
- La stabilité et la sécurité de la mine ;
- La rentabilité économique de l'exploitation ;
- Absence de dilution ;
- Peu de perte de la baryte ;
- Disponibilité du matériel utilisé ;
- Simplicité du schéma d'exploitation ;
- Facilité du soutirage et transport du minerai ;
- La qualification du personnel.

Les inconvénients de la méthode se résume dans :

- Les couts du remblayage ;
- La consommation de l'explosif élevée.
- La difficulté du remblayage.

La mise en place des remblais doit suivre de près l'avancement des travaux et le niveau du tranché toute en laissant un espace libre pour les différents services des travaux dont le volume du remblai à mettre doit avoir un espace de 1/2 ou 1/3 du vide créé.

III.2.2.2 Méthode par chambre et piliers

La méthode chambre et pilier est applicable dans le gisement et en particulier dans le filon N°1, ou les conditions d'utilisation de cette méthode dans notre cas sont résumer comme suit :

- Les caractéristiques du minerai ;
- La stabilité des terrains surplomb sur la partie minéralisée ;
- Le pendage du filon ;
- La disponibilité du matériel utilisé pour cette méthode ;
- L'existence des travaux antérieurs dans cette partie ;
- La puissance de la minéralisation qui varie de 2 à 3 m.

➤ Dimensionnement des piliers

Le dimensionnement des piliers de la méthode d'exploitation par chambre et pilier est évalué par différentes méthodes, chacune correspondant à une approche différente. Parmi ces dernières, la méthode empirique de l'aire tributaire (voir l'ANNEXE III.8) qui suppose que le pilier est en compression uni axiale à la manière d'une éprouvette dans une presse hydraulique.

Dans les calculs des différentes dimensions des piliers, on a pris en considération la résistance à la compression théorique basé sur le principe de la classification du professeur PROTODIACONOV pour pouvoir calculer le facteur de sécurité adéquat au gisement de Baryte Ichemoul.

➤ charge des terrain sur les piliers

Les faciès contenus dans le terrain surplomb l'amas de Baryte sont obtenu à base d'une coupe géologique, pour les piliers seront constituer de baryte- dolomie et d'autre zone de baryte-calcaire.

Les épaisseurs et les différents faciès sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau III.6 : Différents épaisseurs des facies.

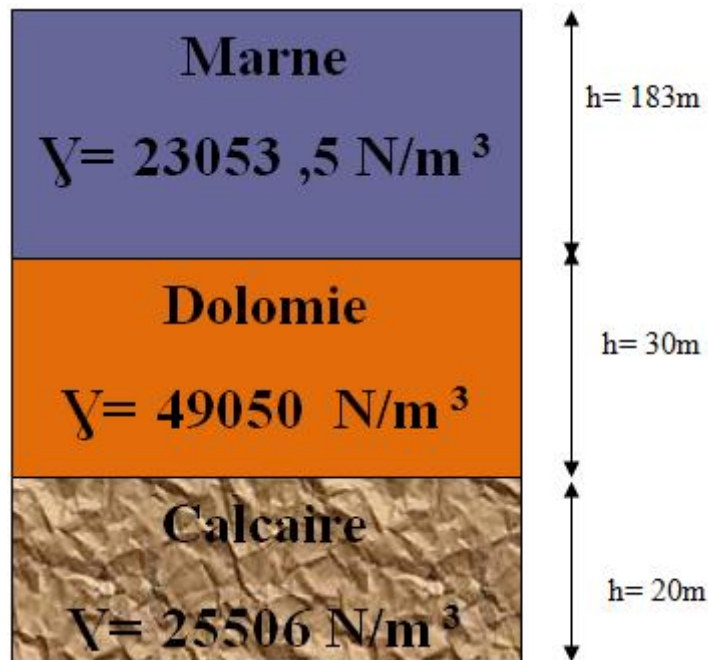
Couche	Epaisseur (m)	Densité (g/cm ³)	Poids volumique (N/m ³)
Marne	183	2.35	23053.5
Dolomie	30	2.6	49050
Calcaire	20	2.5	25506
Minerai	2-5	3.8	37278

$$P_{zz} = \sum_{i=1}^n \gamma \times h \quad \text{Mpa (20)}$$

γ : Le poids volumique N / m³,

h : Hauteur de la couche m.

Les différentes couches sous-jacentes du terrain sont représenté avec la spécification des poids volumique dans le schéma suivant :

**Figure III.9** : Schéma représente les différentes couches du terrain.

$$P_{zz} = 6200410,5 \text{ Pa}$$

$$P_{zz} = 6,2004105 \text{ Mpa}$$

➤ **Calcul du taux de défrètement**

La méthode de l'aire tributaire est une méthode qui permet d'effectuer un contrôle de la vulnérabilité des piliers en calculant du ratio (largeur/hauteur) dit élancement. Les ratios inférieurs à 1.5 sont des indicateurs de vulnérabilité et ceux supérieurs ou égale à 1.5 sont des indicateurs de robustesse. On utilise ce calcul pour examiner l'état de robustesse ou de vulnérabilité des piliers. C'est une évaluation préliminaire qui reste à confirmer avec un facteur de sécurité.

On définit le taux de défrètement comme étant le volume des vides créent par l'exploitation sur le volume de l'aire tributaire. Ce dernier est calculé par la formule suivante :

$$\tau = \frac{(a_p + a_c) \times (b + a_c) - a_p \times b}{(a_p + a_c) \times (b + a_c)}$$

Les calculs du taux de défrètement et du ratio sont résumés dans le tableau qui suit :

Tableau III.7 : Taux de défrètement pour les différentes dimensions du pilier.

Largeur du pilier a_p (m)	Longueur de pilier b (m)	Hauteur de pilier h_p (m)	Distance entre les piliers a_c (m)	Le ratio (a_p/h_p)	Taux de défrètement (τ) %
2,5	2,5	2,5	4	1	85,21
2,5	2,5	2,5	5	1	88,88
2,5	2,5	2,5	6	1	91,35
2,5	2,5	2,5	7	1	93,07
3	3	2,5	4	1,2	81,63
3	3	2,5	5	1,2	85,94
3	3	2,5	6	1,2	88,88
3	3	2,5	7	1,2	91
4	4	2,5	4	1,6	75
4	4	2,5	5	1,6	80,25
4	4	2,5	6	1,6	84
4	4	2,5	7	1,6	86,78
4	4	2,5	8	1,6	88,88

On constate qu'il y a une relation inverse entre le taux de défrètement et l'élanement (a_p/h_p), cela s'explique par le fait que si le ratio a_p/h_p est petit, on aura un taux de défrètement plus important.

On peut dire aussi que les piliers de largeur 4 m, montre une robustesse plus importante que les autres dimensions avec un ratio $a_p/h_p > 1.5$.

➤ **Choix de la formule de calcul**

Les formules de calcul sont choisie en fonction de la resistance à la copression ,comme les formules de Krauland et Kimmelman ont la resistance à la compression proche de celle de notre terrain qui est de l'ordre de 90 MPa, une estimation de la resistance du pilier a été effectuée

Les formules de dimensionnement sont presentédans le tableau d'ANNEXE III.9.

➤ **La resistance des pilier S_p**

La resistance du pilier est calculé par deux approches choisie sur la base de la resistance à la compression de notre terrain, qu'est pris en considération dans le facteur S_0 qui représente un pourcentage de σ_c dû à l'effet de l'échelle (la taille).

le calcue est effectué en considerant la forme carrée des piliers proposé par les deux auteurs ,avec une hauteur fixe à 2.5 m qui correspond à la puissance de la mineralisation .

suivant la formule KRAULAND :

$$S_p = S_0 \times \left(0,778 + 0,22 \times \frac{a_p}{h_p} \right) \text{ Mpa} \quad (21)$$

$$S_0 = 0,354 \times \sigma_c \text{ Mpa}$$

S_p : La resistance du pilier

S_0 : la résistance à la compression de la roche intacte

σ_c : la résistance moyenne à la compression unie axial 94 Mpa

a_p : largeur du pilier en m

h_p : la hauteur du pilier en m

Tableau III.8 : Résultats de calcul de la résistance du pilier suivant KRAULAND

a_p (m)	h_p (m)	S_0 (Mpa)	S_p (Mpa)
2,5	2,5	35,4	35,33
3	2,5	35,4	36,89
4	2,5	35,4	40

Suivant la formule KIMMELMAN :

$$S_p = S_0 \times \left(\frac{a_p^{0,46}}{h_p^{0,66}} \right) \quad \text{Mpa} \quad (22)$$

$$S_0 = 0,691 \times \sigma_c \quad \text{Mpa} \quad (23)$$

S_p : La résistance du pilier

S_0 : la résistance du a la compression de la roche intacte

σ_c : la résistance à la compression 94Mpa

a_p : largeur du pilier en m

h_p : la hauteur du pilier en m

Tableau III.9 : Résultats de calcul de la résistance du pilier suivant KIMMELMAN.

a_p (m)	h_p (m)	S_0 (Mpa)	S_p (Mpa)
2,5	2,5	64,95	54,08
3	2,5	64,95	58,81
4	2,5	64,95	67,13

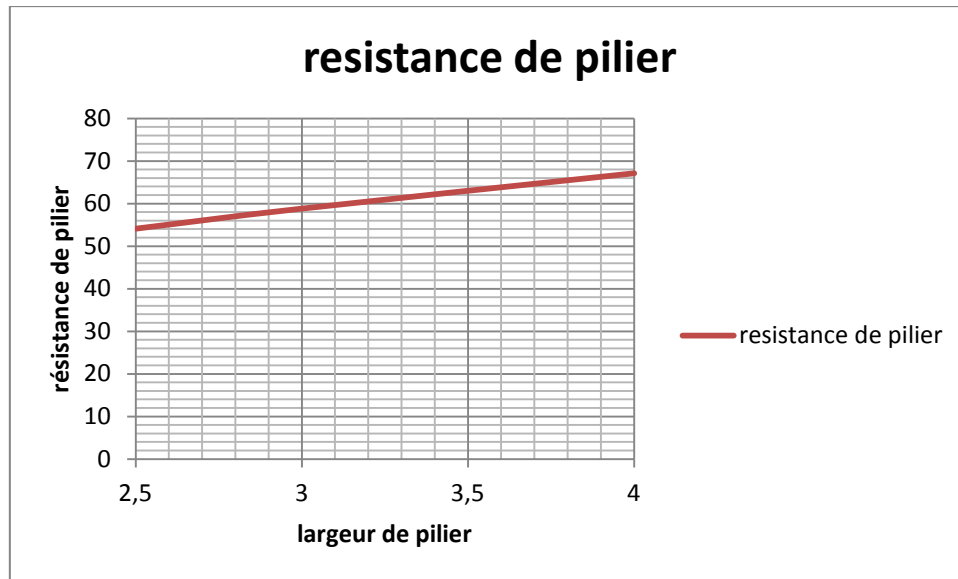


Figure III.10 : Graphe de la résistance du pilier en fonction de sa largeur.

Les résultats des calculs par les deux approches Kimmelman et Krauland montrent que les valeurs de la résistance des piliers sont proportionnelles à la largeur de ce dernier, on remarque que les résultats trouvés par Kimmelman montrent une résistance des piliers plus importante que celles de Krauland, d'où on peut dire que la charge des couches sur les piliers sera mieux supportée par l'approche de KIMMELMAN, cela reste à vérifier par le calcul du facteur de sécurité.

➤ **facteur de sécurité S_{FC}**

$$S_{FC} = \frac{S_p}{\delta S_0} \quad (24)$$

S_p : La résistance du pilier Mpa

δS_0 : la contrainte moyenne appliquée sur le pilier

$$\delta S_0 = \frac{(ap+ac) \times (b+ac)}{ap \times b} \times P_{zz} \quad \text{Mpa} \quad (25)$$

ap : largeur du pilier en m

ac : distance entre les piliers en m

b : longueur du pilier en m

Pour le calcul du facteur de sécurité, on a opté pour des piliers carrés dont la hauteur est fixe et en variant la largeur du pilier et celle de l'exploitation, pour pouvoir assurer une stabilité et une production.

Tableau III.10 : Tableau récapitulatif des calculs du facteur de sécurité du pilier en fonction des dimensions du pilier.

a_p (m)	b (m)	h_p (m)	a_c (m)	p_{zz} (Mpa)	Ratio a_p/h_p	Taux de défruitement (τ) %	δS_0 (Mpa)	Sp (Mpa)	S_{FC}	Etat
2,5	2,5	2,5	4	6,2	1	85,21	41,9	54,08	1,29	Stable
2,5	2,5	2,5	5	6,2	1	88,88	55,8	54,08	0,97	Danger de rupture
2,5	2,5	2,5	6	6,2	1	91,35	71,67	54,08	0,75	Danger de rupture
2,5	2,5	2,5	7	6,2	1	93,07	89,53	54,08	0,6	Danger de rupture
3	3	2,5	4	6,2	1,2	81,63	33,76	58,81	1,74	Stable
3	3	2,5	5	6,2	1,2	85,94	44,1	58,81	1,33	Stable
3	3	2,5	6	6,2	1,2	88,88	55,8	58,81	1,05	Rupture probable
3	3	2,5	7	6,2	1,2	91	68,9	58,81	0,85	Danger de rupture
4	4	2,5	4	6,2	1,6	75	24,8	67,13	2,71	stable
4	4	2,5	5	6,2	1,6	80,25	31,39	67,13	2,14	Stable
4	4	2,5	6	6,2	1,6	84	38,75	67,13	1,73	Stable
4	4	2,5	7	6,2	1,6	86,78	46,89	67,13	1,43	Stable
4	4	2,5	8	6,2	1,6	88,88	55,8	67,13	1,20	Rupture probable

L'histogramme suivant représente la largeur du pilier en fonction du facteur de sécurité

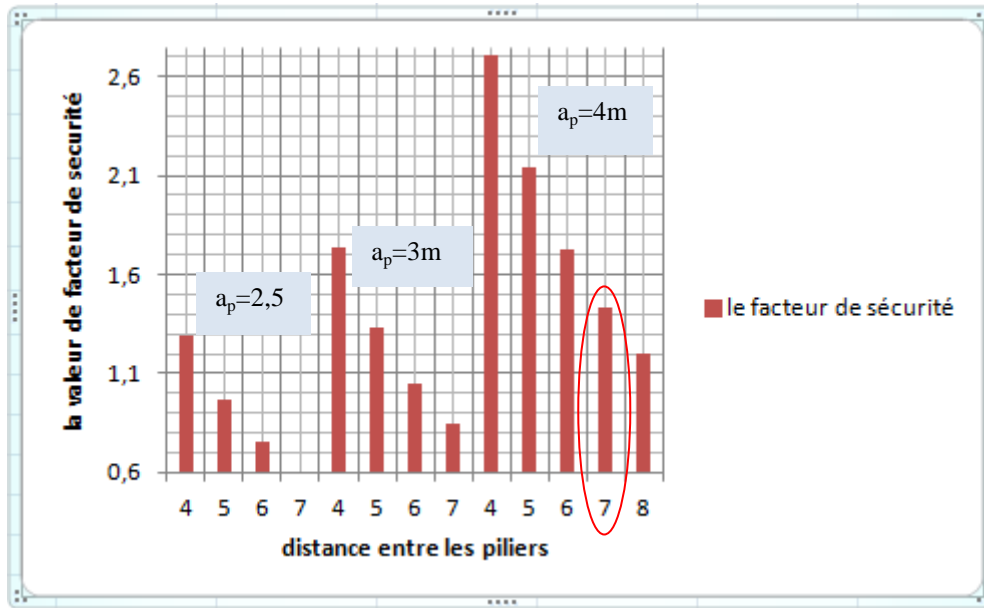


Figure III.11 : l'histogramme présente la variation de facteur de sécurité en fonction de la variation entre la distance entre les piliers

On va estimer l'état de stabilité des piliers à partir du facteur de sécurité. On a trois situations qui peuvent être définies ainsi, selon l'ANNEXE III.14 :

- Piliers en danger de rupture (critique) : dans le cas d'un facteur de sécurité inférieure à 1.
- Piliers en état de rupture probable (ou rupture naissante) : dans les cas d'un facteur de sécurité variant de 1 à 1.25.
- Pilier en état de stabilité : pour un facteur de sécurité supérieure ou égale à 1.25.

On peut dire que l'évaluation de la stabilité des dimensions des piliers proposés de la mine de Ichemoul, selon l'histogramme nous déduisons que :

- le facteur de sécurité augmente avec la largeur du pilier, plus la largeur est importante est plus le facteur de sécurité est grand.
- En fixant la hauteur selon l'épaisseur de la minéralisation, cela n'a pas influencé le facteur de sécurité.
- La largeur de l'exploitation a été variée pour pouvoir trouver les dimensions les plus rationnelles qui nous assurent à la fois la stabilité et la production.
- Alors on optera les dimensions des piliers suivantes :
 - Largeur du pilier $a_p=4m$;
 - Longueur du pilier $b=4m$;

- Hauteur du pilier $H_p=2.5\text{m}$;
- Distance entre les piliers $a_c=7\text{m}$.

1. La description de la méthode chambre et pilier

Suivant le principe de la méthode d'exploitation par chambre et pilier qui repose sur l'extraction d'une partie du minerai, en prenant compte de laissant en place des piliers de dimension appropriée à la condition du terrain, dispose soit d'une façon régulière ou bien irrégulière qui peuvent être recoupé ou abandonner.

Les travaux préparatoires pour la méthode d'exploitation par chambre et pilier, consiste à effectuer un ensemble des travaux de traçage et défilage pour la préparation des chambres avec des dimensions adéquate à la condition du corps minéraliser.

L'abattage du minerai se fait par tire de mine suivant le pendage du gisement, en avançant sur plusieurs fronts de longueur de 3.5m avec un avancement de 4 m en formant des vides (chambres) séparés par des piliers de minerai de dimension 4×4 laissés en place pour empêcher l'effondrement du toit avec une distance d'ordre 7 m entre les piliers, ce qui fait un ordinaire quadrillage régulier de chambre et piliers, tout en assurant la stabilité du massif rocheux et la récupération de la plus grande part possible du minerai.

III.2.3 Travaux d'abattage pour la méthode chambre et pilier et tranche montante remblayée

➤ Les paramètres d'abattage

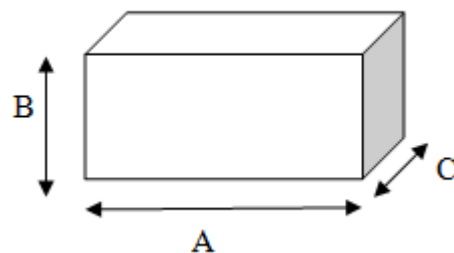
L'abattage du minerai à l'explosif nécessite l'élaboration et la conception d'un plan de, qui est composé de l'ensemble des paramètres caractérisant l'influence d'un et des autres sur les résultats des travaux de défilage.

Le plan de tir est composé des paramètres suivants :

- Les dimensions de tranché à abattre pour chaque méthode :
- Pour la méthode chambre et piliers

$$A = 3,5 \text{ m} ; B = 2,5 \text{ m} ; C = 4 \text{ m}$$

- Pour la méthode tranche montante remblayée



$$A = 5 \text{ m} ; B = 2,5 \text{ m} ; C = 4 \text{ m}$$

➤ **Diamètre du trou**

Le diamètre est déterminé sur la base de la disponibilité du matériel de forassions, dont l'unité dispose d'un marteaux perforateur et un fleuret de diamètre 40 mm

$$D_{tr} = 40 \text{ mm}$$

➤ **Longueur de trou**

Est déterminé par la formule suivant :

$$L_{tr} = (A, B \text{ ou } C / \sin \beta) \pm L_{ex} \quad (m) \quad (26)$$

Où : β : angle de disposition des trous

L_{ex} : excès ou réduction de forage

$$L_{ex} = (10-15) D_{tr} (m) \quad (27)$$

On calcul L_{ex} comme suite :

$$L_{ex} = 10 \times 0.04$$

$$L_{ex} = 0.4 \text{ m}$$

Donc : Le trou est suivant le coté $C = 4 \text{ m}$

$$L_{tr} = (4 / \sin 90^\circ) + 0.4$$

$$L_{tr} = 4.4 \text{ m}$$

➤ **Consommation spécifique**

Déterminer par la formule B. KOUTOUZ :

$$q_{ex} = q_0 \times K_{ex} \times K_{dis} \times K_{cha} \times K_d \times K_{l.tr} \quad (kg/m^3) \quad (28)$$

Où

q_0 : consommation spécifique étalant d'explosif. (kg/m^3)

Est déterminé en fonction de la dureté de la roche abattu, suivant L.GARODSKY

$$q_0 = 0.065 \times f \quad (kg/m^3) \quad (29)$$

Où

f : coefficient de dureté suivant la classification de M. PROTODIACONOV

k_{ex} : coefficient de correction tenant compte de la capacité relative au travail d'explosif

$$k_{ex}=1,33$$

K_{dis} : coefficient tenant compte de la disposition des trous par rapport au front de taille

Tableau III.11:La variation de la valeur de K_{dis} en fonction de la disposition des trous

Coefficient k_{dis}	disposition
1.4-1.6	perpendiculaire
1	parallèle

$$K_{dis}=1,4$$

K_{ch} = coefficient de correction tenant compte du mode de chargement des trous.

Tableau III.12:La variation de la valeur de K_{ch} en fonction de type de chargement des trous

Chargement pneumatique	Chargement manuelle
0.9-0.95	0.8-0.85

$$K_{ch}=0.8$$

K_d =coefficient de correction tenant compte du diamètre du trou de mine déterminer par la formule

$$k_d = \left(\frac{D_t}{0.042} \right)^{n_f} \quad (30)$$

n_f : coefficient tenant compte de degré de fissuration

Tableau III.13:La variation de la valeur de n_f en fonction de degré de fissuration

Fissure exclusivement	Fissure moyennement	Fissure monolithique
0.3	0.4	0.5

$$n_f = 0.4$$

$$k_d = (40/0.042)^{0.4} = 0.98$$

K_{Ltr} : coefficient de correction tenant compte de la profondeur d'un trou

Tableau III. 14: La variation de la valeur de K_{Ltr} en fonction de la profondeur du trou

Profondeur du trou (m)	1	3	5
K_{Ltr}	1.3	1	0.8

$$K_{Ltr} = 0.9$$

$q_{ex} = 0.68 \text{ Kg/m}^3$ pour les valeurs minimales de K_{dis} , K_{ch}

$q_{ex} = 0.83 \text{ Kg/m}^3$ pour les valeurs maximales de K_{dis} , K_{ch}

➤ **Ligne moindre résistance**

Elle est établie suivant Baron par la formule

$$w_r = D_t \sqrt{0.785 \times \Delta \times k_{tch} / m_r \times q_{ex}} \quad (m) \quad (31)$$

Où

Δ : densité d'explosif

$$\Delta = 1.45 \text{ kg/m}^3$$

K_{tch} : coefficient de correction tenant compte de taux de chargement des trous suivant les règles de sécurité qui varié dans les limite 0.6-0.72

$$K_{tch} = 0.6$$

m_r : coefficient tenant compte de rapprochement des charges d'explosifs 0.8-1.2

Tableau III. 15: La variation de la valeur de m_r en fonction de rapprochement des charges d'explosifs

Roches très dures $f > 12$	Roches dure $6 < f \leq 12$	Roches assez dures $f \leq 6$
0.8	1	0.2

$m_r=1$

➤ **Distance entre les trous dans une rangée de trou**

Ce paramètre est calculé suivant la formule proposé par G. LMONOSSOV

$$a = m_r \times w_r \quad (m) \quad (32)$$

➤ **Distance entre les rangés de trou**

$$b = m_r \times w_r \quad (m) \quad (33)$$

➤ **Nombre de trous dans une rangée**

Le nombre de rangées est calculé par la formule :

$$N_{Tr.R} = \left[\frac{(A, B \text{ ou } C) - 2X}{a} \right] + 1 \quad (34)$$

A,B ou C : l'un des côtés du tranché suivant lequel les trous sont orienté

A = 3,5m pour le cas de chambre et pilier

A = 5m pour le cas de chambre montante remblayé

X : distance entre les trous extrêmes dans une rangée et les limites du tranché

Elle est comprise entre les valeurs 0.1 et 0.2

On a pris pour les deux méthodes X = 0.1

➤ **Nombre de rangé de trous dans un tranché**

Est calculé par la formule

$$N_R = \left[\frac{(A, B \text{ ou } C) - (w_r + Y)}{b} \right] + 1 \quad (35)$$

Où

B = 2,5m pour les deux méthodes

Y : distance entre la dernière rangée de trou, et la dernière rangé de la tranché à abattre.

Y=0 m

(La premier rangé est sur les niveaux de la base du tranché à battre)

➤ **Longueur totale forée par volée**

$$L_{TF} = N_{Tr.R} \times N_R \times L_{TR} \quad (m) \quad (36)$$

➤ **Volume du minerai à abattre par volée**

$$V_v = (A \times B \times C) / \sin \alpha \quad (m^3) \quad (37)$$

Où

α : l'angle d'inclinaison du tranché à abattre par rapport au vertical

$\alpha=90^\circ$

δ : masse volumique des roche 3800 kg/m³

➤ **La quantité du minerai à abattre par volée est déterminée par la formule**

$$Q_v = V_v \times \delta \quad (t) \quad (38)$$

➤ **Volume du minerai abattu par un mètre de trou**

$$V_{1m} = \frac{V_v}{L_{TF}} \quad \left(\frac{m^3}{m} \right) \quad (39)$$

➤ **Quantité du minerai abattue par un mètre de trou foré**

$$Q_{1m} = \frac{Q_v}{L_{TF}} \quad \left(\frac{m^3}{m} \right) \quad (40)$$

➤ **Consommation spécifique de forage par 1 m³, (t) de minerai abattu**

$$L_{SF} = \frac{L_{TF}}{V_v} \quad (m|m^3) \quad (41)$$

$$L_{SF} = \frac{L_{TF}}{Q_v} \quad (m|t) \quad (42)$$

➤ **Quantité des explosifs dans un trou**

$$Q_{ex.tr} = q_{ex} \times a \times w_r \times L_{tr} \times k_u \quad (43)$$

K_u : le coefficient d'utilisation du trou

$K_u = L \text{ trancher} / L$

$K_u=4 / 4,4=0.9$ (pour le premier et le deuxième cas)

➤ **Quantité d'explosif par volée**

$$Q_{ex.vol} = q_{ex.1m.tr} \times L_{T.F} \times K_{t.ch} \quad (44)$$

$q_{ex.1m.tr}$: Masse d'explosif dans un mètre de trou :

$$q_{ex.1m.tr} = \frac{(\pi \times (D_t)^2 \times \Delta)}{4} \quad (45)$$

$$q_{ex.1m.tr} = 1,8Kg$$

Les résultats de calcul des paramètres d'abatage sont présenter dans le tableau suivant

Tableau III.16 : les paramètres d'abatage pour la méthode chambre et pilier

les résultats de calcul pour la méthode chambre et pilier			
N° de formule	Paramètre	unité	Résultat de calcul
26	L_{tr}	m	4,4
28	q_{ex}	Kg /m ³	[0,68-0,83]
31	w_r	m	1.27
32	a	m	1.27
33	b	m	1.27
34	$N_{Tr.R}$	trous	4
35	N_R	rangé	2
36	L_{TF}	m	35,2
37	V_v	m ³	35
38	Q_v	t	133
39	V_{1m}	m ³ /m	0,994
40	Q_{1m}	t/m	3,778
41-42	L_{SF}	m/m ³	1
		m/t	0,26
43	$Q_{ex.tr}$	Kg	4,34
44	$Q_{ex.vol}$	kg	28,51

Tableau III.17 : Paramètres d'abattage pour la méthode de tranché montant remblayer

les résultats de calcul pour la méthode tranche montante remblayée			
N° de formule	Paramètre	unité	Résultat de calcul
26	L_{tr}	m	5,4
28	q_{ex}	Kg /m ³	[0,61-0,74]
31	w_r	m	1.34
32	a	m	1.34
33	b	m	1.34
34	$N_{Tr.R}$	trous	5
35	N_R	rangé	2
36	L_{TF}	m	54
37	V_v	m ³	62 ,5
38	Q_v	t	237,5
39	V_{1m}	m ³ /m	1,15
40	Q_{1m}	t/m	4,4
41-42	L_{SF}	m/m ³	0,86
		m/t	0.23
43	$Q_{ex.tr}$	Kg	5,32
44	$Q_{ex.vol}$	kg	58,32

III.2.4 Travaux de forage

Les travaux de foration ont pour les deux méthodes d'exploitation ,se font en attaquant le front de taille par foration des trous de mines horizontale parallèle ,de la même manière que le front d'attaque lors du percement des galeries ,la largeur du front est d'ordre 4 m pour la méthode de chambre et pilier pour assurer la largeur du pilier , et d'ordre 5 m pour la méthode tranché montante remblayé suivant le pendage du filon qui représente l'avancement d'abattage pour les deux méthodes , et d'une hauteur fixe 2.5m qui correspond à la puissance de la minéralisation avec une longueur de front choisie selon la largeur du filon.

Le matériel utilisé pour la foration est des marteaux perforateurs du diamètre de 40 mm, et le nombre des perforateurs dépend de nombre de chantiers en activité

III.2.5 Chargement et transport

Le chargement dans la méthode d'exploitation par chambres et pilier est assuré par une pelle sur raille ou une pelle sur pneu dont les caractéristiques de la chargeuse proposée sont comme suite :

Chargeuse compacte 232D SUR PNEUX :



Figure III.12 : chargeuse sur pneu CAT 232D

Tableau III.18 : les caractéristiques de la chargeuse

Dimension	
Empattement	1054.0 mm
Longueur sans godet	2523.0 mm
Longueur avec godet au sol	3233.0 mm
Hauteur jusqu'au sommet de la cabine	2029.0 mm
Hauteur maximale hors tout	3832.0 mm
Hauteur d'axe du godet au levage maximal	3001.0 mm
Hauteur d'axe du godet en position de transport	214.0 mm
Portée au levage/vidage maximal	653.0 mm
Hauteur de déversement au levage/vidage maximal	2254.0 mm
Garde au sol	170.0 mm
Largeur pneus inclus	1497.0 mm
Rayon de braquage au centre, arrière de la machine	1513.0 mm
Rayon de braquage au centre, attache	1102.0 mm
Rayon de braquage au centre, godet	1976.0 mm
Portée maximale, bras parallèles au sol	1249.0 mm
Position de redressement à la hauteur maximale	88,2°
Portée au niveau de l'axe du godet au levage maximal	224.0 mm

Capacité nominal avec contre poids en option	885.0 kg
Charge limite d'équilibre	1679.0 kg
Force d'arrachage, vérin d'inclinaison	1807.0 kg
Capacité de fonctionnement nominale	839.0 kg

III.2.6 Plans des méthodes d'exploitation

➤ Plan de la Méthodes par chambre et pilier

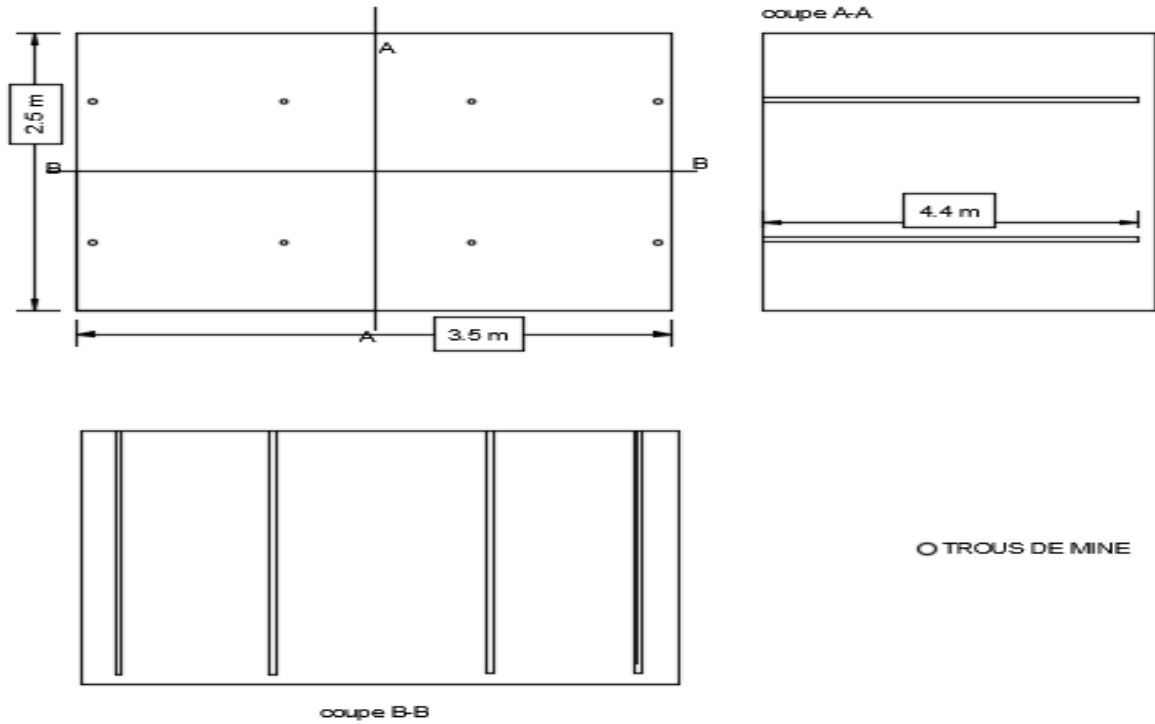


Figure III.13 : plan de tir pour la méthode chambre et pilier

➤ Plan de tir de la méthode tranché montantes remblayé

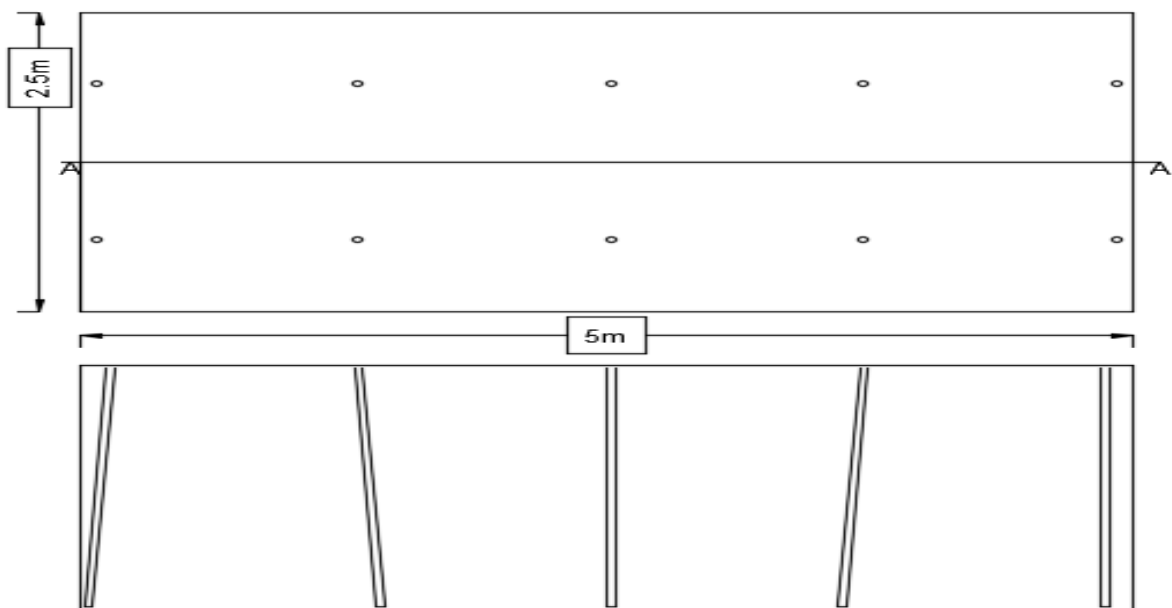


Figure III.14 : plan de tir de la méthode de tranché montantes remblayée

➤ Plans de la méthode chambre et pilier

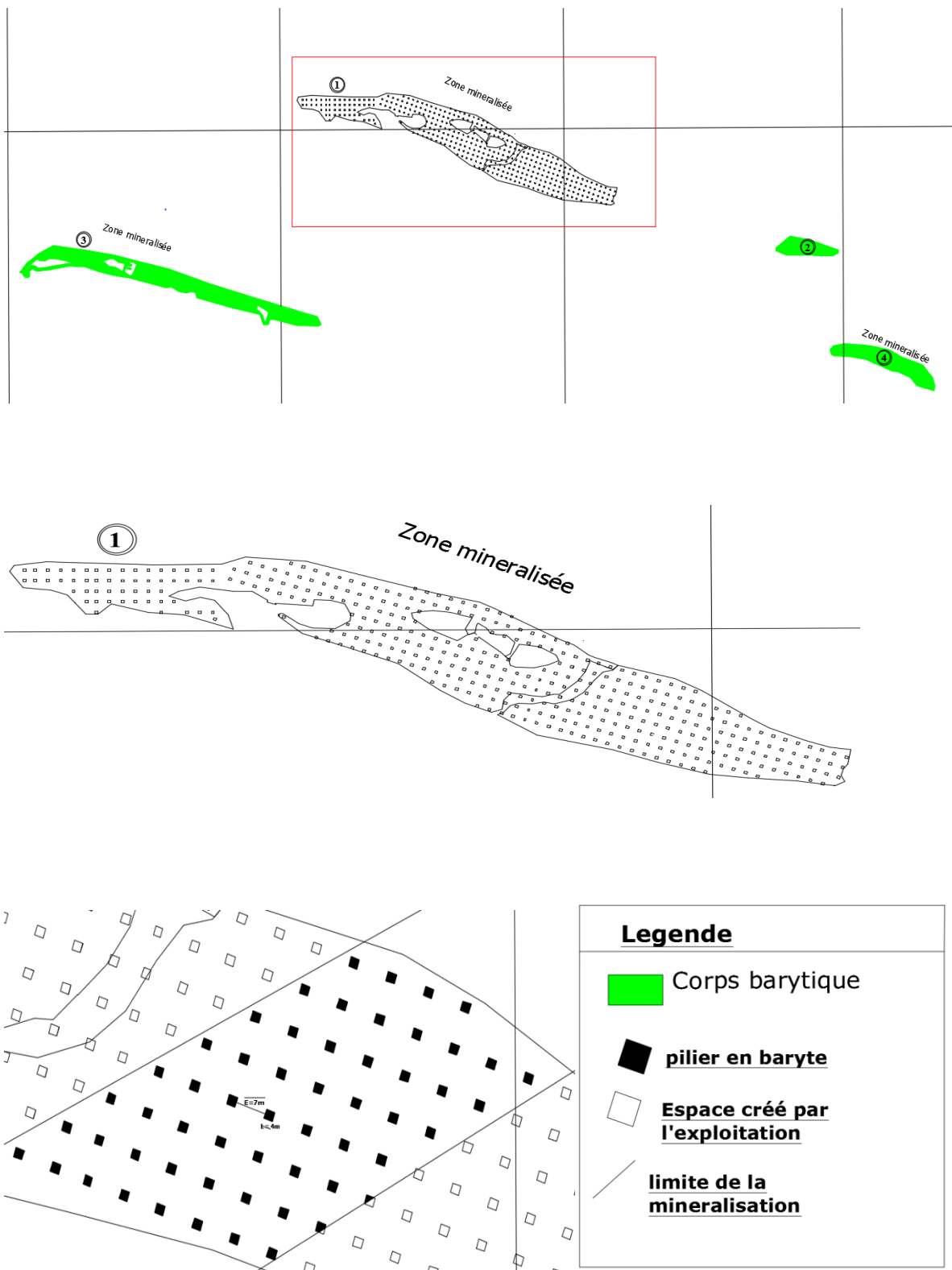


Figure III.15 : Schéma représentatif du plan récapitulatif de la méthode chambre et pilier pour le filon N°1

III.2.7 Rendement et pertes des méthodes

III.7.2.1 Nombre de jour ouvrables

Sont déterminer par le calcul suivant :

$$N_{JO} = N_{JA} - N_{JR} - N_{JF} \quad \frac{j}{an} \quad (46)$$

N_{JA} : nombre de jours dans l'année =365 j

N_{JR} : nombre de jours repos =104 j

N_{JF} : nombre de jours fériés =11j/an

N_{JO} = 250 j/an

III.7.2.2 Rendement des méthodes d'exploitation

D'après la prévision qui a été faite par l'entreprise ENOF l'unité de Ichemoul, la production annuelle du tout venant de baryte est de l'ordre de 11000 T /ans pour l'année 2018, pour atteindre cet objectif, nous avons proposé le plan suivant :

La quantité produite pour chaque tir est de [133-237,5 (t)] ça dépend du nombre de volée tirer, la méthode d'exploitation utilisé et la capacité économique de l'entreprise.

Nous avons proposé qu'il y'aura 2 tirs par semaine dont :

- Production par semaine est :

$$P_{semaine} = R_{tir} \times N_{tir/semaine} \quad (47)$$

$P_{semaine}$: Production par semaine

R_{tir} : Rendement par tir

$N_{tir/semaine}$: Nombre de tir par semaine

- La production annuelle du tout venant de la baryte est calculée par la formule suivante :

$$P_{annuelle} = P_{semaine} \times N_{semaine/ans} \quad (48)$$

$N_{semaine/ans}$: Nombre de semaine par ans (35 semaines)

Tableau III.19 : rendement des méthodes d'exploitation

La méthode d'exploitation	Quantité produite par tir(t)	Nombre de tir par semaine	Production par semaine(t)	Production annuelle(t)
Chambre et pilier	133	2	266	9310
Tranchée montante remblayée	237 ,5	2	475	16625

On remarque que l'entreprise exploitante peut contrôler sa production en jouant sur l'un des paramètres suivants : la quantité produite par chaque tir (ajouter ou diminuer le nombre des volées à tirer), le nombre de tir par semaine, la méthode d'exploitation.

1. Le calcul de la perte en pilier

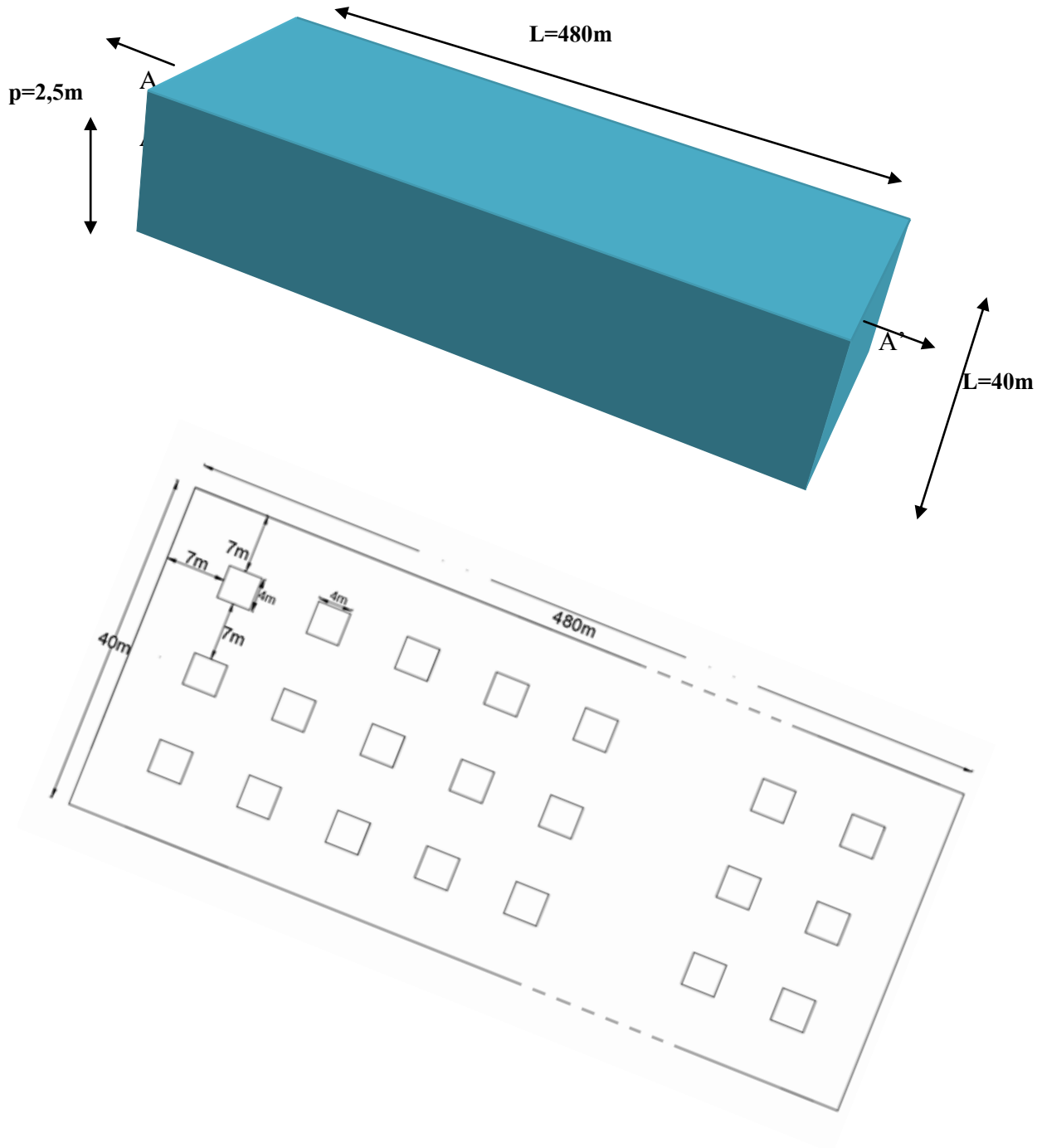


Figure III.16 : Schéma explicatif la géométrie du filon N°1

Distance entre deux piliers : 7m

La largeur du pilier : 4m

X : nombre d'espacement entre les piliers

(X-1) : le nombre des piliers

Le nombre des piliers suivant la largeur et la longueur du filon :

- **Suivant la largeur**

$7x+4(x-1) = 40m$, $x=4,27$ donc N_p suivant la largeur est 3 piliers

- **Suivant la longueur**

$7x+4(x-1) = 480m$, $x=44,27$ donc N_p suivant la longueur est 44 piliers
Donc le nombre de pilier pour tout le gisement est de 132 pilier

Volume de filon :

$$V_{\text{gisement}} = 40 \times 2,5 \times 480$$

$$V_{\text{gisement}} = 48000m^3$$

Volume de pilier :

$$V_{\text{pilier}} = 4 \times 4 \times 2,5$$

$$V_{\text{pilier}} = 40m^3$$

Perte en pilier :

$$P = V_{\text{pilier}} \times N_p \quad (49)$$

$$P = 5280m^3$$

$$P = 11\%$$

2. Perte de la méthode de tranché remblayée

Les pertes de la méthode se concentrent dans la phase de soutirage et le chargement, où le taux de perte de cette méthode est très faible ce qui justifie son efficacité pour la récupération totale du minerai.

III.3 Le soutènement

Le soutènement est un dispositif de soutien des parois et les épontes des galeries ou des zones instables, il se fait par plusieurs méthodes, par appuis avec des cintres métalliques et du béton, ou bien par le boulonnage.

A. Le remblayage

Le remblayage est une opération qui consiste à supprimer le vide souterrain créé par l'exploitation et l'extraction du minerai par la mise en place des matériaux.

Les matériaux peuvent être du déblai criblé et des terres qui proviennent des gros chantiers voisins, ainsi que les stériles miniers extraits par l'exploitation.

La mise en place de ces matériaux se fait par l'ensemble des engins mécaniques, dont le matériau acheminé à partir d'une entrée et déversé par un puit ou un cheminé, et repris ensuite par les engins au fond de l'excavation. Le remblai n'est pas parfaitement et complètement compacté.

Le remblayage est variable qui dépend essentiellement de la quantité et la disponibilité des matériaux . [11]

B. Le boulonnage

Le boulonnage consiste à introduire dans les épontes d'une galerie ou dans le toit, des tiges d'acier pour rendre la masse rocheuse monolithique en toit et renforcer les vides souterrains et reporter le poids de terre sur les piliers ou les épontes.

Elle permet aussi de renforcer le sol en augmentant sa résistivité au cisaillement en diminuant sa déformabilité et empêcher la chute des blocs. Il peut réaliser un confinement de la roche du terrain en supportant l'effet du frottement interne, et de dilatation des roches lors de leur rupture, et il est considéré comme armature dans les terrains stratiformes ou fracturés. [11]
[13]

C. Les piliers en maçonnerie

C'est un type du soutènement souterrain qui consiste à construire des piliers artificiels en maçonnerie, pour transmettre le poids des terres et des surcharges au toit de la chambre ou le vide souterrain.

La surface totale d'un pilier est en fonction de la charge qu'il peut supporter, ou les piliers de renforcement doivent représenter au minimum 20% de la surface de la zone à protéger. Pour l'efficacité du renforcement le pilier doit avoir une déformabilité proche de celle d'un pilier naturel laissé par l'exploitation.

Les matériaux utilisés pour la construction de ces piliers sont les moellons et les parpaings pleins liés au mortier du ciment. [11]

D. Boisage

Le soutènement par le bois est le plus utilisé dans les mines souterraines, il consiste à fixer des branches de bois en créant un réseau, pour maintenir les parois et le toit des galeries.

Le boisage est utilisé avec des branches de bois (bois de mine), qui sont de grande résistance, parmi les avantages du soutènement par bois on trouve :

- Le comportement du bois lors de la rupture avec un craquement, ce qui fait un signe d'avertissement du danger ;
- Une grande résistance mécanique.

Mais par contre il a des inconvénients comme :

- L'altération du bois à présence de l'eau ou d'humidité ;
- L'inflammabilité du bois.

E. Soutènement métallique

Le soutènement métallique se construit avec des plaques métalliques, l'installation de ces plaques se fait sous forme des cadres ou des cintres pour former une ossature très rigide.

Les cintres métalliques constituent une ossature en forme d'arc, disposés selon la section transversale de l'excavation pour maintenir le toit et les épontes des galeries. [13]

F. Soutènement en béton

Le soutènement en béton est utilisé dans les mines souterraines pour avoir une haute résistance mécanique, dans les recettes et contour du puit et les galeries, il est utilisé aussi dans les zones faillés et fissuré et dans les massifs très forte pression.

Le soutènement en béton est le moins résistant par rapport à d'autre soutènement dans les ouvrages dont la durée de vies correspond à celle de la mine. [13]

III.4.1 Classification du massif rocheux

La classification d'un massif rocheux est nécessaire afin d'estimer et d'évaluer l'état des massifs rocheux et choisir le type de soutènement de l'ouvrage.

➤ RMR (rock mass rating) [21]

Présente une classification générale du terrain rocheux, la classification est basé sur l'expérience professionnelle de l'auteur dans le tunnel pour des massifs sédimentaires.

Le RMR est un outil de design pour la nécessité de soutènement en galerie et en chantier, et l'évaluation du temps maximal de tenue sans soutènement, il a été modifier après sa publication par bienwiaski en 1974,1976,1979 et dernièrement en 1989, les versions les plus préféré étant celles de 1976 et 1989.

Le RMR₇₆ est le système de classification qui consiste à déterminer les paramètres A₁ A₂ A₃ A₄ A₅ A₆, et leur pondération sont détaillées dans les annexe III.10,III.11

A₁ : Résistance en compression uni axiale de la roche intacte.

A₂: Rock quality Index (RQD).

A₃ : Espacement des discontinuités.

A₄ : Condition des joints.

A₅ : L'état d'infiltration d'eaux souterraine.

A₆ : Orientation des discontinuités.

$$RMR_{base} = A_1 + A_2 + A_3 + A_4 + A_5 \quad (50)$$

$$RMR_{76} = A_1 + A_2 + A_3 + A_4 + A_5 + A_6 \quad (51)$$

➤ **Les donner de la classification**

Les résultats de la classification sur terrain à donner les paramètres suivant

1. RQD

LE RQD est comme suite

$$RQD = 115 - 3.3 \times \delta_v (52)$$

Où le δ_v est déterminé par la formule

$$\delta_v = N_{dis}/d (53)$$

N_{dis} = nombre de discontinuité

D = ligne de mesure 10 m

$$\delta_v = 0.7 \text{ joint /m}$$

D'où

$$RQD = 112.69$$

2. Espacement

$$E = e_1 + e_2 + e_3 / 3 (m) (54)$$

Où

e ; distance entre deux discontinuités (m)

$e_1 = 1.5m$; $e_2 = 60cm$; $e_3 = 1.10m$

D'où

$$E = 1.06 m$$

3. Les conditions hydrologiques

Le massif ne contient pas d'eau, et aucun indice de présence de nappe

4. Altération, ouverture, rugosité

Les discontinuités du massif rocheux disposent d'un remplissage avec la calcite et des oxyde.

5. La résistance à la compression est celle des calcaires dolomitiques de l'ordre de 90MP.

Les résultats de la classification des paramètres du massif d'Ichemoul ont été établie a l'aide du RMR qui sont présenter dans le tableau suivant ANNEXE III.10 ,III.11.

Tableau III.20 : Résultat de la classification du massif.

ANNEXE N°	paramètre	cote
10	A ₁	7
10	A ₂	20
10	A ₃	15
11	A ₄	19
10	A ₅	15
10	A ₆	-2

A.N:

$$RM_{base} = 7+20+15+19+15$$

$$RM_{base} = 74$$

$$RMR_{76} = RM_{base} + A_6$$

$$RMR_{76} = 74 + (-2)$$

$$RMR_{76} = 72$$

➤ Interprétation des résultats

A laide dès l'ANNEXE III.13, le tableau suivant nous indique la qualité de notre massif rocheux en désignant sa catégorie ce qui nous permet de déterminer le type de soutènement à utiliser dans les galeries.

Tableau III.21 : Interprétation des résultats.

Classe	Temps de tenue moye	cohésion	Angle de frottement	Description du rocher
II (B)	1 an /10m	300-400	35-45	bon

➤ Le type de soutènement

Le type de soutènement utilisé dans les galeries dépend essentiellement des paramètres géotechniques de la roche et le résultat de la classification du massif rocheux.

D'après l'interprétation des résultats de la classification de massif rocheux de djebel ICHEMOUL, et à l'aide de l'ANNEXE III.12 , on distingue pour les galeries de la mine un soutènement avec les boulons d'encrage occasionnelle et de treille à souder dans la voute, ainsi qu'un soutènement avec du béton projet d'une épaisseur qui ne dépasse pas 50 mm

Les types de soutènement employer dans la mine est occasionnelle, ce qui nous confirme la stabilité des terrains et le massif rocheux de djebel Ichemoul.

III.4 Aérage

L'aérage en souterrain consiste à faire circuler de l'aire dans les voies et chantiers, il est peut-être naturel assuré par des cheminé d'aérage, ou artificiel par des ventilateurs qui créent localement une dépression et une surpression aux niveaux des galeries.

L'aérage dans la mine d'Ichemoul est assuré par deux cheminé d'aérage dans les anciennes galeries de roulage, pour les galeries nouvelles et pendant le creusement on peut utiliser l'aérage artificiel à l'aide des ventilateurs aspirant.

Conclusion

Le choix du filon revient au condition favorable de son exploitation, qui a nécessité des travaux d'élargissement pour le bien fonctionnement de l'exploitation et le déplacement des engins et le personnel vers le corps minéraliser, qui est en raison de ces conditions et la rentabilité il est possible de l'exploiter avec la méthode chambre et pilier et la méthode des tranchés montante remblayé, ou les deux répondent aux prévisions de l'unité pour la récupération de la baryte.

Conclusion générale

Conclusion générale

Le sujet abordé dans notre travail a traité des axes principaux du plans d'exploitation du gisement de djebel Ichemoul et en particulier le filon N° 1, de l'élargissement des anciennes galeries qui mènent vers le filon avec les deux méthodes proposer, en passant par les travaux d'abattage et l'extraction.

Le manque des données géotechniques nous a mis dans l'obligation de prendre des valeurs arbitraire (des données normalisées selon le type de sol et le massif rencontrée), pour donner une approche estimative aux conditions géotechnique du site.

Toute fois nous avons traité les principales étapes du plan d'exploitation. Le résultat obtenu répond aux objectifs de production projeté par l'entreprise.

Nous avons commencé notre travail par une présentation générale du site d'étude, dont le gisement étudiée est de structure filonien ou la minéralisation est répartie en 4 filons. La structure géologique local nous permet de distinguer une stabilité du gisement ou les formations sont dominer par des calcaires dolomitiques.

Dans le chapitre traitant les méthodes d'exploitation souterraines nous avons opter à un choix de la méthode en fonction des conditions du gisement, et arriver à proposer la méthode d'exploitation par chambre et pilier qui assure la stabilité du gisement avec le meilleur rendement dans l'exploitation, ainsi que la méthode des tranchés montante remblayée comme cas particulier dans notre gisement qui est rentable et une récupération quasi-total des réserve mise appart les coûts du remblayage.

Les plans d'ouverture et d'exploitation de la mine d'Ichemoul aident à bien mené l'exploitation de ce gisement, et d'organisé le travail dans la mine. Dont nous avons présenté les principales étapes d'ouverture (élargissement des galeries existantes), et l'exploitation du filon N° 1 en utilisant la méthode des chambres et piliers abandonnée. Cette méthode présente un taux de perte dans les piliers qui ne dépasse pas 11%, mais il est largement justifié par les conditions de sécurité pendant et après la fermeture de la mine. Le coût élevé de la mise en application de la méthode des tranches montantes remblayées va justifier l'utilisation de la méthode des chambres et piliers.

Recommandations

Pour le bon fonctionnement de l'unité d'Ichemoul, et la sécurité du personnel ainsi la rentabilité de l'exploitation nous recommandant :

- Une campagne d'exploration pour avoir des données géotechniques, pour un meilleur dimensionnement des ouvrages souterrains ainsi que leur soutènement ;
- Une étude économique visant la rentabilité de site a exploité et la confirmation de notre choix de la méthode d'exploitation en utilisant les critères de décision des projets miniers.
- Une étude des conditions de l'aérage en souterrains.

Bibliographie

Références Bibliographique

- [1] JARIKOUM, CHADRIN. L [Rapport sur les travaux de prospection géologique sur le gisement de Djebel Ichemoul effectuer en 1966-1997].
- [2] Rapport de l'unité [documentation interne de l'unité]
- [3] SONAREM .recherche BATNA, Aurès, gisement d'Ichemoul ,1966-1967
- [4] ENOF .Rapport géologique gisement d'Ichemoul 6674AR, JANVIER 2015
- [5] A .ARAB. Mr Oussikou, [Mise en exploitation du gisement de djebel Ichemoul], projet fin d'étude. Ecole nationale Polytechnique. ALGER 1976.
- [6] Rabah Hamidouche, [contribution à l'étude géologique et géologique du gisement Pb-Zn(cu-Ba) du djebel Ichemoul. ARRIS, BATNA]. Mémoire. Université des Science et de la Technologie Houari Boumediene .1990.
- [7] HAMEL Ahmed. [Hydrogéologie des systèmes aquifères en pays montagneux a climat Semi-Aride cas de la vallée d'oued el Abiod (Aurès)]. Mémoire magister. Université Mentouri Constantine.2009
- [8] Mémento Barytine. [Rapport final BRGM /RP63974-FR. P]. Marteau en collaboration avec S. calin et B. Vincens. Novembre 2014.
- [9] GHEDIR Mahfoud. [Audit environnemental du site Minier ENOF Ichemoul]. October2016.
- [10] HADDOCHE Omar. [Géologie, géologie et microthémonétrie des minéralisations d'Ichemoul]. Thèse doctorat. Université science et technologie houari boumeddiene.2000.
- [11] Ministère de l'écologie et du développement durable [le risque minier]. Dossier d'information. France. Décembre 2005.
- [12] C.J. DORION. [Exploitation des mines]. Encyclopédie des travaux publique. Paris.1893
- [13] ADKHIS Brahim, [ouverture et exploitation du filon 10 DU gisement de la baryte de tanza Ain Mimoun W, KHenchela], mémoire fin d'étude. École national polytechnique Alger,2009 -2010
- [14] B ; BOKY. [Exploitation des mines], Edition MIR MORSCOU 1968.

- [15] THOMAS.A. Hethmon et Kyle.B. Dotson. [Dictionnaire sur le domaine minier. Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert].
- [16] MEBARKI Abd Elouahab. [Les méthodes d'exploitation des gisements sédimentaire de plomb et zinc selon leur genèse]. Mémoire magister en génie minier. Ecole nationale polytechnique.2008/2009.
- [17] LARACHI Nassim, [méthode d'exploitation des lentilles puissantes de la mine CHABET EL- HAMRAW, SETIF], mémoire. Ecole national polytechnique, ALGER 2001 ;
- [18] Roger DELEMONT. [Explosifs et technique de Minage]. Mars1974
- [19] ONEX. [Technique d'utilisation des explosifs]
- [20] Catalogue de l'ONEX
- [21] MACIEJ Armatys. [Modification des classifications géotechniques pour les massifs rocheux Schisteux]. Mémoire. École polytechnique de Monteréal. Avril 2011
- [22] Melloul. D. [Méthodologie d'analyse de la stabilité d'une mine exploitée par chambre et pilier]. Mémoire. Ecole Nationale PolytechniqueAlger.2008 /2009.
- [23] Rabeh.Touhal. [Vocabulaire de la mine souterraine. Almand. Anglais. Espagnol. Français]. Edition société de de l'industrie Minéral.ST. etiemmes oedex
- [24] Poulard F., Daupley X., Didier C., Pokryska Z., D'Hugues P., Charles N., Dupuy J.-J., Save M. [Exploitation minière et traitement des. s.l] Collection « La mine en France », Février 2017.
- [25] Ames R, Armstrong, Raji Menon. [LES MINES ET LES CARRIÈRES,MÉTHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINE]. p. 74.11.
- [26] F. POULARD, V. MARTINET. [Contribution au développement d'outils d'aide à l'évaluation des aléas dans le cadre des PPRM Aléa « mouvements de terrain » pour les gisements pentés et filoniens Partie 1 : Inventaire et principales caractéristiques des gisements pentés et filoniens] . france s.n., 29/07/2005.
- [27] Renzo Alban. [Le Minage, une Alternative aux technique. Courantes de terrassements Rocheux à la réunion]. Grand travaux de l'océan indien.2009

[28] U. I. KIKO. [Construction des souterraines], partie1. université de ANNABA .1982

[29] Mohammad Hossaini, Hadi Poursaeed, [Modification of four-section cut model for drift blast design in Razi coal mine - North Iran]. University of Wollongong Research Online, Faculty of Engineering and Information Sciences,2010

[30] Ghislan Prévost, [Dimensionnement des piliers de mines : comparaison de deux approche différentes]. Université de montréal1999.

V.RJESVESKY. [Processus des travaux miniers à ciel ouvert]. Nidra.moscou.1978

B. LYSSYCOV. [Art des mines, creusement et soutènement des ouvrages miniers].1979

ANNEXES

ANNEXE I

ANNEXE I.1:caractéristique de la baryte [5][4] (p5)

Composition chimique	BaSO ₄ (sulfate de baryum) est composé de BaO (65.70%) et SO ₃ (34.30%)
Classe minéralogique	sulfate
Système cristallin	Orthorhombique et bipyramide rhombique
couleur	La baryte prend quelque fois une couleur limpide et transparente ,et incolore mais généralement est coloré par des impuretés.
L'éclat	Vitreux
dureté	3 à 3.5 à l'échelle de Mohs
Densité	4.48 est remarquable par son poids exceptionnel et la perfection de ces cristaux
Clivage	Parfait suivant (001) et moyen suivant (210) et imparfait suivant (010)
Trace	Blanche
Facies	La barytine se cristallise dans le système orthorhombique et forme habituellement des cristaux plutôt plats mais aussi en cristaux tabulaire, prismatique épais, rhombique, des cristaux peuvent être présents en granulats, lamelliforme et fibreux et toutes ces formes atteignent souvent des dimensions très importantes. les cristaux sont lenticulaire et groupés en rosettes ,les prétendues rosettes de baryte .
Autres	La barytine est insoluble dans HCL même à chaud ,point de fusion 1580 °C

ANNEXE I

ANNEXE I.2: les travaux réalisés de 1924-1954 . [4]. (p7)

Rubrique	Niveau en (M)	Corp.	Longueur (m)
Galerie n° II	1456	filon n° 1, 3 et 4	650
Galerie n° XI	1513	filon n°3	400
Galerie n° XII	1545		270
Galerie n°XIII	1576		190
Galerie n°XIV	1616		110
Galerie n° XV	1632		50
Galerie n° XVI	1655		20
Galerie n° XVII	1682		15
Galerie n° XVIII	1704		20
Galerie n° III	1465		filon n° 1 et 2
Galerie n° IV	1509	filon n° 1	77.3
Galerie n° V	1537		77.1
Galerie n° VI	1559		66.4
Galerie n° VII	1608		50
Galerie n° VIII	1623		30
Galerie n° IX	1639		12
Galerie n° X	1655		30

ANNEXE I

ANNEXE I.3: les travaux réalisés de 1966-1967.[4].(p7)

Désignations des travaux	Unité de mesure	Volume
Levé géol. au 1/2000	Km ²	2.5
Levé géol. au 1/10000	Km ²	...
Itinéraire de rech.	Km	30
Creusement tranché.	M ³	1015
Déblaiement des anciennes galeries	M ³	150
Forage carottant	MI	4277
Relevé des anciennes galeries	MI	2870
Echantillonnage à la batée	Pièce	...
Echantillonnage métallogéométrique	Pièce	810
Prélèvement et traitement des échant. par saignée	Pièce	236
Prélèvement et traitement des échant. de carotte	Pièce	113
Levé à la planchette au 1/2000	Km ²	2.48
Levé géométrique du fond	Km	3.84
Etude géophysique	Méthodes	04
Analyse chimique	Ana	1100
Analyse spectrale	Ana	1200
Lames minces	Unité	150
Construction de route	MI	1850

ANNEXE I

ANNEXE I.6 : répartition des réserves suivant les niveaux. [2].(p21)

Désignation		Tonnage(t)	Teneur BaSo4(%)
Niveau 1456 m	filon n° 1	110 183	43.2
	filon n° 2	43 120	53.4
	filon n° 3	138 344	46.4
	filon n° 4	23 194	35.3
	S/Total	314 841	45.1
Niveau 1370 m	filon n° 2	65 753	50.7
	filon n° 3	64 657	15.7
	filon n° 4	85 001	45.4
	S/Total	215 410	38.2
Niveau 1800 m	Filon n° 5	352 992	45.3
Total		883 244	40

ANNEXE I.4 : Répartition des réserves pour les filons. [2].(21)

Désignation	filon	Tonnage (t)	Teneur BaSo4 %
Total	1	110 183	43.2
	2	108 873	51.5
	3	203 001	35.5
	4	108 195	40
	5	352 992	45.3
	Total		883 244

ANNEXE I

ANNEXE I.5: Tableaux récapitulatif des réserves et les catégories. [9].(p21)

Désignation	Types de minerais	Catégorie	Réserve (T)	% BaSo₄	% Pb
filon n°1	Plomb-baryte	B	72 800	44.72	6.88
		C1	6400	39.04	7.67
		C2	0	0	0
		S/Total	79 200	44.26	6.94
	Baryte(extrémité)	C1	40 830	44.95	-
	TOTAL	-	120 030	44.50	-
filon n°2	Plomb-baryte	B	11 800	54.28	9.28
		C1	45 900	47.08	7.84
		C2	12 500	37.51	3.56
		S/Total	70 200	46.59	7.32
	Baryte (extrémité)	C1	68 130	53.56	-
	TOTAL		138 330	50.02	-
filon n°3	Plomb-baryte	B	132 600	48.78	6.00
		C1	63 700	42.92	5.47
		C2	128 000	12.28	4.82
		S/Total	324 300	33.22	5.43
filon n°4	Plomb-baryte	B	26 900	37.76	3.37
		C1	70 100	50.24	3.07

ANNEXE I

		C2	0	0	0
		S/Total	97 000	46.78	3.15
	Baryte(extrémité)	C1	30 950	33.65	-
	TOTAL		127 950	43.6	-
filon n°5	Baryte -plomb	B	0	0	0
		C1	328 200	42.53	2.97
		C2	341 500	32.85	2.68
		S/Total	669 700	37.59	2.82
	Baryte(extrémité)	C1	167 970	57.09	-
	TOTAL		837 670	41.5	-
Le périmètre entier	Plomb-baryte	B	244 100	46.62	6.13
		C1	514 300	43.99	3.79
		C2	482 000	27.51	3.27
		S/Total	1 240 400	38.10	4.05
	Baryte(extrémité)	C1	307 880	52.34	-
	TOTAL		1 548 280	41.00	4.05

ANNEXE I

ANNEXE III

Annexe III.1 : tableaux résume les travaux de la remise en état pour le niveau 1456 :

niveau	filon n°	Type de travaux	Total (m)	Jan	Fév	Mar	Avril	Mai	Juin	Juil	Aoû	Sep	Oct	Nov	Déc	
1456	4	Remise en état Galerie	130	80	50	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		remise en état cheminée	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		Creusement Galerie	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		Creusement Cheminée	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		total (m)	130	80	50	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	2	Remise en état Galerie	45	0	0	45	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		Remise en état Cheminée	85	0	0	0	20	20	20	20	20	5	0	0	0	0
		Creusement Galerie	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		creusement cheminée	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		total (m)	130	0	0	45	20	20	20	20	20	5	0	0	0	0
	1	Remise en état Galerie	15	0	0	0	0	0	0	0	0	15	0	0	0	0
		Remise en état Cheminée	60	0	0	0	0	0	0	0	0	10	20	20	10	0
		Creusement Galerie	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		Creusement Cheminée	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		total (m)	75	0	0	0	0	0	0	0	0	25	20	20	10	0
	3	Remise en état Galerie	440	0	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
		Remise en état Cheminée	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		Creusement Galerie	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		Creusement Cheminée	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		total (m)	440	0	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
total Amas	Remise en état Galerie	630	80	90	85	40	40	40	40	40	55	40	40	40	40	
	Remise en état Cheminée	145	0	0	0	20	20	20	20	20	15	20	20	10	0	
	Creusement Galerie	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
	Creusement Cheminée	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
	total (m)	775	80	90	85	60	60	60	60	60	70	60	60	50	40	

ANNEXE III

Annexe III.2 : tableau résume les travaux de la remise en état pour tout le gisement de Ichemoul

Niveau (m)	Filon n°	Type de travaux	Total (m)	janvier	février	Mars	avril	mai	juin	juillet	août	sept	oct	nov	déc	
total	total filon	Remise en état Galerie	630	80	90	85	40	40	40	40	55	40	40	40	40	
		Remise en état Cheminée	145	0	0	0	20	20	20	20	20	15	20	20	10	0
		Creusement Galerie	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		Creusement Cheminée	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		total (m)	775	80	90	85	60	60	60	60	60	70	60	60	50	40

ANNEXE III

ANNEXE III.11: tableau de classification des discontinuité

Discontinuités													
Rugosité		Espacement			Persistance		Remplissage (mm)		Ouverture		Altération		
Définition	Indice	Définition	Symbole	Indice	Symbole	Indice	Définition	Indice	Symbole	Indice	Définition	Symbole	Indice
Très rugueux	6	> 2m	S1	20	< 1m	6	Fermé	6	Fermé	6	Non altéré	W1	6
Rugueux	5	0,6 - 2m	S2	15	1 à 3m	4	Remplissage dure < 5mm	4	< 0,1mm	5	Léger altéré	W2	5
Légèrement rugueux	3	200 - 600mm	S3	10	3 à 10m	2	Remplissage dure > 5mm	2	0,1 à 1	4	Moy.altéré	W3	3
Lisse	1	60 - 200mm	S4	8	10 à 20m	1	Remplissage tendre < 5mm	2	1 à 5	1	haut.altéré	W5	1
Glissant-brillant	0	< 60mm	S5	5	> 20m	0	Remplissage tendre > 5mm	0	> 5mm	0	Décomposé	W6	0

ANNEXE III

ANNEXE III.4: consommation spécifique d'explosifs.[28]

Coefficient de solidité des roches	q (kg.f/m ³)					
	Section transversales en souterrain (m)					
	1-5	5.0-7	7.01-10	10.01-15	15.01-20	Plus de 20
2-3	1.4	1.2	1.0	0.85	0.7	0.6
4-6	1.95	1.8	1.7	1.45	1.2	0.9
7-9	3.0	2.7	2.4	2.2	2.0	1.3
10-14	4.2	3.8	3.4	3.2	2.9	2.1
15-18	4.5	4.3	4.0	3.8	3.6	3.0
19-20	5.0	4.8	4.5	4.2	4.0	3.4

ANNEXE III.5: longueur des trous de mine [28]

Coefficient de dureté des roche <i>f</i>	Souterraine horizontaux et incliné		Souterraine verticaux	
	Section m ²		Section m ²	
	5-12	13-16	25-35	36-65
1.5—3.0	2.5-3.0	2.5-3.5	3.5-4.0	3.5-4.5
4—6	1.6-2.0	2.2-2.5	2.5-3.5	3.5-4.0
7--20	1.2-1.8	1.5-2.2	2.5-3.0	3.0-3.5

ANNEX III.6: classification des modes de creusement en souterraine.[28]

Coefficient de la dureté de la roche	Mode ordinaire de creusement en souterrains
0.4-0.8	Creusement a la main
0.8-3.0	Creusement par <ul style="list-style-type: none"> - Marteaux piquers - Travaux de tir - Combiné
4-9	<ul style="list-style-type: none"> - Travaux de tir - Combinés
10-20	Par travaux de tir

ANNEXE III

ANNEXE III.7: Accessoire de tire lors de conception du tire

Accessoire de tire :

Les accessoire de tire ce sont les different outil utiliser lors du realisation et du chargement des trous de mine , qui sont necessaire pour mener un tire efficace .

L'ensemble des accessoire de tire sont resumer comme suite :

- **Détonateur :**
 - **Détonateur pyrotechnique :**
 - Détonateur ordinaire n° 8
 - **Détonateur électrique :**
 - (1) Détonateur électrique instantané (D.E.I)
 - (2) Détonateur électrique microretard (D.M.R) le temps du retard 20 Mili seconde de 20 à 240 Mili secondes
 - (3) Détonateur électrique sismique (D.E.S)
 - (4) Détonateur électrique a retard (D.E.R) le temps du retard ½ seconde a 6 seconde de retard [19]



(1)

(2)

(3)

(4)

Figure 1: détonateurs électrique [20]

ANNEXE III

• Le cordeau détonant

Le cordeau détonant est constitué par une âme de nitropenta en poudre, enrobée de textile et imperméable enrobée de textile et d'un perméabilisé par une matière plastique, sa mise à feu se fait soit avec détonateur ou bien par une amorce électrique. [18]

Le cordeau détonant fabriquer par l'ONEX est très brisant, sa vitesse de détonation est 6500 m/s, avec une résistance a la rupture de l'ordre 40 kg/24h. [19]

Parmi les avantage du cordeau détonant on trouve :

- Amorçage de tout type d'explosif
- Détonation de plusieurs charge d'explosif en même temps
- Amélioration de l'effet d'explosif amorcé
- Utilisation a la présence de l'eau pour son enveloppe étanche



Figure 2: cordeau detonat [20]

• Mèche lente

La mèche lente est constituée par une poussière de poudre noire, enveloppé de matière textile et d'une masse isolante, il est caractérisé par une résistance a la rupture de l'ordre 40 kg /5 mn.

La mèche fabriquer par l'ONEX a une durée de 120 sec /m \pm 10 %, la longueur minimale d'une mèche est 60 cm, le stockage de cette mèche doit être dans des condition sec. [19] [18]

ANNEXE III



Figure3 : une meche lente[20]

- **Fils de tire**

Le fil de tire fabriquer par l'ONEX est de diamètre de 0.6 mm enveloppé et gainé par le PVC antistatique, il est utilisé dans les travaux souterrain se forme fixe et provisoire, ce dernier est détruit par l'explosion. [18] [19]



Figure 4: ligne de tire.[20]

- **Connecteur**

Le connecteur est utilisé dans le but d'éviter le contact des fils de connexion avec le terrain, ce qui peut provoquer la mise à terre et empêcher la bonne explosion.

Les connecteurs sont de deux sorte, ceux de couleur rouge qui sont utiliser partout, et ceux de couleure blanche qui contient de la graisse utiliser même à la présence de l'eau. [18]

ANNEXE III

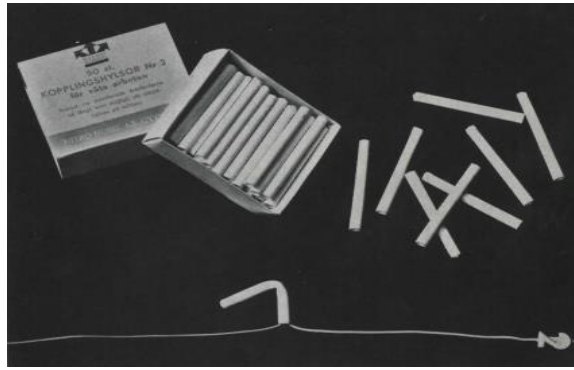


Figure5 : coneceteur blan.[18]

- **L'exploseur**

Est générateur de courant continu, qui génère dans un temps réduit une intensité suffisante pour détoner un nombre d'amorce, on distingue de types de d'exploseur :

- Exploseur a condensateur utiliser pour les amorces normale et H.U
- Exploseur a dynamo réservé a l'usage exclusifs des amorces normale. [18]

ANNEXE III

ANNEXE III.8: Théorie de l'aire tributaire[22]

La methode de l'aire tributaire :[22]

La méthode de l'aire tributaire consiste a déterminer la charge su pilier, cette théorie suppose qu'après l'excavation, le pilier laisser lors de l'exploitation doit supporter le poids des couches de terre contenue qui s'etend du niveaux de l'excavation a la surface libre.

La théorie de l'aire tributaire suggère que la charge moyennes du pilier peut être obtenue de l'équation suivant :

- Pour un pilier mure la contrainte est définie par :

$$\sigma_p = \frac{(w_0 + w_p)^2}{w_p^2} \times P_{ZZ} \quad (1)$$

Où :

W₀ : largeur de l'excavation du pilier

W₀ : largeur du pilier

Si la contrainte initiale est dû à la gravité

$$P_{ZZ} = \sum_{i=1}^n \gamma_i \times h_i \quad (2)$$

P_{ZZ} : contrainte verticale de l'état initial des contrainte

γ_i : Poids volumique du sol surplomb pour la couches i

H_i : Epaisseur de la couche i

- Le taux de défruitement global est :

$$\mathcal{J} = \frac{\text{aire exploité}}{\text{aire totale}} \quad (3)$$

$$\mathcal{J} = \frac{(w_0 + w_p)^2 - w_p^2}{(w_0 + w_p)^2} \quad (4)$$

ANNEXE III

D'où

$$1 - \mathcal{T} = \frac{w_p^2}{(w_0 + w_p)^2} \quad (5)$$

- L'équation du pilier mur peut s'écrire :

$$\sigma_p = P_{ZZ} \times \frac{1}{1 - \mathcal{T}} \quad (6)$$

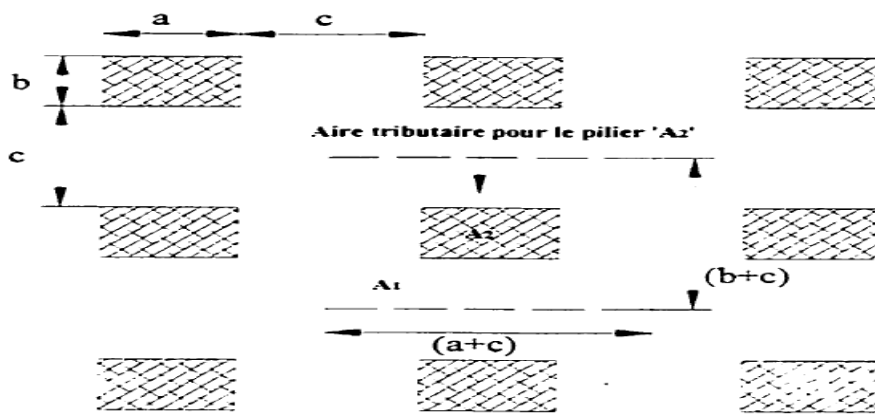


Figure 6: plan du pilier mure montre en section longitudinale [30]

- Pour les piliers colonnes a section triangulaire le taux de défruitement est :

$$\mathcal{T} = \frac{(a + c) \times (b + c) - ab}{(a + b) \times (b + c)} \quad (7)$$

Avec

a,b :largeur et longueur de la section droite du pilier

c : distance entre les piliers

On détermine :

$$\sigma_p = P_{ZZ} \times \frac{(a + c) \times (b + c)}{a \times b} \quad (8)$$

ANNEXE III

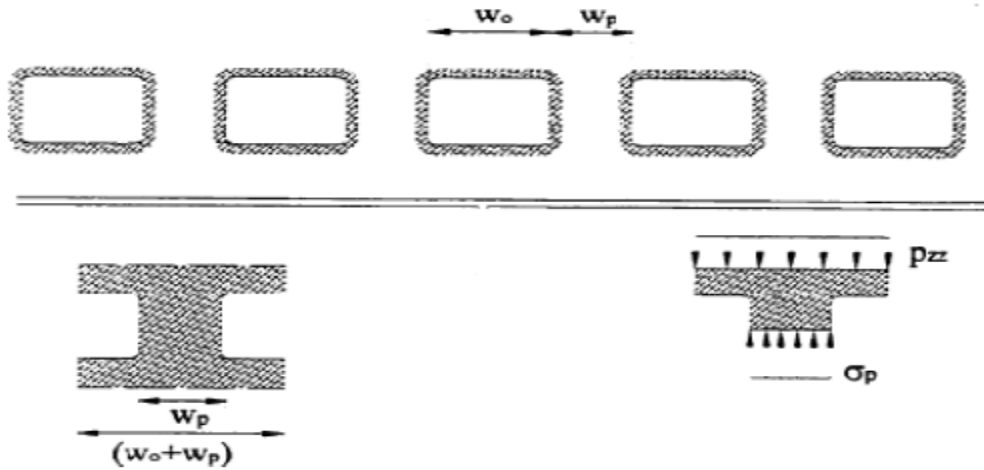


Figure 7 : plan des piliers colonnes [30]

- Pour les piliers carrés ou $a=b$ on obtient :

$$\sigma_p = P_{zz} \times \frac{(a + b)^2}{a^2} = P_{zz} \times \frac{(w_0 + w_p)^2}{w_p^2} \quad (9)$$

- Pour une section irrégulière :

$$\sigma_p = P_{zz} \times \frac{\text{Aire tributaire}}{\text{Aire du pilier}} \quad (10)$$

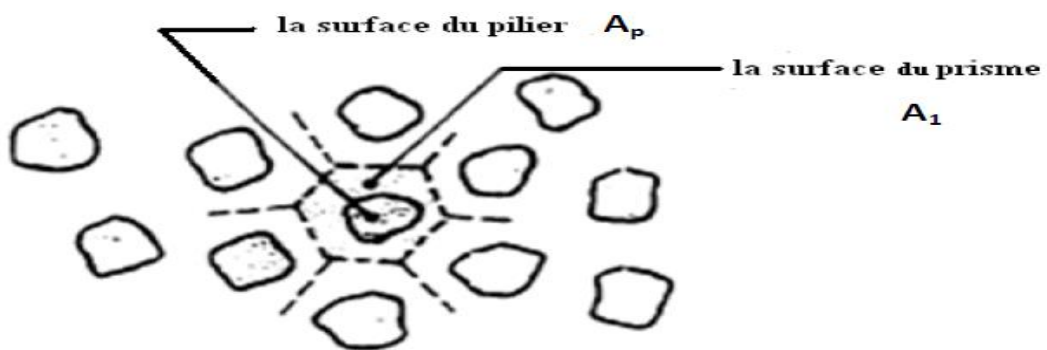


Figure 8: plan des piliers irréguliers [30]

ANNEXE III

ANNEXE III.9 : les formule de dimensionnement d'un pilier dans les roche durete[22]

Auteur	Equation	S0	σ_c	Année	Eq
Hedley	$S_p = S_0 \times \left(\frac{a_p^{0.25}}{h_p^{0.75}} \right)$	0.578* σ_c	230	1972	II.11
Kimmelmann	$S_p = S_0 \times \left(\frac{a_p^{0.46}}{h_p^{0.66}} \right)$	0.691* σ_c	94	1984	II.12
Potvin	$S_p = S_0 \times \left(\frac{a_p}{h_p} \right)$	0.420* σ_c	-	1989	II.13
Krauland	$S_p = S_0 \times \left(0.778 + 0.22 \times \frac{a_p}{h_p} \right)$	0.354* σ_c	100	1987	II.14
Sjoberg	$S_p = S_0 \times \left(0.778 + 0.22 \times \frac{a_p}{h_p} \right)$	0.308* σ_c	240	1992	II.15
Lunder-Pakalnis	$S_p = S_0 \times \left(0.680 + 0.520 \times \frac{a_p}{h_p} \right)$	0.440* σ_c	-	1997	II.16
CMRI	$S_p = S_0 \times \left(\frac{1}{h_p} \right)^{0.36} + \left(\frac{h_p}{250} + 1 \right) \times \left(\frac{a_p}{h_p} - 1 \right)$	0.270* σ_c	-	2000	II.17
Hardy-Agapito	$S_p = S_0 \times \left(\frac{V_p}{V_s} \right)^{-0.118} \times \left(\frac{a_p}{h_p} \right)^{0.833} \times \left(\frac{a_s}{h_s} \right)^{0.833}$	σ_c	-	1982	II.18

ANNEXE III

ANNEXE III.10 : Tableau représente le Systèmes de classification du massif rocheux(Palmstrom1995)

paramètres			Coefficients						
1	Résistance de la roche (Mpa)	Indice de Franklin (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-4	Indice franklin non utilisable (Mpa)		
		Résistance à la compression (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
	Note		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90-100	75-90	50-75	50-25	<25		
	Note		20	17	13	8	3		
3	Espacements des joints		>0.2	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m		
	Note		20	15	10	8	5		
4	Nature des joints		Surfaces Très Rugueuses non continue Eponte en contacte Eponte non Altérées	Surface Légèrement Rugueuses épaisseur 1mm éponte non Altérées	Surface Légèrement Rugueuses épaisseur 1mm éponte Altérées	Surface Lustrées ou remplissage 5mm ou joint ouvert 1 à 5mm joints continue	Remplissage mou >5mm ou joints ouverts >5mm joint continue		
	Note		30	25	20	10	0		
5	Venues d'eau	Débit sur 10m	Aucune venue d'eau	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Pression d'eau contrainte principale	0	< 0,1	0,1-0.2	0.2-0,5	>0,5		
		Hydrogéologie	Complètement SEC	Humide	Suintement (eau interstitielle)	Pression d'eau modérée	Problèmes sérieux de venues d'eau		
	Note		15	10	7	4	0		

ANNEXE III

ANNEXE III.12 : Tableau représente les différents types de soutènement

Classe de la roche	Type de soutènement						
	Boulon d'ancrage		Béton projeté		Cintre métallique		
	espacement	Complément d'ancrage	Voute	piédroit	Type	espacement	
I.	Généralement pas nécessaire						
II.	1.5-2m	Ocasionnellement Treille soudé en voute	50mm	Néant	néant	Non rentable	
III.	1-1.5m	Treillis soudé + 30 mm de béton projeté en voute	100 mm	50 mm	Ocasionnellement treillis et boulon nécessaire	Cintres légers	1.5-2m
IV.	0.5-1m	Treillis soudé + 30-50mm de béton projeté en voute et en piédroits	150m m	100mm	Treillis soudé et boulon de 2 à 3 d'espace ment	Cintres moyens +50 mm de béton projeté	0.7-1.5m m
V.		Non recommandé	200m m	150mm	Treillis soudé et cintres léger	Immédiatement 80 mm de béton projeté puis cintres lourds	0.7m

ANNEXE III

ANNEXE III.3 : Caractéristiques du matériel utiliser

Matériel	Caractéristique	Valeur	Unité
Pelle sur rail	Longueur	123	Cm
	Largeur	86	Cm
	Hauteur	135	Cm
Godet	Forme	Trapézoïde	
	Volume	80	L
	Petite base	70	Cm
	Grande base	100	Cm
	Hauteur	79	Cm
	Largeur	77	Cm
Loco	Type	Zitron	
	Langueur	283	Cm
	Largeur	85	Cm
	Hauteur	125	Cm
	Poids vide	4.5	Tm
	Vitesse Max	13.2	Km/h
Compresseur	Charge d'appuis	1000	N
	Fux volumique	12.5	M ³ /min
	Pression de service	70	Bar.g
	Régime de rotation	2300	Min ⁻¹
	Puissance du moteur	97	KW
wagonnet	Langueur	147	Cm
	Largeur	130	Cm
	Hauteur	100	Cm
	volume	800	L

ANNEXE III

ANNEXE III.13 : qualité de la masse rocheuse (d'après Bieniawski)

Cote	100-81	80-61	60-40	40-20	<20
Description	Très bonne	bonne	moyenne	faible	très faible
Classe n°	I	II	III	IV	V
Temps de soutien moyen	10 ans Pour 5m	6 mois pour 3 m	1 semaine Pour 3 m	5 heures Pour 1.5m	10 minute Pour 0.5 m
Cohésion du massif (c_m) KPa	>300	200-300	150-200	100-150	<100
Angle de friction du massif (ϕ_m)	>45°	40°-45°	35°-40°	30°-35°	<30°

ANNEXE III.14 : valeur de F_s en fonction de l'importance de l'ouvrage.

F_s	Etats de l'ouvrage
<1	danger
1.0-1.25	Sécurité contestable
1.25-1.4	Sécurité satisfaisante pour les ouvrages peu importants Sécurité satisfaisante pour les barrages ,ou bien quand la rupture serait catastrophique
>1.4	Satisfaisante pour les barrages

ملخص:

إن مشروع نهاية دورتنا الدراسية يهدف إلى إنجاز مخطط استغلال منجم الباريت المتواجد في دائرة اشمول ولاية باتنة, حيث قمنا باقتراح الطريقة المناسبة لاستغلال هذا المنجم و الموافقة لكل من الشروط التقنية و الاقتصادية كما قمنا ايضا بوضع مخطط تفجير باستعمال طريقتين مختلفتين : سويد واز و الروسية من أجل التقدم في أعمال الحفر و الاستغلال المنجمي.

الكلمات المفتاحية: منجم, استغلال, مخطط

Résumé :

Notre projet de fin d'étude consiste à établir un plan d'exploitation adéquat pour le gisement plombo-barytique de Djebel Ichemoul wilaya de Batna ou on a proposé une méthode d'exploitation rentable, comme on a réalisé un plan de tir suivant de méthode : suédoise et russe pour l'avancement des travaux d'ouverture et d'exploitation.

Les mots clé : plans de tir, rentable, exploitation, gisement.

Abstract:

Our project of end of study consists in drawing up an adequate plan of exploitation for the plombo-barytic deposit of Djebel Ichemoul wilaya of Banta or one proposed a mining method profitable, as one carried out a following shot-firing pattern of method: Swedish and Russian for the progress of the work of opening and exploitation.

Key word: plan, exploitation, mining method , deposit.