

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



DEPARTEMENT : GENIE MINIER

ENTREPRISE NATIONALE DES PRODUITS MINIERES NON FERREUX ET DES
SUBSTANCES UTILES

Mémoire de projet de fin d'études

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en génie minier

Plan de développement et choix des
méthodes d'exploitation de la mine de
baryte d'Ichemoul (Batna).

Réalisé par :
Aziz SELAM
Abderezak AIT OUFELLA

Sous la direction de M. Sami YAHYAOUI M.C.A

Présenté(e) et soutenue publiquement le (08/07/2019)

Composition du Jury :

Président	M .Mohamed Aguid BACHAR ASSED,	Professeur	ENP
Rapporteur/ Promoteur	M .Sami YAHIAOUI,	M.C.A	ENP
Examineur	M .Elabas MOUSSAOUI,	M.A.B	ENP

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



DEPARTEMENT : GENIE MINIER

ENTREPRISE NATIONALE DES PRODUITS MINIERES NON FERREUX ET DES
SUBSTANCES UTILES

Mémoire de projet de fin d'études

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en génie minier

Plan de développement et choix des
méthodes d'exploitation de la mine de
baryte d'Ichemoul (Batna).

Réalisé par :

Aziz SELAM

Abderezak AIT OUFELLA

Sous la direction de M. Sami YAHYAOUI M.C.A

Présenté(e) et soutenue publiquement le (08/07/2019)

Composition du Jury :

Président	M .Mohamed Aguid BACHAR ASSED,	Professeur	ENP
Rapporteur/ Promoteur	M .Sami YAHIAOUI,	M.C.A	ENP
Examineur	M .Elabas MOUSSAOUI,	M.A.B	ENP

REMERCIEMENTS

Nous remercions en premier lieu ALLAH, le tout puissant, qui nous a donné la patience, santé et volonté pour bien mener ce modeste travail.

Nous tenons à remercier infiniment toute personne participant de près ou de loin à la réalisation de ce travail. Nos gratitudeles plus distinguées sont présentées à :

Notre promoteur, M. YAHYAOUIS, qui nous a beaucoup aidé pour réaliser ce travail. Ainsi qu'à l'ensemble des enseignants du génie minier qui nous ont aimablement assistés durant tout notre cursus d'études spécialisées.

Nous remercions monsieur Pr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED d'avoir accepté de présider le jury.

Nous remercions M. Elabas MOUSSAOUI qui nous a fait l'honneur d'examiner notre travail. Tous les ingénieurs et tous les travailleurs de L'unité de l'ENOF d'Ichemoul willaya de Batna, pour leurs disponibilités, explications et les visites effectuées au niveau de la mine durant la période de notre stage au sein de leur unité.

Nos familles et nos amis.

DEDICACE

Je dédie ce modeste travail

A mes parents

A mon frère Khaled et mes sœurs

A toute la famille SELAM

A mes amis :

A.A

H.W

T.N

B.Z

S.A

N.M

L.B.A

G.R

C.N

B.D

A.M

S.M.I

O.I

AZIZ

DEDICACE

Je dédie ce modeste travail

A mes parents

A mon frère et ma sœur

A toute la famille AIT OUFELLA

A mes amis

S.A

H.W

T.N

L.B.A

D.B

I.O

B.M

S.E.K

B.M.R

N.M

F.B

R.G

C.N

AIT OUFELLA.A

B

IZI

Table des matières

LISTE DES TABLEAUX

LISTE DES FIGURES

INTRODUCTION GENERALE	17
I CHAPITRE I : CADRE GEOGRAPHIQUE ET GEOLOGIQUE DE LA MINE	
D'ICHEMOUL.....	17
I.I INTRODUCTION	20
I.II SITUATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT.....	20
I.III HISTORIQUE DE LA MINE D'ICHMOUL	21
I.III.1 TRAVAUX DES RECHERCHES GEOLOGIQUES EFFECTUES.....	21
I.III.2 ECHANTILLONNAGE DES SONDAGES.....	22
I.IV PRESENTATION DE LA SUBSTANCE EXTRAITE.....	22
I.IV.1 DEFINITION DE BARYTINE.....	22
I.IV.2 OCCURRENCE DE LA MINERALISATION	22
I.IV.3 PETROGRAPHIE ET MINERALOGIE	22
I.IV.4 ORIGINE ET FORMATION DES GISEMENTS.....	23
I.IV.5 USAGE DE LA BARYTINE.....	23
I.V GEOLOGIE DU GISEMENT	24
I.V.1 GEOLOGIE REGIONALE.....	24
I.V.1.a STRATIGRAPHIE REGIONALE	24
I.V.1.b STRUCTURE TECTONIQUE	27
I.V.1.c SUBSTANCES UTILES	27
I.V.2 GEOLOGIE LOCALE.....	28
I.V.2.a STRATIGRAPHIE DU GISEMENT	29
I.V.2.b TECTONIQUE.....	32
I.V.3 CARACTERISTIQUES MORPHOLOGIQUES ET MINERALOGIQUES DU CORPS MINERALISE.....	33
I.V.3.a COMPOSITION MINERALOGIQUE	33
I.V.3.b MORPHOLOGIE DES AMAS MINERALISES ET SES COMPOSITIONS	33
I.V.4 HYDROGEOLOGIE	35

I.V.5	CLASSIFICATION DES RESERVES	36
I.V.6	RESERVES GEOLOGIQUES.....	37
II CHAPITRE 02 : DESCRIPTION DES METHODES D'EXPLOITATION		
SOUTERRAINES		38
II.I	INTRODUCTION :.....	39
II.II	METHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINES ENVISAGEABLES POUR LE GISEMENT D'ICHEMOUL	40
II.II.1	CLASSE 01 : CHAMBRES VIDES	40
II.II.1.a	METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERS	40
II.II.1.b	LA METHODE DES SOUS-NIVEAUX ABATTUS	41
II.II.2	CLASSE 02 : CHAMBRES MAGASINS	42
II.II.3	CLASSE 03 : CHAMBRES REMBLAYEES	43
II.II.4	CLASSE 04 : CHAMBRES FOUROYEES.....	44
II.III	LES AVANTAGES ET INCONVENIENTS DES METHODES D'EXPLOITATION :	45
III CHPITRE 03: CHOIX DES METHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINES		
(CAS DE LA MINE D'ICHEMOUL)		47
III.I	INTRODUCTION	48
III.II	CRITERES ET PROCEDE TECHNIQUES DE LA SELECTION D'UNE METHODE D'EXPLOITATION	48
III.III	CRITERES DE SÉLECTION DE LA MÉTHODE D'EXPLOITATION.....	48
III.III.1	LISTE DES CRITERES DE CHOIX	49
III.III.1.a	CRITERES GEOMETRIQUE.....	49
I.I.1.a	CRITERES GEOTECHNIQUES.....	50
III.III.1.b	COMPARAISON ECONOMIQUE	51
III.IV	LE PROCESSUS DE SELECTION.....	51
III.IV.1	PARAMETRES TECHNIQUE DE GISEMENT D'ICHEMOUL.....	51
III.IV.1.a	ETUDE GEOTECHNIQUE	51
III.IV.2	METHODE DE NICHOLAS	57

III.IV.2.a	CLASSEMENT DE LA GEOMETRIE ET DE LA DISTRIBUTION DES TENEURS POUR DIFFERENTES METHODES D'EXPLOITATION MINIERE	58
III.IV.2.c	CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION MINIERE EN UTILISANT LA METHODE NICHOLAS	59
III.IV.3	PROCESSUS DE HIÉRARCHIE ANALYTIQUE (AHP)	59
III.IV.3.a	INTRODUCTION	59
III.IV.3.c	CONSTRUCTION DES MATRICES DE COMPARAISON PAR PAIRE	60
III.IV.3.d	ATTRIBUTION DE LA NOTE DE PREFERENCE DE DIFFERENTES METHODES D'EXPLOITATION MINIERE POUR CHAQUE CRITERES	62
III.IV.3.e	CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION MINIERE POUR LE GISEMENT D'ICHEMOUL	65
III.IV.3.f	CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION MINIERE EN UTILISANT PROCESSUS DE HIÉRARCHIE ANALYTIQUE (AHP)	70
III.IV.4	CONCLUSION	71
IV	CHAPITRE 04 : DESCRIPTION DE LA METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERS	72
IV.I	INTRODUCTION	73
IV.II	LE PRINCIPE D'UTILISATION DE LA METHODE PAR CHAMBRE ET PILIERS	74
IV.II.1	PREPARATION DU CHAMP MINIER ET PARAMETRE PRINCIPAUX DE LA METHODE	74
IV.II.2	CHAMBRE ET PILIERS AVEC RACLAGE (CAS DE GISEMENT D'ICHEMOUL)	75
IV.II.2.a	COUPAGE	75
IV.II.2.b	DEPILAGE	75
IV.III	LES AVANTAGES ET LES INCONVENIENTS DE LA METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERS	76
IV.III.1	LES AVANTAGES	76
IV.III.2	LES INCONVENIENTS	76

IV.IV CONCEPTION D'UN PLAN DE TIR.....	76
IV.IV.2 LES PARAMETRES DE LA GALERIE ET CHEMINEE ET LA CHAMBRE	79
IV.IV.3 RESULTATS DES PARAMETRES DE TIR POUR LA GALERIE ET LA CHEMINEE ET LA CHAMBRE	79
84	
IV.V REDIMENSIONNEMENT DES PILIERS.....	85
IV.V.1 INTRODUCTION.....	85
IV.V.2 LA METHODE DE L' AIRE TRIBUTAIRE.....	85
IV.VI METHODOLOGIE D'ANALYSE DE LA STABILITE DES PILIERS :	90
IV.VI.1 LES PARAMETRES GEOMETRIQUES :	91
IV.VI.2 EVALUATION DE LA STABILITE DES PILIERS PAR LA METHODE DE L' AIRE TRIBUTAIRE	92
IV.VI.3 LE CALCUL DE LA CONTRAINTE VERTICALE σ_p	94
IV.VI.4 DETERMINATION DU FACTEUR DE SECURITE	95
IV.VI.5 INTERPRETATION DES RESULTATS.....	96
IV.VI.6 REDIMENSIONNEMENT DES PILIERS	97
IV.VI.7 VOLUME DE MINERAI RECUPERE APRES REDIMENSIONNEMENT DES PILIERS.....	98
IV.VII CHOIX DE MATERIELS POUR LA MINE D'ICHEMOUL	99
IV.VII.1 MATERIELS NECESSAIRE POUR LE PROCESSUS D'EXPLOITATION .	99
IV.VIII TRAVAUX MINIERES PROPOSES	103
CONCLUSION GENERALE.....	106
BIBLIOGRAPHIE.....	107
ANNEXES	109

ملخص:

اختيار طريقة استغلال المناجم هو المرحلة الأكثر أهمية التي تؤثر على تكاليف المشروع. في دراسة اختيار طريقة الاستغلال المناسبة، تم اعتماد نهجين:

- النهج نيكولاس.
 - النهج العددي لعملية التحليل الهرمي (AHP).
- طريقة نيكولاس (1981) هو أحد الأساليب، وهو ما ينطبق على نهج الرقمي لتقييم طرق الاستغلال المختلفة استنادا إلى ترتيب عوامل أولية محددة، أما برنامج AHP، فهو برنامج معدل لطريقة نيكولاس.
- تم استخدام برنامج "EXPERT CHOICE" الذي يركز على برنامج AHP لأنه يحدد طريقة الاستغلال مع الأخذ بعين الاعتبار الأهمية المحددة لكل عامل. وقد تم الحصول على البيانات المدخلة للبرنامج من المعلومات على منجم البارييت اشمول. ولقد قمنا أيضا بإعادة حساب حجم الأعمدة الموجودة مسبقا في المنجم باستخدام أسلوب AIRE TRIBUTAIRE مع حساب معامل الأمان وحساب المعدات اللازمة وتطوير نظام سيرورة عملية الاستغلال.
- كلمات المفتاح:** اختيار طريقة الاستغلال تحت الأرض، طريقة نيكولاس، AHP، تغيير حجم اعمدة المناجم، مخطط التفجير، اختيار المعدات، خطة التنمية.

Abstract:

The choice of mining method is the most important phase that affects the costs of the mining project. In the study to select the appropriate operating method, two approaches were adopted:

- Nicholas' approach.
- The numerical approach of the Analytical Hierarchy Process (AHP).

The Nicholas method (1981) is one of the methods, which applies a numerical approach to evaluate different mining methods based on the ranking of specific input parameters. And the AHP is a combined and modified system by Nicholas.

The EXPERT CHOICE software based on AHP was used because it allows the mining method to be specified taking into account the specific relative importance of each determining factor. The input data for the software were obtained from information on the Ichemoul barite deposit. The existing pillars in the mine were also redesigned using the tributary air method and the calculation of the safety factor, as well as the calculation of the equipment and the development of the mining operations regime.

Keywords: Choice of underground mining method, Nicholas Method, AHP, Resizing of mine pillars, Shooting plan, Equipment choice, Development plan, Underground mining

Résumé

Le choix de la méthode d'exploitation minière est la phase la plus importante qui influe sur les coûts du projet minier. Dans l'étude de sélection de la méthode d'exploitation appropriée, deux approches ont été adoptées :

- L'approche de Nicholas.
- L'approche numérique du Processus d'hierarchie analytique (AHP).

La méthode Nicholas (1981) est l'une des méthodes, qui applique une approche numérique pour évaluer différentes méthodes d'exploitation minière en fonction du classement de paramètres d'entrée, et l'AHP est un système combiné et modifiée de Nicholas.

Le logiciel « EXPERT CHOICE » basé sur l'AHP a été utilisé car il permet de spécifier la méthode d'exploitation minière en tenant compte de l'importance relative spécifique de chaque facteur déterminant.

Les données d'entrée pour le logiciel ont été obtenues à partir d'informations sur le gisement de barytine d'Ichemoul.

On a aussi refait le dimensionnement des piliers déjà existants dans la mine avec la méthode de l'air tributaire et le calcul du facteur de sécurité, ainsi que le calcul de nombre de matériel nécessaire et le développement du régime des travaux miniers

Mots clés : Choix de méthode d'exploitation souterraine, Méthode Nicholas, AHP, Redimensionnement des piliers de mine, Plan de tir, Choix de matériel, Plan de développement, Exploitation souterraine

Liste des tableaux

Tableau 1-I: Colonne stratigraphique de gisement d'Ichemoul.....	30
Tableau 2-I:Caractéristiques géologiques de l'amas 1	33
Tableau 3-I:Caractéristiques géologiques de l'amas 2	34
Tableau 4-I: Caractéristiques géologiques de l'amas 3	34
Tableau 5-I:Caractéristiques géologiques de l'amas 4	34
Tableau 6-I: Caractéristiques géologiques de l'amas 5	35
Tableau 7-II: Classification des méthodes d'exploitation selon AGOCHKOV	39
Tableau 8-II: Les avantages et les inconvénients des méthodes d'exploitation	45
Tableau 9-III:Résultats de l'essai de résistance à la compression	53
Tableau 10-III:Classes de résistance en compression uniaxiale	53
Tableau 11-III: résultats obtenus de pression de terrains pour les différents amas.....	54
Tableau 12-III: Résultats de calcul des pressions de terrain	56
Tableau 13-III: Paramètres techniques du gisement d'Ichemoul	57
Tableau 14-III: Classement du pendage, forme et épaisseur pour différentes méthodes d'exploitation minière selon NICHOLAS	58
Tableau 15-III: Classement de la profondeur et de la distribution des teneurs pour différentes méthodes d'exploitation minière selon NICHOLAS	58
Tableau 16-III: Classement de RSS pour différentes méthodes d'exploitation minière selon NICHOLAS.....	58
Tableau 17-III: Résultat de classement des méthodes d'exploitation selon NICHOLAS	59
Tableau 18-III: indices de cohérence des matrices réciproques (Saaty.2000)	61
Tableau 19-III: Classement de la profondeur et de la distribution des teneurs pour différentes méthodes d'exploitation minière selon l'échelle AHP	62
Tableau 20-III: Classement de la profondeur et de la distribution des teneurs pour différentes méthodes d'exploitation minière selon l'échelle AHP	62
Tableau 21-III: Classement de RSS pour différentes méthodes d'exploitation minière selon l'échelle AHP	62
Tableau 22-III: résultats obtenues par logiciel EXPERT CHOICE.....	66
Tableau 23-III: Les priorités calculées et les cotes finales des méthodes d'exploitation selon chaque critère	70
Tableau 24-IV: Coefficient de dureté et consommation spécifique en fonction de la dureté de la roche	77
Tableau 25-IV: Coefficient de texture en fonction de type de roche	77
Tableau 26-IV: Résultats de calcul des paramètres d'abattage pour la galerie	79
Tableau 27-IV: Résultats de calcul des paramètres d'abattage pour la cheminée.....	81

Tableau 28-IV: Résultats de calcul des paramètres d'abattage pour la chambre	83
Tableau 29-IV: Tableau récapitulatif des formules de conception des piliers pour les roches dures [20].....	89
Tableau 30-IV: Les paramètres géométriques des piliers de chaque amas selon chaque niveau du gisement d'Ichemoul.....	91
Tableau 31-IV: Résultats de calcul du taux de défrèvement pour chaque pilier du gisement d'Ichemoul	92
Tableau 32-IV: Résultats de calcul de la pression de terrain suivant chaque niveau.....	93
Tableau 33-IV: Résultat de calcul de la contrainte verticale	94
Tableau 34-IV: Calcul du facteur de sécurité pour les dimensions initiales des piliers.....	95
Tableau 35-IV: Evaluation de la stabilité des piliers	96
Tableau 36-IV: Résultat de calcul du taux de défrèvement après redimensionnement par SOLVEUR Excel	97
Tableau 37-IV: Résultat de calcul de volume de minerai récupéré après redimensionnement des piliers.....	98
Tableau 38-IV: Réserve plombo-barytique exploitable 1966-1967(SONAREM)	99

Liste des figures

Figure 1-I: Situation Géographique du gisement Ichemoul (Batna).....	21
Figure 2-I: Carte et coupe géologique des monts des Aurès [8]	25
Figure 3-I: Carte et coupe géologique synthétique de la région d'Ichemoul [8]	28
Figure 4-II: Méthode d'exploitation par chambres et piliers	40
Figure 5-II: Méthode d'exploitation par sous niveaux abattus	41
Figure 6-II: Méthode d'exploitation par chambres magasins	42
Figure 7-II: Méthode d'exploitation par chambres remblayées.....	43
Figure 8-II: Méthode d'exploitation par chambres foudroyées	44
Figure 9-III: Moyennes des coûts d'extraction du minerai en fonction de la méthode d'exploitation (Source : BRGM).[14]	51
Figure 10-III: Essai de compression au laboratoire	52
Figure 11-III: coupe géologique de l'amas 03(SONAREM 1967).....	55
Figure 12-III: coupe géologique de l'amas 05(SONAREM 1967).....	55
Figure 13-III: coupe géologique de l'amas 2 et 4 (SONAREM 1967).....	56
Figure 14-III: Comparaison par paires des principaux critères.....	60
Figure 15-III: Comparaison par paires des sous critères (Géométrie)	60
Figure 16-III: Comparaison par paires des sous critères (Géotechnique).....	60
Figure 17-III: structure hiérarchique des critères de choix de la méthode d'exploitation	61
Figure 18-III: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon le Pendage (semi dressant)	63
Figure 19-III: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon laForme (irrégulier)63	
Figure 20-III: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon la Puissance (faible)	63
Figure 21-III: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon la Profondeur (moyenne).....	63
Figure 22-III: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon la Distribution des teneurs (uniforme).....	63
Figure 23-III: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon le RSS minerai (moyen)	63
Figure 24-III: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon le RSS toit (fort)	64
Figure 25-III: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon le RSS mur (fort) ...	64
Figure 26-III: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon le cout moyen d'extraction	64
Figure 27-III: Interface de EXPERT CHOICE en introduisant les différents critères et sous critères	65

Figure 28-III : Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur le pendage de minerai	68
Figure 29-III: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur la forme de minerai.....	68
Figure 30-III: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur l'épaisseur de minerai	68
Figure 31-III: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur la profondeur de minerai	68
Figure 32-III: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur la distribution des teneurs.....	68
Figure 33-III: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur le RSS de la minéralisation.	69
Figure 34-III: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur RSS de toit.....	69
Figure 35-III: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur RSS de mur	69
Figure 36-III: Les cotes globales des méthodes d'exploitation calculées par EXPERT CHOICE	70
Figure 37-III: Sensibilité de performance pour les nœuds en dessous l'objectif : méthode d'exploitation	71
Figure 38-IV: Vue en plan de la méthode chambres et piliers [23]	73
Figure 39-IV: Préparation de champ minier lors de l'exploitation par chambres et piliers.[1]	74
Figure 40-IV: Méthode par chambres et piliers (La méthode inclinée).....	75
Figure 41-IV: Plan de tir de la galerie.....	80
Figure 42-IV: Plan de tir de la cheminée	82
Figure 43-IV: Plan de tir de la chambre	84
Figure 44-IV: Piliers irréguliers à section droite plus ou moins circulaire montrés en plan [13]	87
Figure 45-IV: Théorie du bloc tributaire cas de piliers mur montrés en section longitudinale [13]	87
Figure 46-IV: Théorie du bloc tributaire cas de piliers colonne montrés en plan [20]	87
Figure 47-IV: Les formules les plus caractéristiques de la résistance des piliers en fonction de la hauteur pour une Pilier de 10*10 m.	90
Figure 48-IV: Coupe des différents niveaux d'exploitation de la mine d'Ichemoul, Batna	93
Figure 49-IV: Dimensions de la chambre	99
Figure 50-IV: Plan de l'amas 1	104

Figure 51-IV: Plan de l'amas 3	105
Figure 52-IV: Plan de l'amas 2 et 4	105

INTRODUCTION GENERALE

INTRODUCTION GENERALE

En Algérie l'industrie minière a connu un développement depuis les années 70 avec la réouverture des anciennes mines abandonnées, la société ENOF (entreprise nationale des produits non ferreux et des substances utiles) a proposé l'exploitation du gisement de baryte d'Ichemoul pour l'importance de la matière première et afin de répondre à l'accroissement de demande en matière de baryte surtout dans l'industrie pétrolière.

La problématique qui se pose pour ce gisement est de choisir la méthode d'exploitation la plus adéquate.

Dans le passé, le choix de la méthode d'exploitation d'une nouvelle mine était fondé principalement sur la méthode d'exploitation de gisements de type similaire. Ensuite, la méthode choisie sera modifiée au cours des premières années de l'exploitation après une meilleure compréhension des conditions du terrain et le caractère du corps minéralisé. Aujourd'hui, cependant, les investissements en capital importants requis pour ouvrir une nouvelle mine ou modifier un système minier existant se font une fois s'assurer que le choix de la méthode d'exploitation répond à tous les critères de choix

L'objectif de ce travail est de développer une méthode numérique pour évaluer et choisir la méthode d'exploitation souterraine appropriée pour exploiter le gisement d'Ichemoul ensuite développer la mine suivant la méthode choisie.

Plusieurs méthodes ont été mises au point pour évaluer les méthodes d'exploitation d'un gisement de minerai en fonction des caractéristiques géométrique du gisement, comme la forme, l'épaisseur, le pendage, la profondeur, la distribution de la teneur et les propriétés géo-mécaniques de la roche.

La méthode Nicholas (1981) est une méthode qui applique une approche numérique pour évaluer différentes méthodes d'exploitation minière en fonction du classement des critères de choix.

Dans notre étude de sélection de la méthode d'exploitation appropriée, nous avons utilisé le processus analytique hiérarchique (AHP). L'approche quantitative est un système combiné et modifié de la méthode Nicholas et on a utilisé le logiciel EXPERT CHOICE basé sur AHP car il permet de spécifier la méthode d'exploitation minière en tenant compte de l'importance relative de chacun des critères de choix.

Les données d'entrée pour le logiciel ont été obtenues à partir du gisement de baryte d'Ichemoul. Ensuite, en fonction des résultats obtenus par le logiciel, ainsi que de la comparaison avec les résultats de l'approche numérique NICHOLAS, nous avons développé les étapes de l'exploitation selon la méthode choisie.

Après le choix de la méthode d'exploitation on s'est penché vers le redimensionnement des piliers de la mine de baryte d'Ichemoul pour assurer la stabilité requise et la récupération maximale de minerai.

**I CHAPITRE I : CADRE GEOGRAPHIQUE ET GEOLOGIQUE DE LA
MINE D'ICHEMOUL**

I.I INTRODUCTION

La recherche et l'exploitation des matières pétrolières ont augmenté la demande en matière de baryte, afin de répondre aux besoins de l'industrie pétrolière et d'autres branches, la société SONAREM 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 réalisée, puis les travaux ont été repris par la société SOMIBAR après l'indépendance et exploitée par ENOF.

I.II SITUATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT

Les coordonnées géographiques du Djebel Ichemoul sont 35°18'0" N et 6°28'60" E, exprimées en DMS (degrés, minutes, secondes) ou 35.3 et 6.48333 (en degrés décimaux). La position UTM est KE70.

Le gisement de Plomb-Baryte d'Ichemoul est situé dans la partie orientale des monts des Aurès, à 02 km du chef-lieu de la Daïra d'Ichemoul et à 40 km au Sud Est de la ville de Batna. Il est situé également à 65 km à l'Ouest de la mine de baryte d'Ain Mimoun administrativement liée à la wilaya de Khenchla.

Le relief de la région du gisement est montagneux et fortement accidenté, les côtes absolues dépassent les 2 000 m d'altitude.

Situation Administrative :

- Lieu-dit : Ichemoul.
- Commune : Ichemoul.
- Daïra : Ichemoul.
- Wilaya : Batna

Coordonnées du périmètre minier d'Ichemoul :

Les coordonnées en UTM des sommets du périmètre minier du gisement d'Ichemoul sont données dans le tableau ci-dessous [16] :

<i>Coordonnées UTM</i>		
<i>Points</i>	<i>X</i>	<i>Y</i>
1	271 700	3 908 500
2	273 300	3 908 500
3	273 300	3 907 600
4	271 700	3 907 600

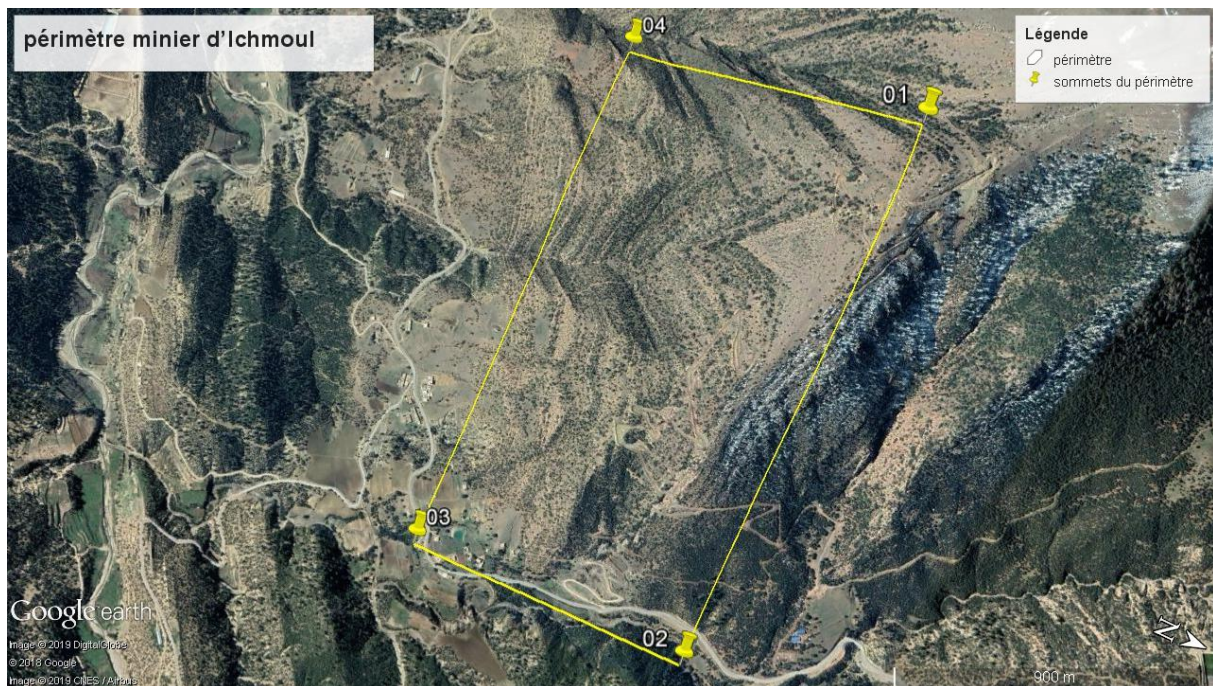


Figure I: Situation Géographique du gisement Ichemoul (Batna).

La superficie de notre zone d'exploitation est de 153 Ha.

I.III HISTORIQUE DE LA MINE D'ICHOUL

Le gisement est connu depuis 1900. Les travaux de prospection ont été lancés par la société « ROYNA » en 1924, mais l'exploitation du gisement n'a débuté qu'en 1932. Vers l'année 1954, il a été extrait du gisement 116 mille de tonnes de minerai à 6% de plomb. En 1954, les travaux d'exploitation ont été arrêtés et la laverie et d'autres constructions de la mine ont été détruites.

I.III.1 TRAVAUX DES RECHERCHES GEOLOGIQUES EFFECTUES

Les niveaux supérieurs des amas minéralisés ont été découverts par des galeries jusqu'à une profondeur de 350m, tandis que les niveaux inférieurs sont découverts par des sondages à carottage.

Le degré avancé de la connaissance des niveaux supérieur des amas minéralisés qui ont été découverts par des galeries a permis de limiter les travaux de forage par un petit nombre de sondages.

Dans ces limites les sondages ont été placés suivant une maille de 100 sur 200m.

Les travaux miniers qui ont été réalisés sont bien conservés et peuvent être utilisés pour l'exploitation prochaine. Ce n'est que les parties, qui se trouvent dans les schistes argileux, qui nécessiteront le boisage au cours de la reprise de l'exploitation.

Durant la période de recherche, 21 galeries dont la longueur totale dépasse 3000 mètres, ces galeries ont été faites chaque 30-60 mètres suivant la verticale et elles découvrent les amas de minerai à la profondeur de 350 mètres.

L'amas 01 est découvert par 9 galeries de 620 mètres de longueur.

Les amas 02 et 04 sont découverts par des deux galeries de 550 mètres.

L'amas 03 est découvert par 9 galeries de 1800 mètres.

L'amas 05 est découvert par deux galeries de 84 mètres.

La plupart des galeries sont reliées entre elles par des montages et des descenderies.

I.III.2 ECHANTILLONNAGE DES SONDAGES

Les profondeurs des sondages varient entre 70 à 320 mètres. Le diamètre du trou de forages est de 76mm (forage au diamant) ou 110 mm (forage à alliage dur).

L'échantillonnage a été effectué au moyen de prélèvement d'une moitié de la carotte.

La longueur moyenne d'un échantillon de carotte a été de l'ordre d'un mètre.

Les travaux miniers au jour comme au fond ont été échantillonnés par saignées, dont les sections étaient de 3 sur 10 cm.

Les échantillons prélevés ont été traités au laboratoire où tous les échantillons ont été soumis à l'analyse spectrale. De plus, le plomb et la barytine ont été analysés chimiquement.

I.IV PRESENTATION DE LA SUBSTANCE EXTRAITE

I.IV.1 DEFINITION DE BARYTINE

La barytine, minéral dense aux propriétés particulières, est utilisée essentiellement dans les boues de forage de production d'hydrocarbures, mais aussi dans de nombreuses industries en raison de ses propriétés particulières : forte densité ($d=4,48$ à l'état pure), neutralité chimique, blancheur élevée, faible abrasivité...

I.IV.2 OCCURRENCE DE LA MINERALISATION

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

- Dans les roches métamorphiques telles que les gneiss et magmatiques comme les granites et basaltes. Dans le cas le plus fréquent, l'occurrence des gisements sont de type filonien, parfois stratiformes, la barytine étant généralement associée à d'autres minéraux tels la fluorine, la Célestine ($SrSO_4$), le quartz, les sulfures de Pb-Zn...
- Dans les roches sédimentaires, comme les grès, calcaires, dolomies et marnes, la barytine se présente en lentilles stratiformes, mais aussi en petits filons dans les fissures de ces roches, l'occurrence de ces gisements étant moins fréquents que dans les roches de socle.

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

I.IV.3 PETROGRAPHIE ET MINERALOGIE

La barytine cristallise dans le système orthorhombique. Elle forme généralement des concrétions globulaires, fibreuses ou lamellaires, blanches, plus ou moins translucides, elle forme aussi des cristaux bien individualisés. Ces minéralisations, parfois colorées selon la nature des impuretés (oxydes de fer, sulfures, matière organique...) contiennent souvent des traces de Sr, Ca, Mg et Pb.

I.IV.4 ORIGINE ET FORMATION DES GISEMENTS

Les minéralisations et les gisements de barytine sont liés soit aux circulations de fluides hydrothermaux, exhalatifs ou non, soit aux dépôts sédimentaires en milieu évaporitique, lagunaire ou lacustre. Dans les gisements résiduels, la barytine provient de la destruction de minéralisations préexistantes, généralement encaissées dans des dolomies.

Les couches et amas de barytine sont parfois associés à des gisements de sulfures massifs d'origine exhalative. La formation des dépôts est liée à des sources hydrothermales sous-marines en relation avec une activité volcanique importante plus ou moins discrète. Les plus grands dépôts mondiaux de barytine appartiennent à la catégorie des gisements d'origine hydrothermale-exhalative.

I.IV.5 USAGE DE LA BARYTINE

La barytine trouve de large application dans différentes branches d'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 meubles des puits et d'empêcher les éruptions gazeuses.
- Utilisée comme matière pour l'industrie chimique, elle sert à fabriquer divers sels et préparations utilisés en pyrotechnie et mégisserie (élimination de laine), sucrerie, préparation du papier photographique.
- Utilisée en céramique pour la fabrication des émaux et production des verres spéciaux à grande indice de réfraction.
- Utilisée en médecine et fabrication des produits pharmaceutiques.
- Utilisée dans l'industrie du caoutchouc et du papier, elle sert aussi de charge et alourdissant.
- Dans la production de peintures de type laque et les couleurs, la barytine s'emploie pour la fabrication de peinture blanche, et d'autres couleurs, en haute quantité
- Utilisée aussi comme principal composant de l'enduit protecteur des murs de laboratoire de rayon X pour la protection du personnel.
- Le baryum s'emploie aussi pour la préparation de certaine lampe de radio. [9]

I.V GEOLOGIE DU GISEMENT

I.V.1 GEOLOGIE REGIONALE

La structure géologique régionale est plutôt simple et consiste en des séries terrigènes de calcaires bien stratifiés, les conditions d'observation sont bonnes, les structures tectoniques sont nettes et facilement repérables permettant aux explorateurs d'élaborer un schéma assez complet et représentatif sur la région.

I.V.1.a STRATIGRAPHIE REGIONALE

Les séries les plus anciennes connues dans la région sont datées du Trias constituant habituellement les noyaux des structures en diapirs, les dépôts les plus récents (dépôts Quaternaires) comblent les vallées contemporaines, formant des éboulements diluviaux sur les pentes et les cônes de déjection dans les embouchures de plusieurs oueds

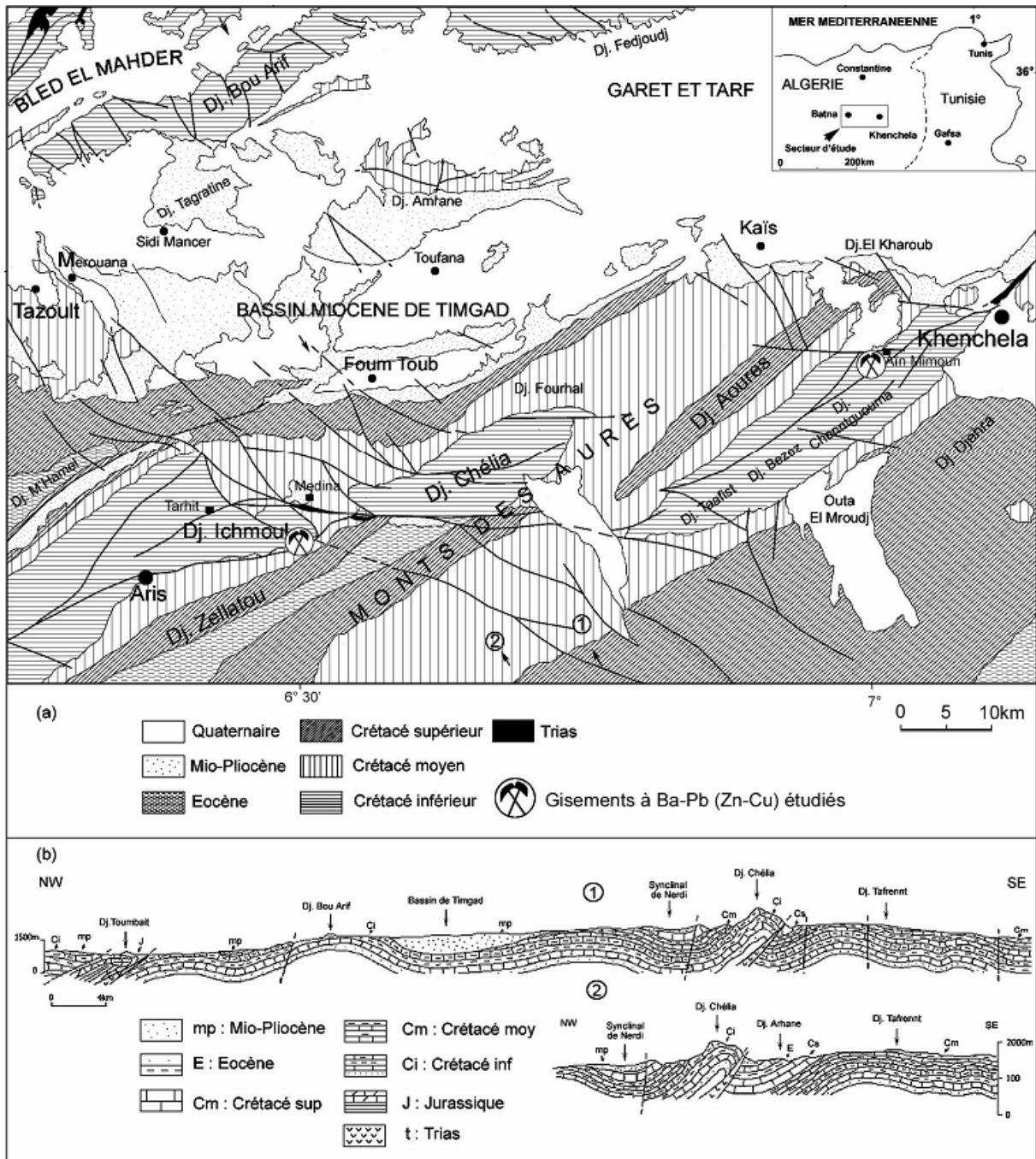


Figure II: Carte et coupe géologique des monts des Aurès [8]

TRIAS

Comporte essentiellement des marnes à prédominance de couleurs rouge et violacées. Parfois on en trouve du sable, argiles et dolomies. Un rôle important des formations triasiques appartenant aux sels et aux gypses, dont les affleurements sont connus dans différentes régions (Mena, Moto ...etc.)

L'épaisseur complète du Trias n'a pas été déterminée, mais elle doit être assez grande pouvant atteindre quelques centaines de mètres.

JURASSIQUE

Il se distingue par un large développement de facies calcaires citant les calcaires argileux, siliceux et béchiques.

Les calcaires jurassiques peuvent renfermer des intercalations de marnes jaunes et rouges dont l'épaisseur pouvant atteindre les 400 mètres.

Dans la partie Sud-Ouest des Aurès (Chaîne Bou-Azereg), les calcaires sont remplacés dans sa grande partie par des dolomies.

CRETACE

-Largement développé dans les limites de la région, les roches crétacées montrant une coupe complète et continue contenant toutes les subdivisions de la période, elles présentent un grand intérêt parce que la plupart des gisements de la région se trouvent localisés dans les formations du crétacé inférieur, surtout de l'aptien.

-Un caractère important des formations crétacées consiste dans la prédominance des faciès gréseux au sein du crétacé inférieur dont l'épaisseur pouvant atteindre les 2000 mètres, et des faciès calco-marneux dans le crétacé supérieur (épaisseur de 3000 mètres).

-Le **Valanginien** est représenté par des marnes vert-jaunâtres et par des grès quartzeux. L'épaisseur des grès peut être évaluée à 150-200 mètres.

-Un large développement de calcaire caractérise la partie septentrionale de la région.

-Ils sont faiblement dolomités et dans ce cas, leur épaisseur est de 2 à 2,5 fois plus grande.

-A partir de l'**hauterivien**, on observe l'apparition des calcaires et dolomies surtout dans les coupes de la partie Nord-Est des monts des Aurès où l'épaisseur est très variable, de l'ordre de 400 et 1000 mètres.

-Le **barrémien**, est présent par ses grès essentiellement quartzeux avec une stratification entrecroisée nettement visible. Son épaisseur est considérable, elle peut atteindre un maximum de 850-900 mètres (avec une valeur normale dominante de 300 à 450 mètres).

-Les dépôts **albiens** se diffèrent des formations sous-jacentes, sa base est marneuse bigarrée renfermant des intercalations de gros grès (d'origine continentale ou lagunaire). Au sommet on trouve des calcaires y compris ceux d'origine récifale. L'épaisseur de l'albien est de 400 à 500 mètres.

Le **crétacé supérieur** est présenté par des faciès calco-argileux, les grès à la base sont remplacés en haut par des intercalations de marnes et de calcaires, en couches fines alternées, parmi lesquelles, on a des variétés dolomitées et phosphatisées. L'épaisseur des formations crétacées supérieures est de 2500 à 3000 mètres.

PALEOGENE

Les dépôts sont développés surtout dans les zones synclinales, correspondant aux vallées. Ils se composent de calcaires et de marnes, et contiennent parfois du gypse et des phosphates. Vers son sommet on peut observer l'apparition des sables, des conglomérats et de brèches.

Les dépôts marins du paléogène sont très variables en terme de puissance et de faciès où les puissances varient de quelques dizaines de mètres jusqu'à 450 500 mètres.

Cette période se caractérise par une grande amplitude de déplacements verticaux qui peuvent atteindre les 2000 mètres.

NEOGENE

Dans les limites de la partie centrale des Aurès, les dépôts néogènes sont représentés par des conglomérats du miocène qui sont remplacés vers le Sud par des formations marines normales (calcaires, marnes, gypses). Les dépôts de cette période changent de faciès suivant leur direction.

Les conglomérats sont liés à l'apparition de la terre émergée dans les limites Nord-Ouest des Aurès au cours de la période lutétienne

QUATERNAIRE

Les dépôts de cette période sont développés dans les bords des massifs (éboulements et terrains) représentés par les argiles sableuses, accumulation des débris avec quelques sources liées par des travertins.

I.V.1.b STRUCTURE TECTONIQUE

-Les séries stratifiées des roches sédimentaires qui prennent part dans la constitution du territoire étudié sont disloquées et forment un grand nombre de structures plissées de dimensions différentes.

-Leurs flancs sont compliqués par des accidents disjonctifs peu nombreux.

-Il est facilement remarqué sur la carte que les grands plis qui sont continus, se localisent à l'intérieur de deux zones anticlinales (zone septentrionale et méridionale) correspondant aux deux massifs montagneux de Batna et des Aurès respectivement.

-La zone du massif de Batna se poursuit suivant la direction SW-NE sur une distance de 100km.

-Les structures plissées les plus importantes de la zone de Batna sont : Les anticlinaux de Belezma, de Bou-Arif, Tarbaat et de Tombait-Hanout.

-La zone anticlinale correspondante à la zone méridionale (Aurès) est représentée par des plis anticlinaux d'Azereg, d'Ichemoul, de Chellas et de Khenchla.

-Le pli anticlinal le plus important dans cette zone est celui d'Azereg, orienté SW-NE.

-Le prolongement de ce pli est celui d'Ichemoul-Cheliaest divisé par un graben synclinal éocène en deux régions.

-Le noyau de ce plis est formé par des grés barrémiens qui sont remplacés sur les flancs par des formations calco-argileuses de l'aptien et ensuite, de l'Albien.

Le pendage sur ces flancs est de 30°-40°.

I.V.1.c SUBSTANCES UTILES

L'aspect métallogénique des monts de Batna-Aurès est déterminé par la présence de plusieurs gisements de plomb et de zinc, contenant parfois de la barytine, de mercure et du cuivre.

D'après les caractères structuraux et morphologiques, on peut distinguer deux groupes principaux de gisements, les gisements stratiformes et filoniens.

Les gisements de premier groupe sont représentés par ceux des Djebel Ichemoul, Merouana et Fournal, se caractérisant par la liaison de la minéralisation avec deux niveaux peu puissants de dolomies et de calcaires, à proximité des accidents disjonctifs traversant ces niveaux.

Les amas de ce groupe possèdent une forme plus ou moins allongée proche aux lentilles ou rubanée. Les minerais sont disséminés en filonnets, parfois en massif. Les modifications des roches sur le contact avec le minerai sont habituelles (dolomitisation, plus rarement, barytisation et quartzification).

Dans les gisements du deuxième groupe, la minéralisation se trouve dans les cassures redressées et dans les failles du type cassant.

La minéralisation est représentée par des minerais plombo-zincifères massifs et disséminés comme les minerais de Taghit et d'El Herig.

I.V.2 GEOLOGIE LOCALE

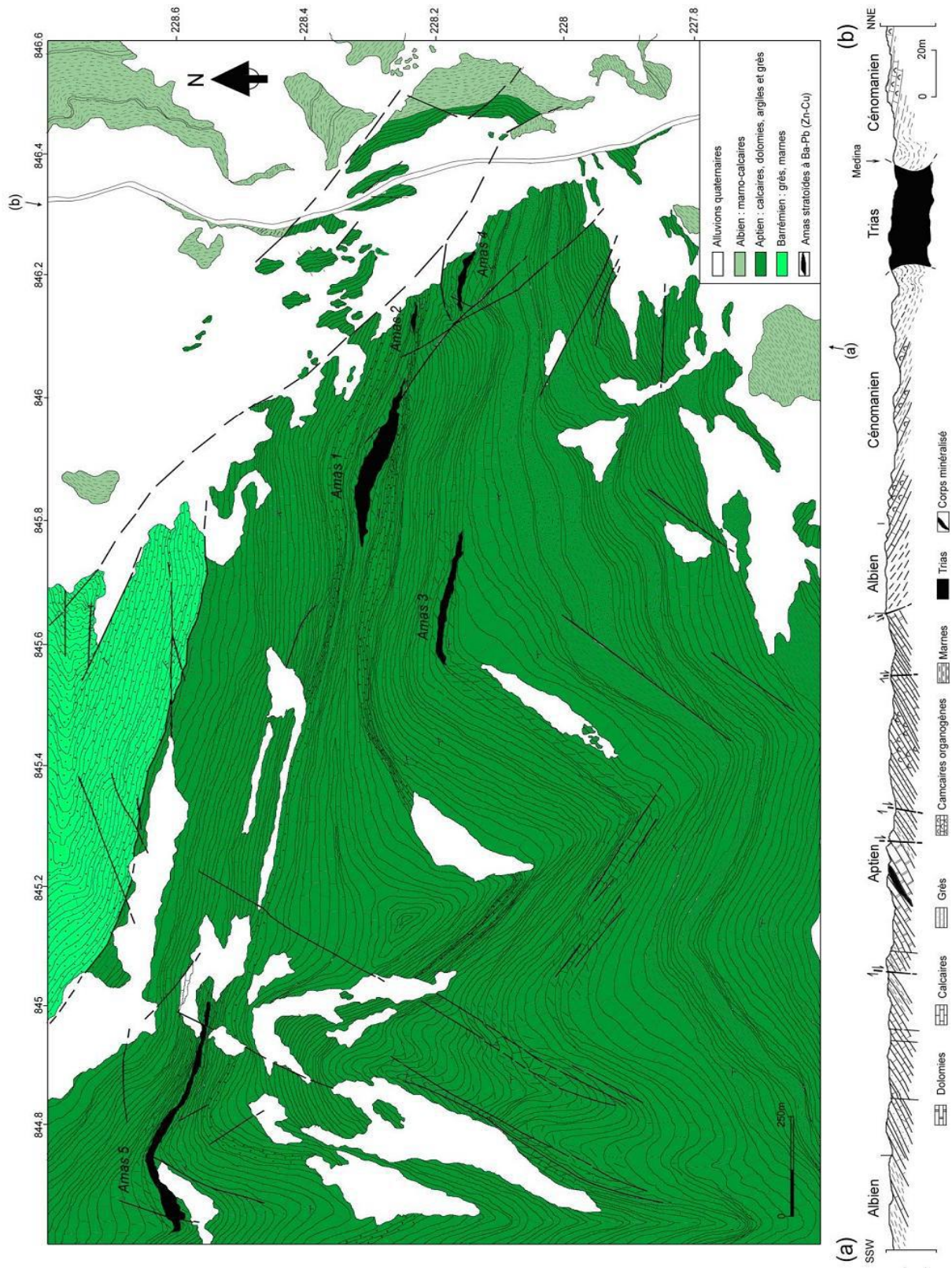


Figure III: Carte et coupe géologique synthétique de la région d'Ichemoul [8]

I.V.2.a STRATIGRAPHIE DU GISEMENT

Le gisement est constitué par des séries concordantes terrigènes et calcaires des étages du barrémien, de l'aptien et de l'albien, parfois recouverte par des dépôts récents.

BARREMIEN

Les affleurements du barrémien ne sont connus que dans la partie Nord du gisement.

Le barrémien est constitué des grès quartzeux et des aleurolites à intercalations rares et peu puissantes de dolomies. L'épaisseur du barrémien est plus de 170 mètres.

APTIEN

-Les dépôts aptiens sont développés dans la partie centrale et Ouest du gisement. Ils sont représentés par les calcaires, grès, marnes, dolomies et calcaires dolomités.

-A la base de l'aptien, prédominent les calcaires et les dolomies et au sommet les schistes argileux, marnes et grès. Cependant, sur le contact avec des séries barrémiennes, se trouvent des dolomies massives à gros grains jusqu'à 30-35 mètres d'épaisseur et des calcaires cristallins de 10-5 mètres d'épaisseur.

-A ce niveau de base succèdent des calcaires organogènes caverneux alternant avec des grès, schistes argileux, dolomies (calcaires dolomités) et marne, renfermant la minéralisation polymétallique à barytine.

-Trois bancs de dolomies minéralisées (A, B et C) ont été reconnus.

Le banc inférieur (C) se trouve à 90mètres au-dessus de la base de l'aptien avec une épaisseur relativement constante de 3.5-4mètres, les roches encaissantes sont des grès à intercalations fines des schistes argileux et de calcaires gréseux dolomités par endroits.

Le deuxième banc (A) (de bas en haut), de 3 à 3.5 mètres d'épaisseur, est séparé du précédent par une alternance fine des calcaires, schiste argileux et grès de 80 mètres d'épaisseur. Le mur du banc dolomitique est représenté par des calcaires argileux et organogènes et le toit, par une alternance fine des marnes et grès.

Le troisième banc (B) est une couche supérieure à 40-45 mètres au-dessus du banc A et est séparé de ce dernier par la même alternance de calcaire, schistes argileux et grès. L'épaisseur du banc est de 2.5-3 mètres. Le mur du banc est constitué par des calcaires dolomités argileux et le toit par 1.5 mètre de marnes.

-L'épaisseur totale de l'aptien dans les limites du gisement atteint 50 mètres.


ALBIEN

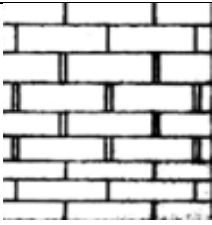

Les dépôts albiens sont développés dans les parties Sud et Est du gisement principalement marne, le calcaire est rare, l'épaisseur de l'albien sur la surface du gisement est de 160 mètres.

QUATERNAIRE

Les dépôts quaternaires sont développés dans les parties Est et Nord-Est du gisement où ils recouvrent les marnes albiennes. Dans les autres parties du gisement on n'observe que les dépôts d'origine alluviale et proluvo-diluviale.

Tableau 1: Colonne stratigraphique de gisement d'Ichemoul

Colonne générale stratigraphique							
Ere	Période	Section	Etage	Indice	Epaisseur (m)	Colonne	Roches
					15		Alluvions
MESOZOIQUE	CRETACE	INFERIEURE	ALBIEN	Cr1 al	160		Marnes passantes à la base aux calcaires massifs finement lités (épaisseur 0.1-0.5m) avec des passées de schistes argileux.

						-Dolomies à gros grains d'épaisseur de 30 – 35 m. -et des calcaires cristallins d'épaisseur de 10 – 15 m.	
			BARREMIEN	Cr1 b	170		Grés fins blancs quartzeux avec des rares passées de calcaires (ép. 3-5m), localement ils ont une nette stratification croisée.

I.V.2.b TECTONIQUE

-Les plis anticlinaux du gisement sont souvent compliqués par des failles qui ont presque les mêmes orientations NW-SE au NE du gisement, les couches présentent des courbures brusques compliquées par des grandes failles d'âge éocène. Les séries barrémienne et aptienne forment des plis anticlinaux et elles sont découpées par plusieurs fissures.

-La minéralisation plombo-barytique est localisée, comme ça été précédemment indiqué dans les trois bancs des calcaires dolomités de l'aptien.

-La répartition de la minéralisation dans le plan de la couche est irrégulière, habituellement le minerai forme des gites étroits, allongés approximativement dans le sens du pendage des roches.

-L'orientation des amas minéralisés dans le sens de la fissuration indique la liaison nette des amas minéralisés avec les éléments tectoniques.

-Les minerais de la barytine sont situés dans les parties périphériques des amas minéralisés surtout dans les parties supérieures.

-En aval du pendage, selon les données de quelques sondages, ils sont remplacés par les minerais plombo-barytifères et ensuite par les minerais plombo-zincifères. Par la suite, on peut supposer qu'il existe une zonalité verticale de la minéralisation sur le gisement de djebel-Ichemoul.

I.V.3 CARACTERISTIQUES MORPHOLOGIQUES ET MINERALOGIQUES DU CORPS MINERALISE

I.V.3.a COMPOSITION MINERALOGIQUE

-La composition minéralogique des minerais du gisement de djebel-Ichemoul est typiquement plombifère hydrothermal de basse température dans les roches calcaires.

-Le principal minerai métallifère correspond à la galène, secondairement à la blende, on rencontre rarement d'autres minerais sulfureux (pyrite, cinabre, chalcopryrite) qui sont de valeur marchande pratique moyenne.

-Les minerais non métalliques sont représentés par la barytine, calcite et quartz dont la barytine est la plus fréquente et qui a une valeur économique élevée, tandis que les autres minerais constituant la gangue sont moins demandés par le marché industriel.

-La barytine se trouve sous forme de filons en masses unies, et sont concordants avec les roches encaissantes, et qui se caractérisent aussi bien par leur puissance irrégulière que par leur discontinuité.

-Les cristaux de la barytine ont une structure tabulaire allongée qui forment des agrégats à texture enchevêtrée ou radiale.

-L'étude de la composition substantielle, texture et structure du minerai, permet de croire que le gisement de djebel Ichemoul a été formé au cours de deux étapes successives.

La première étape se caractérise par la modification peu avancée des roches encaissantes (dolomitisation, quartzification, pyritisation)

.et la deuxième étape est marquée par la formation de blende, galène, baryte.

I.V.3.b MORPHOLOGIE DES AMAS MINERALISES ET SES COMPOSITIONS

AMAS 01

C'est une Bande étroite, localisée dans les calcaires dolomités du banc A, allongée dans le sens du pendage des roches encaissantes, le long d'une faille. Découvert de la surface jusqu'à une profondeur de 250 m par des ouvrages miniers, son extension en direction atteint 240 m, avec un angle de 45°, l'extension horizontale = 40m, l'extension verticale=420m et l'épaisseur varie de 1 à 3m, les teneurs en substances utiles dans les terrains de développement sont de deux types de minerai (barytine et plombo-barytifère), sont relativement constantes. La teneur moyenne est de 44.24% pour la barytine et 6.91% pour le plomb.

Tableau 2:Caractéristiques géologiques de l'amas 1

Caractéristiques géologiques	<ul style="list-style-type: none">• Longueur : 420 m• Largeur : 40m• Profondeur : 250m• Puissance limite : de 1à 3m, avec 2.5m en moyenne.• Pendage : 45°
------------------------------	---

AMAS 02

-Il est situé à proximité du premier amas, et est contrôlé par la même faille directe, il est découvert par des travaux miniers jusqu'à une profondeur de 80m.

-C'est aussi un gîte en forme de bande peu puissante (3 – 6m), l'extension verticale d'amas de minerai est de 200m, la largeur est de 20m.

-La répartition de la minéralisation plombo-barytique est irrégulière.

La teneur varie de 3 à 14 % pour le plomb et de 30 à 55% pour la barytine.

Tableau 3:Caractéristiques géologiques de l'amas 2

Caractéristiques géologiques	<ul style="list-style-type: none">• Longueur de pendage : 200 m• Largeur : 20m• Profondeur : 80m• Puissance moyenne : 3m• Pendage : 45°
------------------------------	---

AMAS 03

-Se trouve dans la partie centrale du gisement dans les dolomies et calcaires dolomités du banc B. l'amas est représenté par une zone stratiforme des roches calcaires à ciment barytique.

-L'amas du minerai est découvert à 350mètres suivant le pendage par de nombreux travaux miniers de prospection et d'exploitation.

-C'est l'amas le plus important d'après la quantité et la qualité des réserves. Toujours en concordance avec les roches encaissantes, les minerais plombo-zincifères sont séparés des minerais de barytine, la barytine se trouve dans la partie supérieure de l'amas minéralisé.

-L'extension horizontale de l'amas est de 630 m, sa largeur varie de 30 à 125 m, l'épaisseur maximum est de 5m et l'épaisseur minimum est 1.2 et en moyen 2.8mètres.

La teneur en plomb accuse des variations de 3.7 jusqu'à 7.1% avec une teneur moyenne de 5.38%.

Les variations de la teneur en barytine sont de 25 à 60%, la teneur moyenne de barytine est de 30.9%.

Tableau 4: Caractéristiques géologiques de l'amas 3

Caractéristiques géologiques	<ul style="list-style-type: none">• Longueur de pendage :350 m• Largeur : 30à 125m• Puissance moyenne : 2 ,8m• Pendage : 30°à 40°
------------------------------	--

AMAS 04

-C'est un Gîte en forme d'une bande de faible importance en raison des dimensions et ses réserves, situé dans les dolomies du banc 'B' au-dessus des amas 01 et 02.

-L'extension verticale de cet amas atteint 290mètres selon les données des travaux miniers, sa largeur moyenne est de 40 à 45 mètres et son épaisseur varie de 1.4m jusqu'à 5.8 mètres.

-l'épaisseur moyenne est égale à 3 mètres.

-La teneur en plomb varie de 1.6 à 3.9%, et la teneur moyenne en barytine est de 47.36%.

Tableau 5:Caractéristiques géologiques de l'amas 4

Caractéristiques géologiques	<ul style="list-style-type: none">• Longueur de pendage :290 m• Largeur : 40 à 50 m
------------------------------	--

	<ul style="list-style-type: none"> • Puissance moyenne : 3m • Pendage : 35° à 45°
--	---

AMAS 05

- Situé dans la partie Ouest du gisement, dans les calcaires dolomités du banc C.
- L'extension horizontale observée du gîte est plus de 300 mètres et l'extension verticale connue est de 430 mètres.
- L'épaisseur du gîte est variable de 0.8 à 9.3 mètres et de 4 mètres en moyenne.
- Cet amas, qui est représenté par un gîte stratiforme plombo-zincifère, contient presque la moitié des réserves totales du gisement.
- La barytine est cristallisée sous forme de filons d'épaisseur et de largeurs différentes au niveau du mur et du toit du gîte.
- La minéralisation sulfurée, principalement de la galène, est représentée par une dissémination irrégulière, elle est liée aussi avec les formations barytifères.
- La teneur de plomb varie de 1.8 jusqu'à 7.7%, la teneur moyenne est de 2.5%.
- La teneur globale en baryte varie de 15 à 63%, la teneur moyenne en baryte dans la partie Est du gîte est de 37.6% et dans la partie Ouest est de 57.1%.

Tableau 6: Caractéristiques géologiques de l'amas 5

Caractéristiques géologiques	<ul style="list-style-type: none"> • Longueur de pendage : 430m • Largeur : 300 m • Puissance moyenne : 4m • Pendage : 30°
------------------------------	--

I.V.4 HYDROGEOLOGIE

- 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 3.0 litres/sec en hiver. En été le lit de l'oued est presque à sec.
 - L'Oued media qui se trouve à un kilomètre vers la S.E. du gisement a un débit de 0.4 m³/s en hiver mais en été, presque toute l'eau est utilisée pour l'irrigation.
 - Dans la région du gisement, on peut distinguer deux types d'eaux de diaclases :
 - Les eaux des diaclases souterraines qui passent parfois à des eaux des diaclases des couches, liées avec les roches calcaires.
 - Les eaux des diaclases des filons (les eaux des accidents tectoniques, y compris de celles des zones minéralisées).
 - Les eaux du premier type sortent à la surface comme des sources avec un débit insignifiant (0.01-0.05 litre/sec).
 - En été, la plupart des sources se dessèchent.
 - Les eaux des diaclases 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 litres/sec.
 - Elles ont le caractère jaillissant (la pression est de 1.3 à 1.8 ATM.).
 - D'après la composition chimique, les eaux sont de type sulfato-hydrocarbonato-calcique. La température des eaux est de 21-25 °C.
- Les études des années 1966-67, montrent que l'afflux possible des eaux jaillissantes dans les travaux miniers sur le niveau de 1400 mètres (au-dessus des anciennes galeries) fera approximativement 100-125 m³/24 heures, et dans les niveaux profonds des amas de minerai

qui, sont situés au-dessous de la base d'érosion locale, l'afflux dans les galeries pourrait atteindre 200-300 m³/24 heures.

-Le besoin de la mine en eau technique et potable peut être assuré durant la première étape, par le sondage N^o 24, foré sur le chantier de la mine.

-A l'avenir, il faudra effectuer des recherches supplémentaires et forer un sondage hydrogéologique spécial d'un grand diamètre.

I.V.5 CLASSIFICATION DES RESERVES

L'ancien système soviétique de classification des réserves et des ressources, développé en 1960 et révisé en 1981, est encore utilisé de nos jours, il divise les concentrations minérales en sept catégories et en trois grands groupes, selon le niveau d'exploration réalisé : réserves ou ressources entièrement explorées (A, B, C1), réserves ou ressources évaluées (C2) et ressources pronostiques (P1, P2, P3).

Les réserves et les ressources qui peuvent être adaptées aux catégories internationales habituelles sont classées en cinq grandes catégories désignées par les symboles A, B, C1, C2.

CATEGORIE A

Catégorie A : Les réserves en place sont connues en détail. Les limites du gisement ont été délimitées par des tranchées, des forages ou des travaux souterrains. La qualité et les propriétés du minerai sont connues avec suffisamment de détails pour assurer la fiabilité de l'exploitation projetée.

CATEGORIE B

Catégorie B : Les réserves en place ont été explorées mais ne sont connues que de manière assez détaillée. Les limites du gisement ont été délimitées par des tranchées, des forages ou des travaux souterrains. La qualité et les propriétés du minerai sont connues avec suffisamment de détails pour assurer la fiabilité de base de l'exploitation projetée.

CATEGORIE C1

Catégorie C1 : Les réserves en place ont été estimées à l'aide d'une grille clairsemée de tranchées, de forages ou de travaux souterrains. Cette catégorie comprend également les réserves contiguës aux limites des réserves A et B ainsi que les réserves de gisements très complexes dont la répartition ne peut être déterminée que par une grille très dense. La qualité et les propriétés du gisement sont connues provisoirement par des analyses et par analogie avec des gisements connus du même type. Les conditions générales d'exploitation sont connues. Le tonnage de minerai est calculé à partir des estimations de la longueur latérale, de la longueur de pendage et de l'épaisseur moyenne du corps minéralisé. Les blocs stériles peuvent faire l'objet d'une tolérance statistique.

CATEGORIE C2

Catégorie C2 : Ces réserves sont basées sur une grille d'exploration extrêmement lâche, avec peu de données. Les limites du gisement sont définies principalement par extrapolation à l'intérieur de structures géologiques connues et par comparaison avec d'autres gisements similaires dans le voisinage. La teneur et les propriétés minérales du gisement sont déterminées à partir d'échantillons de carottes et d'une comparaison avec des gisements minéraux similaires dans la région. Les réserves ont été extrapolées à partir de données limitées, parfois à partir d'un

seul trou. Cette catégorie comprend les réserves qui sont adjacentes aux réserves A, B et C1 dans le même gisement.

I.V.6 RESERVES GEOLOGIQUES

Les travaux de recherche réalisés par la SONAREM durant la période 1966-1967 ont permis de dégager le potentiel-réserves suivant :

METHODE DE CALCUL DES RESERVES

Les méthodes adoptées pour le calcul des réserves sont :

- **Méthodes des sections parallèles horizontales** : pour les amas (1, 2, 3 et 4) explorés par travaux miniers horizontaux et les sondages. Cette méthode correspond entièrement aux caractéristiques géologiques du gisement du fait qu'on utilise pour le calcul les coupes géologiques.
 - Les surfaces ont été calculées géométriquement entre deux sections parallèles.
 - La surface totale S_t est la somme de toutes les surfaces élémentaires S_i .
 - L'épaisseur moyenne des amas E_m est déterminée comme moyenne arithmétique de toutes les épaisseurs interceptées dans les différents ouvrages de recherche par la formule : $E_m = \Sigma E_i / \text{Nbr. d'ouvrages}$.
 - La teneur moyenne en $BaSO_4$ T_m : est déterminée comme une moyenne pondérée par rapport aux épaisseurs ou par rapport aux superficies correspondantes :
 $T_m = \Sigma T_i \times E_i (\text{ou } S_i) / E_t (\text{ou } S_t)$
 - Le volume de l'amas est calculé par la formule : $V_{\text{amas}} = S_t \times E_m$
 - La masse volumique moyenne ρ est déterminée d'après les analyses exécutées au niveau du laboratoire.
 - Le tonnage en minerai d'un amas est déterminé par la formule :
Tonnage = $V \times \rho$
- **Méthodes des blocs géologiques** : Utilisée pour l'amas n°5, exploré essentiellement par les sondages qui sont au nombre de 09.
 - Les surfaces ont été calculées géométriquement sur les projections horizontales.
 - L'épaisseur moyenne des amas E_m est déterminée comme moyenne arithmétique de toutes les épaisseurs interceptées dans les différents ouvrages de recherche par la formule : $E_m = \Sigma E_i / \text{Nbr. d'ouvrages}$
 - La teneur moyenne en $BaSO_4$ T_m : est déterminée comme une moyenne pondérée par rapport aux épaisseurs interceptées dans les différents ouvrages
 $T_m = \Sigma T_i \times E_i / E_t$
 - Le volume de l'amas est calculé par la formule : $V_{\text{amas}} = S_t \times E_m$
 - La masse volumique moyenne ρ est déterminée d'après les analyses exécutées au niveau du laboratoire.
 - Le tonnage en minerai d'un amas est déterminé par la formule :
Tonnage = $V \times \rho$

Les réserves sont illustrées dans le tableau annexe I

**II CHAPITRE 02 : DESCRIPTION DES METHODES
D'EXPLOITATION SOUTERRAINES**

III.1 INTRODUCTION :

On appelle méthode d'exploitation l'ordre établi de la réalisation des travaux préparatoires et des travaux de défilage dans les conditions naturelles d'un gisement donné.

La plupart des classifications des méthodes de défilage est basée sur le mode de traitement des vides créés par l'exploitation. Nous prenons la classification élaborée par le membre correspondant de l'académie de science de l'U.R.S.S. AGOCHKOV

Tableau 7: Classification des méthodes d'exploitation selon AGOCHKOV

Classe	Nom de la classe	Méthodes
I	Méthode d'exploitation par chambres vides.	Gradins droits vides
		Gradins renversés vides
		Défilage à front continu
		Chambres et pilier
		Traçage et soutirage (sous-niveaux abattus, cheminées détruites, chambres d'étage)
II	Méthode d'exploitation par chambres magasins.	Abattage du minerai emmagasiné par trous.
		Abattage du minerai par sondage
III	Méthode d'exploitation par chambres remblayées.	Tranches horizontales
		Tranches inclinées
		Abattage séparé
IV	Méthode d'exploitation par chambres boisées ou charpentées.	Chambres vides charpentées
		Chambres vides avec soutènement renforcé
V	Méthode d'exploitation par chambres boisées ou charpentées et remblayées.	Chambres vides avec soutènement renforcé et remblayées
		Chambres vides charpentées remblayées
VI	Méthode d'exploitation par foudroyage des roches encaissantes.	Tranches foudroyées
		Défilage par piliers
VII	Méthode d'exploitation par foudroyage du minerai et des roches encaissantes.	Sous-étages foudroyés
		Etages foudroyés
		Foudroyage dirigé

L'expression chambre a souvent dans les mines métallique la signification suivante : excavation souterraine dont les parois délimitent le volume qui était occupé par le minerai enlevé. [1]

II.II METHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINES ENVISAGEABLES POUR LE GISEMENT D'ICHEMOUL

II.II.1 CLASSE 01 : CHAMBRES VIDES

On appelle chambre vide un chantier d'exploitation qui est conservé sans remblayage ni mise en place d'un soutènement systématique et sans que le minerai soit provisoirement laissé sur place, dans lequel les ouvriers peuvent se déplacer librement lors de l'abatage et de l'évacuation du minerai.

On emploie la méthode d'exploitation par chambres vides quand on a des gisements métallifères avec minerai et les roches encaissantes durs.

II.II.1.a METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERS

C'est une méthode d'exploitation où seulement une partie de minerai est extraite ; le reste étant laissé sur place sous forme des piliers régulièrement disposés pour supporter le toit.

Les piliers peuvent être abandonnés indéfiniment ou récupérés partiellement (récupération des moitiés des longs piliers, récupération de certains piliers en abandonnant d'autres, par remplacement des piliers de minerai par d'autres artificiels comme des piles en bois, des piliers en béton... etc.

Les dimensions des chambres et celles des piliers ainsi que la distance qui les sépare dépendent de la stabilité du minerai (surtout sa résistance à la compression) de celle du toit, de la puissance du gisement et de l'importance des pressions. Pour compenser la mauvaise tenue du minerai et des épontes, on augmente la dimension des piliers et on réduit celle des chambres. Mais cela a pour inconvénient de réduire le taux de récupération du minerai.

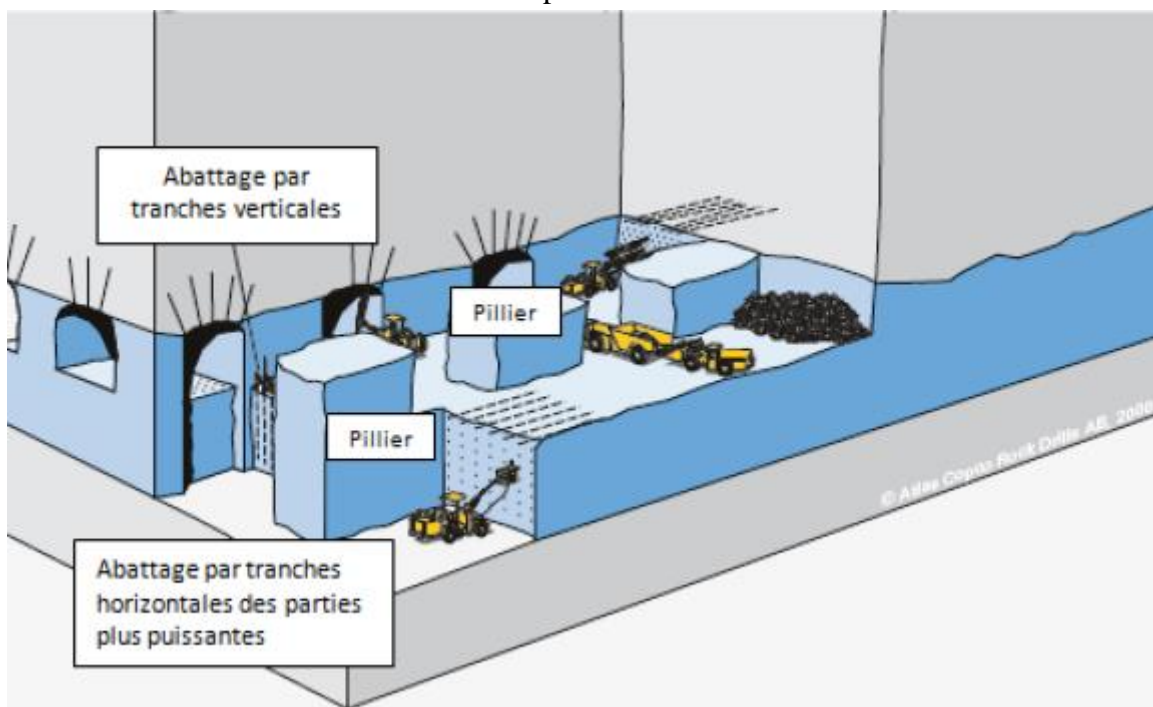


Figure IV: Méthode d'exploitation par chambres et piliers

CONDITIONS D'APPLICATION

- gisements horizontaux (plats) et peu inclinés (ne dépassant pas les 30-35°)
- Puissance allant de 2 à 30 mètres et rarement plus (modérée)
- Bonne stabilité du minerai et des roches du toit.
- Gisement à faible teneur du minerai ou à faible valeur marchande (charbon, chaux, sel, potasse, ardoise, cuprifère...)

- La profondeur limite d'application des chambres et piliers dépend de la nature du minerai (surtout sa résistance à la compression). En général, elle ne dépasse pas les 700-800 mètres.

II.II.1.b LA METHODE DES SOUS-NIVEAUX ABATTUS

DESCRIPTION

Cette méthode d'exploitation est utilisée pour l'exploitation de gisements à fort pendage. Etant donné que la chambre reste ouverte pour des durées prolongées, cette méthode exige une haute stabilité du corps minéralisé et des parois.

Les travaux de développement sont généralement complexes et importants. Le gisement est découpé en panneaux dans lesquels sont creusés des sous-niveaux à partir desquels des longs trous de mine sont forés en éventail. Le minerai fragmenté par le tir de mine tombe au fond de la chambre et est évacué en des points de soutirage.

L'abattage par sous-niveaux avec longs trous de mine est très productif étant donné que les activités de foration peuvent être mécanisées entièrement et se déroulent pratiquement sans interruption. La sécurité au travail est haute du fait qu'aucun déblaiement ne se fait dans la chambre et les mineurs ne sont pas exposés aux chutes de pierres.

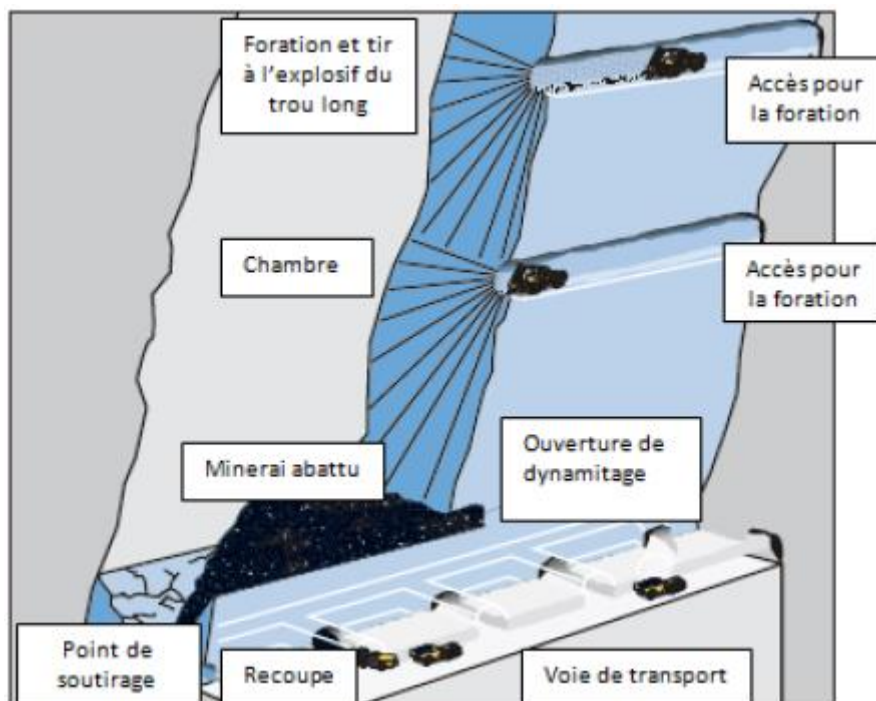


Figure V: Méthode d'exploitation par sous niveaux abattus

CONDITIONS D'APPLICATION

- gisement à fort pendage (60 à 90°)
- minerai et épontes résistantes
- épontes régulières
- gisement de grande taille

II.II.2 CLASSE 02 : CHAMBRES MAGASINS

Cette méthode d'exploitation est une méthode classique mais qui est devenue relativement obsolète étant donné qu'elle ne peut guère être mécanisée. Le travail dans le chantier est pénible et la productivité basse.

L'abattage du gisement se fait par tranches de bas en haut. La majeure partie du minerai abattu reste dans la chambre et sert de plancher de travail et de soutènement naturel des parois jusqu'à la fin de l'abattage du panneau.

Cette méthode classique est généralement pour l'exploitation de filons dont la puissance est faible à moyenne (3 à 10 m) et dont les réserves sont limitées.

La méthode ne peut être utilisée pour l'exploitation de gisements sulfurés étant donné que ces minerais ont tendance à s'oxyder et à se décomposer.

Du point de vue sécurité, cette méthode est considérée comme étant la plus risquée pour l'exploitation des gisements métalliques puissants qui présentent une mauvaise qualité géomécanique de la caisse minéralisée et/ou des parements (toit et mur).

La méthode est difficilement applicable à l'exploitation des corps minéralisés sous forme d'amas avec une relevée importante.

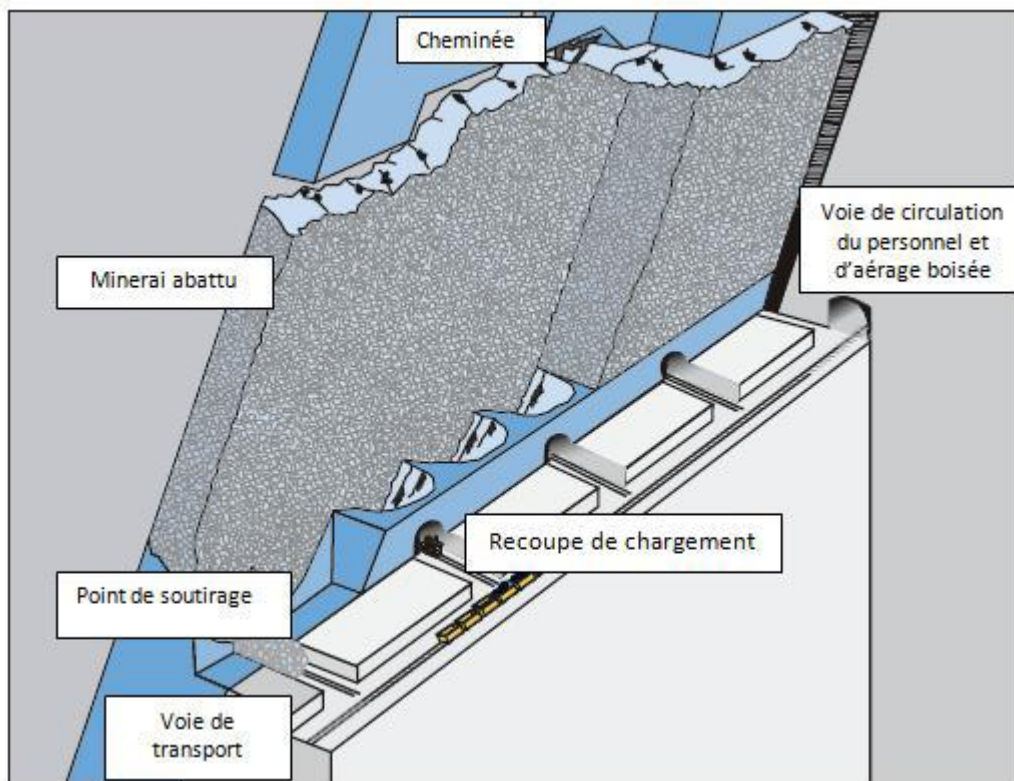


Figure VI: Méthode d'exploitation par chambres magasins

CONDITIONS D'APPLICATION

- Gisement à angle de pendage au moins égal à 55-60°
- Tenue du minerai et les épontes doit être suffisamment forte
- Tenue moyenne des épontes
- Le minerai ne doit pas se colmater, s'oxyder et s'enflammer
- la valeur de minerai n'a pas d'importance essentielle
- Puissance des filons de quelque ordre de grandeur que ce soit mais > 1 m

II.II.3 CLASSE 03 : CHAMBRES REMBLAYEES

C'est la méthode qui traite le vide laissé par l'exploitation par le remplissage à l'aide du remblai issu soit des travaux de creusement comme la roche des éponges (Cas du creusement dans le toit et le mur nommé traçage au rocher préliminaire) ou même le remblai venant des carrières ou les rejets des laveries ...etc.

CONDITIONS D'APPLICATION :

- Filons à moyenne et grande puissance allant de 2 à 30 m d'épaisseur
- Ayant une forme tubulaire (Forme filonienne)
- Pendage fort (dressant $>45^\circ$)
- Pour les minerais durs et stables à moyennement durs
- Des éponges faibles de résistance
- Profondeur qui ne dépasse pas les 2,4 Km
- Pour les filons minces et très minces ($m < 2m$) à ouverture étroite l'exploitation se fait avec traçage au rocher préliminaire (creusement dans le toit et le mur) pour les minerais de valeur, méthode valable pour les filons à puissance qui varie entre 0,5m à 0,6m avec des limites nettes entre minerai et éponges ou la roche des éponges fera objet de remblai

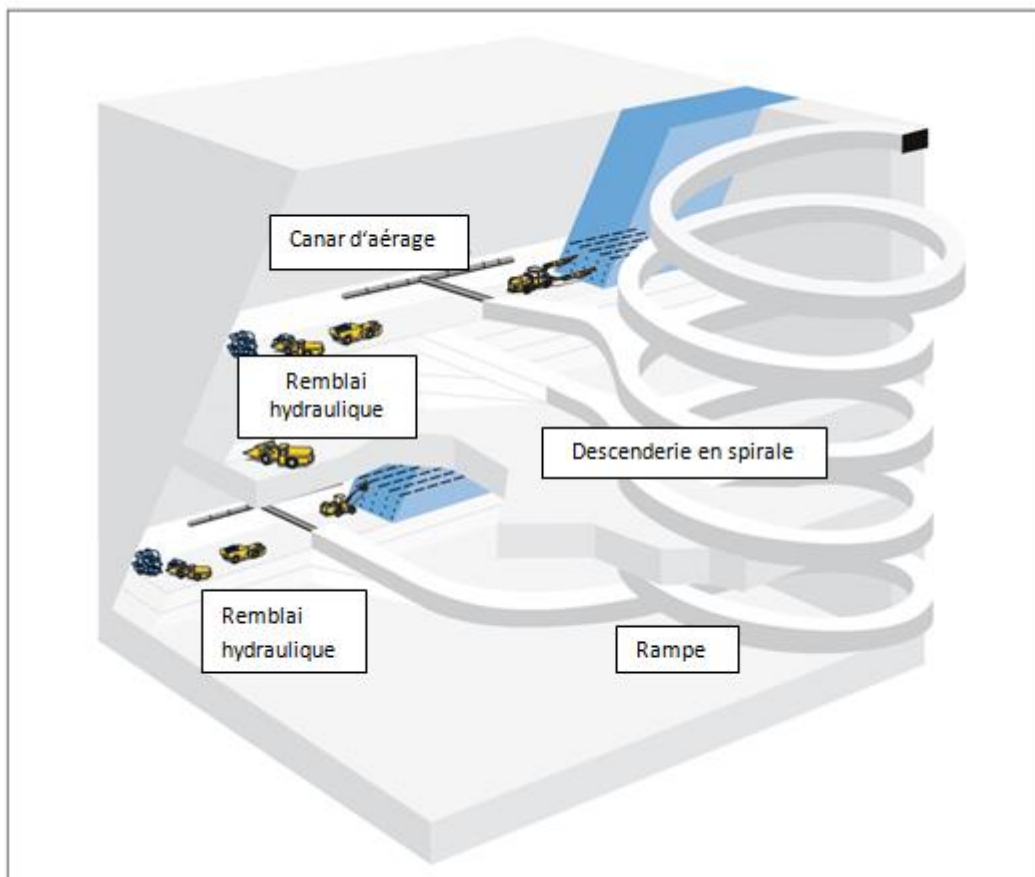


Figure VII: Méthode d'exploitation par chambres remblayées

II.II.4 CLASSE 04 : CHAMBRES FOUDROYEES

C'est la méthode dans laquelle le minerai et les roches encaissantes s'effondrent par effet de la pesanteur

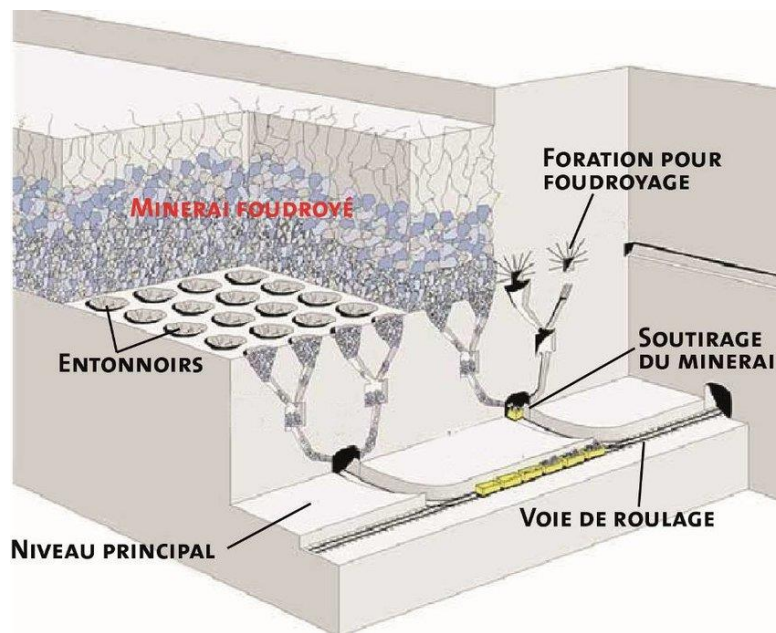


Figure VIII: Méthode d'exploitation par chambres foudroyées

On a 3 applications de cette méthode à différentes échelles :

- Tranches foudroyées
- Sous étage foudroyé
- Blocs foudroyés

METHODES D'EXPLOITATION PAR TRANCHES FOUDROYEES

Cette méthode est utilisée dans :

- Les gisements puissants
- Minerais moyennement durs à durs
- Profondeur faible
- Facilité d'effondrement des roches sus-jacentes

EXPLOITATION PAR SOUS ETAGES FOUDROYES

C'est le même principe mais a une plus grande échelle, utilisée dans :

- Les gisements puissants à pendage supérieur à 65°.
- Pour les minerais moyennement durs.
- Encaissants s'effondrant facilement.

METHODE D'EXPLOITATION PAR BLOCS FOUDROYES :

- Pareil pour cette méthode c'est appliqué pour les gisements puissants de pendage supérieur à 65°

II.III. LES AVANTAGES ET INCONVENIENTS DES METHODES D'EXPLOITATION :

Tableau 8: Les avantages et les inconvénients des méthodes d'exploitation

Méthode d'exploitation	Avantages	Inconvénients
Chambres et Piliers (Room and Pillar Mining)	<ul style="list-style-type: none"> • Productivité élevée par mécanisation poussée • Haut niveau de sécurité au travail • Coût modéré • Exploitation sélective possible • Pas besoin de remblai 	<ul style="list-style-type: none"> • Taux de récupération des réserves faible. Minerai laissé en place dans les piliers • Problèmes éventuels de contrôle des terrains
Sous-niveaux avec longs trous de mine. (Sublevel Stopping with Long Hole Blasting)	<ul style="list-style-type: none"> • Haut niveau de sécurité pour les mineurs • Productivité élevée par mécanisation poussée 	<ul style="list-style-type: none"> • Coût d'investissement considérable • Minerai doit être laissé en place temporairement dans les entonnoirs au fond de la chambre avec risque d'oxydation et de décomposition des minerais sulfurés.
Chambres- magasins (Shrinkage Stopping)	<ul style="list-style-type: none"> • Equipement simple • Travaux de développement limités • Nécessité de soutènement en chambre réduite • Bon taux de récupération • Faible dilution 	<ul style="list-style-type: none"> • Mécanisation est difficile • Productivité faible • Conditions de travail difficiles • Le minerai abattu sert de plancher de travail et restera longtemps en place dans la chambre d'abattage avec risque d'oxydation et de décomposition des minerais sulfurés
Tranches montantes remblayées (Overhand Cut-and-Fill Mining)	<ul style="list-style-type: none"> • Mouvements de terrains très réduits • Méthode adaptable à des corps minéralisés irréguliers • Possibilité d'utiliser les rejets de traitement de minerai comme remblai et d'en limiter ainsi le stockage à la surface • Possibilité d'une mécanisation poussée • Possibilité de choisir la variante dite RillMining avec abattage de plusieurs tranches à la fois 	<ul style="list-style-type: none"> • Frais d'exploitation élevés • Cycles d'opération compliqués à cause du remblayage • Accès nécessaire pour les équipements • Nécessité d'une deuxième chaîne de transport à contre-courant pour le remblai

<p>Sous-niveaux foudroyés (SublevelCaving)</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Productivité élevée • Frais d'exploitation bas • Possibilité de travailler sur plusieurs fronts • Mécanisation poussée • Bonne sécurité au travail 	<ul style="list-style-type: none"> • Affaissement de la surface inéluctable • Haut niveau de coût d'investissement • Risque de dilution du minerai abattu (gisement irrégulier) • Perte éventuelle de minerai • Niveau élevé de travaux de foration • Investissement de développement élevé • Non-utilisation des rejets de traitement comme remblai et nécessité de leur stockage obligatoire à la surface en bassins ou verses
<p>Exploitation par foudroyage en masse (Block Caving)</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Productivité la plus élevée des méthodes souterraines • Frais d'exploitation très bas • Pas de foration/minage pour abattre le minerai après le tir initial à partir de la galerie de sous-cavage 	<ul style="list-style-type: none"> • Affaissement de la surface inéluctable • Coût d'investissement très élevé • Délais de mise en production très longs • Méthode non sélective • Gestion complexe du soutirage • Contrôle difficile de la fragmentation dans la chambre (cave) • Risques non-négligeables de coups de vent et/ou d'eaux • Risque d'oxydation et de décomposition des minerais sulfurés dans la chambre • Non-utilisation des rejets de traitement comme remblai et la nécessité de leur stockage obligatoire à la surface en bassins ou verses

**III CHPITRE 03: CHOIX DES METHODES D'EXPLOITATION
SOUTERRAINES (CAS DE LA MINE D'ICHEMOUL)**

III.I INTRODUCTION

Le problème du choix de la méthode d'exploitation souterraine a été étudié dans la littérature. Boshkov et Wright (1973) ont proposé un système de classification qui fut l'un des premiers systèmes de classification qualitative. Morrison (1976) a suggéré un tableau de sélection pour la sélection de la méthode d'exploitation minière. Laubscher (1981) a proposé une méthode de sélection d'une méthode appropriée d'exploitation minière souterraine à grande échelle fondée sur un système de classification des masses rocheuses. Nicholas (1981) a présenté un système de classification pour la sélection de la méthode d'exploitation minière optimale par classement numérique et analyse quantitative. Hartman (1987) a élaboré un tableau de sélection fondé sur la géométrie du gisement et les conditions du sol de la zone minéralisée pour la méthode d'exploitation choisie. Miller-Tait et ses collaborateurs (1995) ont modifié le système de Nicholas et élaboré le processus de sélection de la méthode d'exploitation minière de l'UBC. [5]

III.II CRITERES ET PROCEDE TECHNIQUES DE LA SELECTION D'UNE METHODE D'EXPLOITATION

Le choix de la méthode d'exploitation souterraine pour un gisement minéral dépend, entre autres, des critères techniques suivants :

- La situation géographique et la topographie du gisement ;
- Des dimensions, de la configuration et de l'approfondissement du gisement ;
- De la structure géologique (orientation, pendage, failles, contacts, joints, etc.) ;
- De la nature du corps ou de la couche renfermant le minerai et celle de leurs roches encaissantes (meubles ou durs) ;
- De la stabilité et de la résistance du corps minéralisé et des roches encaissantes ;
- De la situation hydrogéologique à l'intérieur du corps minéralisé et dans les roches encaissantes ;
- Du niveau de production ;
- Des impératifs d'hygiène et de sécurité au travail ;
- Des impératifs de la protection de l'environnement naturel et social ;
- Des conditions logistiques du future site d'exploitation (routes, voie ferrée, port, etc.) ;
- De la disponibilité de l'énergie électrique et des infrastructures extra et intra mine ;
- De la disponibilité d'une main-d'œuvre qualifiée. [3]

III.III CRITERES DE SÉLECTION DE LA MÉTHODE D'EXPLOITATION

Le présent document examine en détail trois paramètres : la géométrie du corps minéralisé (pendage, forme, épaisseur, profondeur, distribution de la teneur), les conditions géo-mécaniques du corps minéralisé : Résistance de la substance rocheuse RSS (RSS du minerai, RSS du mur et RSS du toit), l'économie en se basant sur les Moyennes des coûts d'extraction du minerai en fonction de la méthode d'exploitation (Source : BRGM). Car ce sont eux, qui ont le plus d'impact sur le choix d'une méthode d'exploitation minière.

Le choix de la méthode d'exploitation devrait se faire en deux étapes :

À l'étape 1, le gisement est décrit en termes de géométrie, de distribution des teneurs et de propriétés mécaniques des roches. À l'aide de ces paramètres, on peut classer les méthodes d'exploitation minière afin de déterminer lesquelles sont les plus applicables.

L'objectif principal de l'étape 1 est de sélectionner les méthodes d'exploitation minière qui devraient être examinées plus en détail. La façon la plus simple est de définir les caractéristiques requises pour chaque méthode d'exploitation minière, puis de déterminer si les caractéristiques du gisement sont appropriées.

L'étape 2, les méthodes d'exploitation les plus probables sont évaluées en fonction de la géométrie et les caractéristiques mécaniques des corps minéralisés et des comparaisons économiques pour déterminer la méthode d'exploitation optimale.

III.III.1 LISTE DES CRITERES DE CHOIX

III.III.1.a CRITERES GEOMETRIQUE

La géométrie du gisement est définie en termes de forme générale, d'épaisseur de minerai, de pendage et de profondeur. [2]

• **Forme générale**

Forme	Description
Massive	toutes les dimensions sont du même ordre de grandeur
Tabulaire	deux dimensions sont plusieurs fois l'épaisseur, qui ne dépasse généralement pas 100 m.
Irrégulière	les dimensions varient sur de courtes distances

• **Épaisseur du minerai**

Épaisseur	Plage de valeurs
Étroit	<10 m
Intermédiaire	10 m - 30 m
Épais	>30m

• **Pendage**

Pendage	Plage de valeurs
Plat	<20°
Semi-dressant (Intermédiaire)	20° - 55
Dressant	>55

• **Profondeur sous la surface**

Profondeur	Plage de valeurs
Peu profond	0-150 mètres
Intermédiaire	150-500 mètres
Profond	> 500 mètres

- **Distribution des teneurs**

Distribution des teneurs	Description
Uniforme	La teneur en tout point du gisement ne varie pas de façon significative par rapport à la teneur moyenne du gisement.
Graduel	La teneur change graduellement d'une zone à l'autre.
Erratiques	Les valeurs de la teneur changent radicalement sur de courtes distances.

I.I.1.a CRITERES GEOTECHNIQUES

Les propriétés des roches doivent être classées de manière à fournir une image globale de la mécanique des roches du gisement. Plusieurs systèmes de classification ont été présentés (Deere, 1968 ; Coates, 1970 ; Bieniawski, 1973 ; Barton et al. 1974 ; et Laubscher, 1977).

Les systèmes de classification de Bieniawski, Barton et Laubscher utilisent des paramètres individuels pour calculer la qualité globale des masses rocheuses [2].

La définition de la résistance de la substance rocheuse (RSS) utilisée dans le choix de la méthode est présentée au tableau.

- **Résistance de la substance rocheuse**

(Résistance uniaxiale [MPa]/pression de surcharge [MPa])

Résistance de la substance rocheuse	Plage de valeurs
Faible	<8
Modéré	8 – 15
Forts	>15

La résistance de la substance rocheuse est le rapport entre la résistance à la compression uniaxiale et la contrainte du mort-terrain. La résistance à la compression uniaxiale peut être estimée à l'aide de la méthode initialement envoyée par Terzaghi et Peck (1967), puis modifiée par Deere (1968), Jennings et Robertson (1960), et Piteau (1970). Cependant, une meilleure estimation de la résistance à la compression uniaxiale pourrait être obtenue de manière relativement peu coûteuse en utilisant une machine d'essai à charge ponctuelle. La contrainte du mort-terrain est déterminée à partir de la profondeur et de la densité de la roche.

III.III.1.b COMPARAISON ECONOMIQUE

Nous avons fait une comparaison des coûts moyens d'extraction du minerai en fonction de la méthode d'exploitation en se basant sur un document fourni par BRGM (Bureau de Recherches Géologiques et Minières).

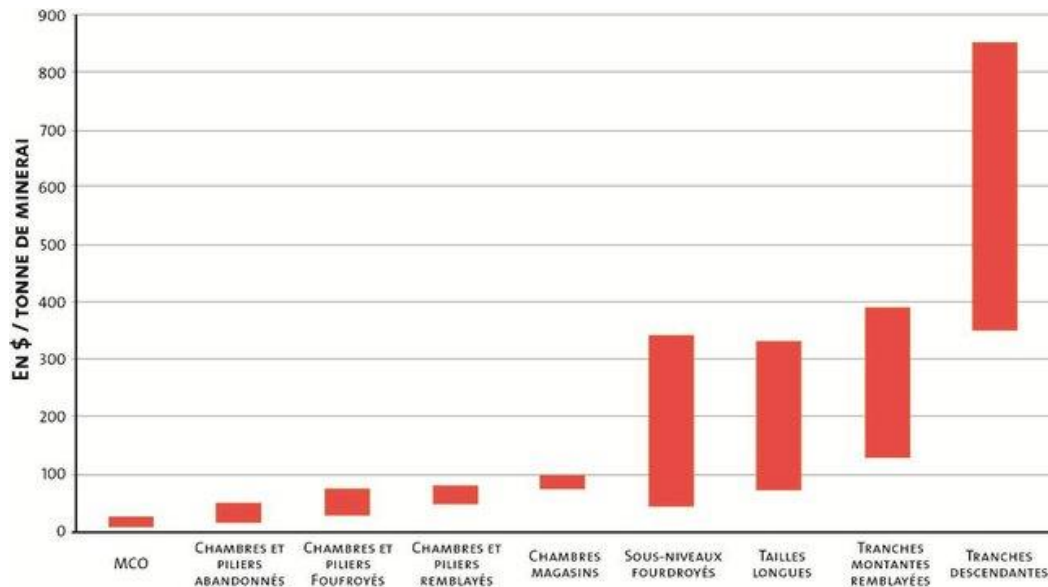


Figure IX: Moyennes des coûts d'extraction du minerai en fonction de la méthode d'exploitation (Source : BRGM).[14]

III.IV LE PROCESSUS DE SELECTION

III.IV.1 PARAMETRES TECHNIQUE DE GISEMENT D'ICHEMOUL

III.IV.1.a ETUDE GEOTECHNIQUE

✓ RESISTANCE A LA COMPRESSION R_c

• Définition :

C'est la résistance maximale d'un échantillon soumis à une pression verticale (normale),

jusqu'à la destruction, elle est donnée par la formule : $R_c = \frac{P}{S}$ MPa

Où :

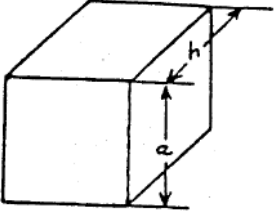
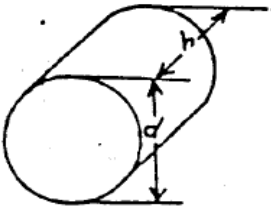
P : charge exercée par l'échantillon

S : section transversale de l'échantillon.

- **Détermination de la résistance à la compression au laboratoire :**

Forme et dimensions des échantillons :

Les échantillons soumis aux essais à la compression sont généralement de forme cylindrique ou prismatique.

Echantillon prismatique	Echantillon cylindrique	
		d : diamètre de l'échantillon a : largeur de l'échantillon h : hauteur de l'échantillon
$h = 2,9 \cdot a$	$h = 2,5 \cdot d$	

Pour éviter toutes influences qui surestimeraient ou sous-estimeraient la valeur réelle de la résistance à la compression d'un échantillon quelconque, les dimensions des échantillons doivent satisfaire à un rapport.

Ce rapport est représenté par $\frac{h}{a}$ dans le cas d'échantillons prismatiques ou $\frac{h}{d}$ dans le cas d'échantillons cylindriques.

Valeurs du rapport : $\frac{h}{a}$ ou $\frac{h}{d}$ appelé la souplesse et donné comme suit :

$$\frac{h}{a} < 2.9 \text{ ou } \frac{h}{d} < 3$$

Détermination de la valeur de la résistance à la compression au laboratoire :

L'échantillon préparé est soumis à une charge appliquée pendant un temps compris entre 5 et 15min par l'intermédiaire d'une presse.

La charge appliquée, étant déterminée au moment de la rupture de l'échantillon.

On a réalisé quatre écrasements pour obtenir une valeur représentative.



Figure X: Essai de compression au laboratoire

Les résultats obtenus sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau 9: Résultats de l'essai de résistance à la compression

Essai		Résistance à la compression Rc(MPa)				Valeur moyenne (MPa)
		1	2	3	4	
Roche	Minerai	42	38	41	39	40
	toit (calcaire)	90	91	87	92	90
	Mur (dolomie)	60	75	65	80	70

Le tableau suivant fournit une échelle de résistance couramment employée.

Tableau 10: Classes de résistance en compression uniaxiale

Classes de résistance en compression uniaxiale		
Classe	Résistance Rc(MPa)	Description
R1	> 200	Résistance très élevée
R2	200 à 60	Résistance élevée
R3	60 à 20	Résistance moyenne
R4	20 à 6	Résistance faible
R5	< 6	Résistance très faible

Donc d'après l'échelle de résistance on conclue que :

- La résistance à la compression de corps minéralisé est moyenne
- La résistance à la compression du toit (calcaire) est élevée.
- La résistance à la compression du mur (dolomie) est élevée.

✓ CALCUL DE RSS

- Détermination de la charge des terrains

En se basant sur les coupes géologiques des amas nous avons extrait la description lithologique et nous avons utilisé la valeur réelle des épaisseurs et les poids volumiques des terrains de couverture

$$P_{ZZ} = \sum_{i=1}^n \gamma_{moy} \times h_{moy}$$

Les résultats obtenus sont mentionnés dans le tableau suivant :

Tableau 11: résultats obtenus de pression de terrains pour les différents amas

Amas	Niveau	Lithostratigraphie	Epaisseur(m)	poids volumique(N/m ³ .10 ⁴)	Pzz(MPa)	
3	1456,6	Calcaire	30	2,55	3,26	
		Dolomie marneuse	15	2,73		
		Calcaire	25	2,55		
		Grès	55	2,64		
	1513,6	Calcaire	45	2,55	2,8	
		Dolomie marneuse	25	2,73		
		Calcaire marneux	37,5	2,74		
	1545,2	Calcaire	37,5	2,55	1,77	
		Dolomie marneuse	30	2,73		
1576,6	Calcaire	45	2,55	1,14		
4	1370	Calcaire	37,5	2,55	2,53	
		Grès	37,5	2,64		
		Dolomie	20	2,96		
	1456,6	Grès	12,5	2,64	0,96	
		Calcaire	25	2,55		
2	1370	Calcaire	95	2,55	2,93	
		Grès	12,5	2,64		
		Minerai	5	3,72		
	1456,6	Calcaire	45	2,55	1,29	
		Dolomie	5	2,96		
5	1700	Grès	25	2,64	3,08	
		Calcaire	25	2,55		
		Grès	12,5	2,64		
		Calcaire	12,5	2,55		
		Dolomie	12,5	2,96		
		Calcaire	30	2,55		
	1800	Grès	12,5	2,64	2,2	
		Calcaire	37,5	2,55		
		Grès	12,5	2,64		
		Dolomie	20	2,96		
	1850	Grès	7,5	2,64	1,15	
		Calcaire	37,5	2,55		
	1	1456.6	Dolomie	15	2.96	1.6
			Calcaire	45	2.55	

Les niveaux de calcul de pression de terrains sont mentionnés dans les figures suivants :

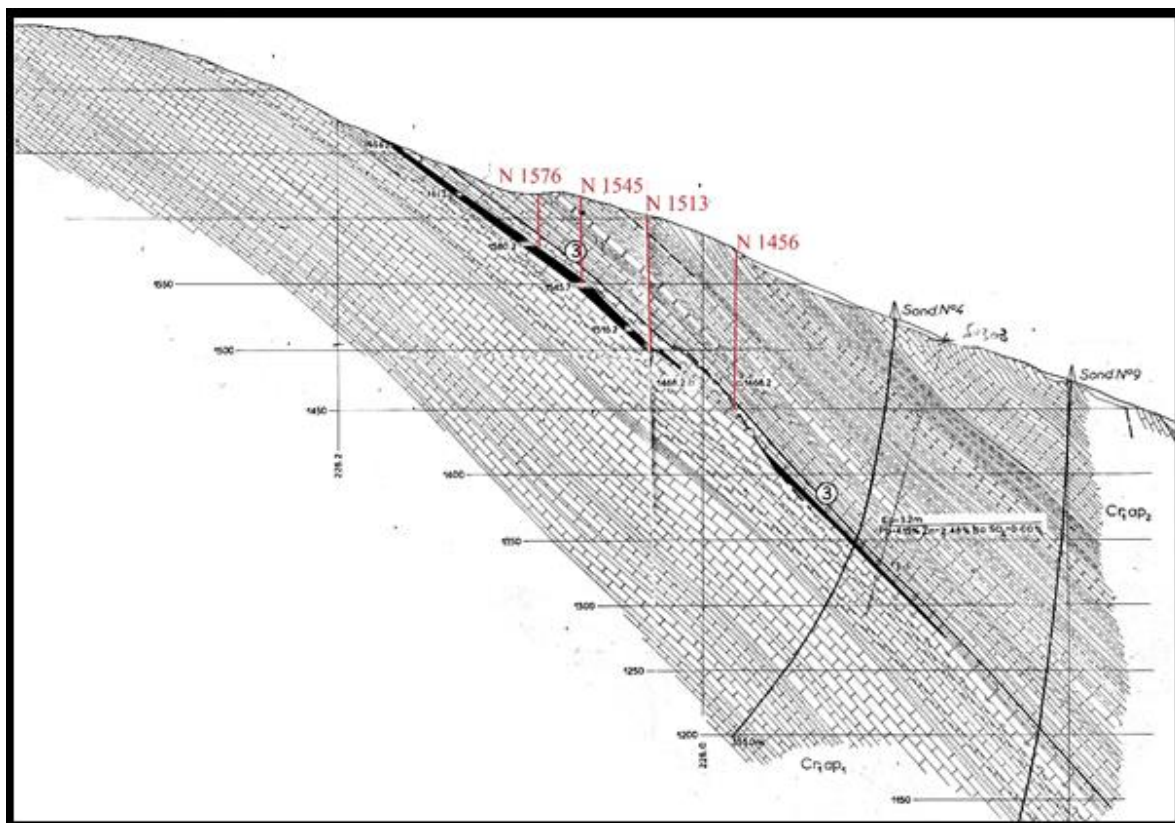


Figure XI: coupe géologique de l'amas 03(SONAREM 1967)

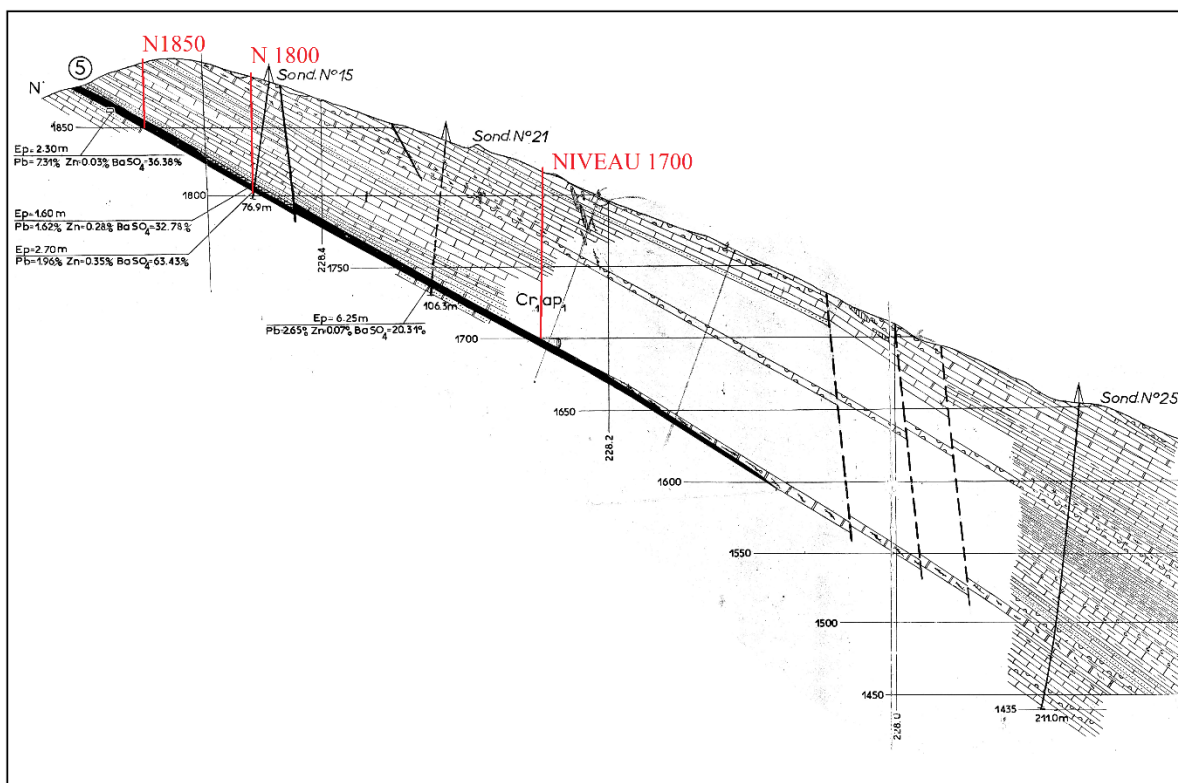


Figure XII: coupe géologique de l'amas 05(SONAREM 1967)

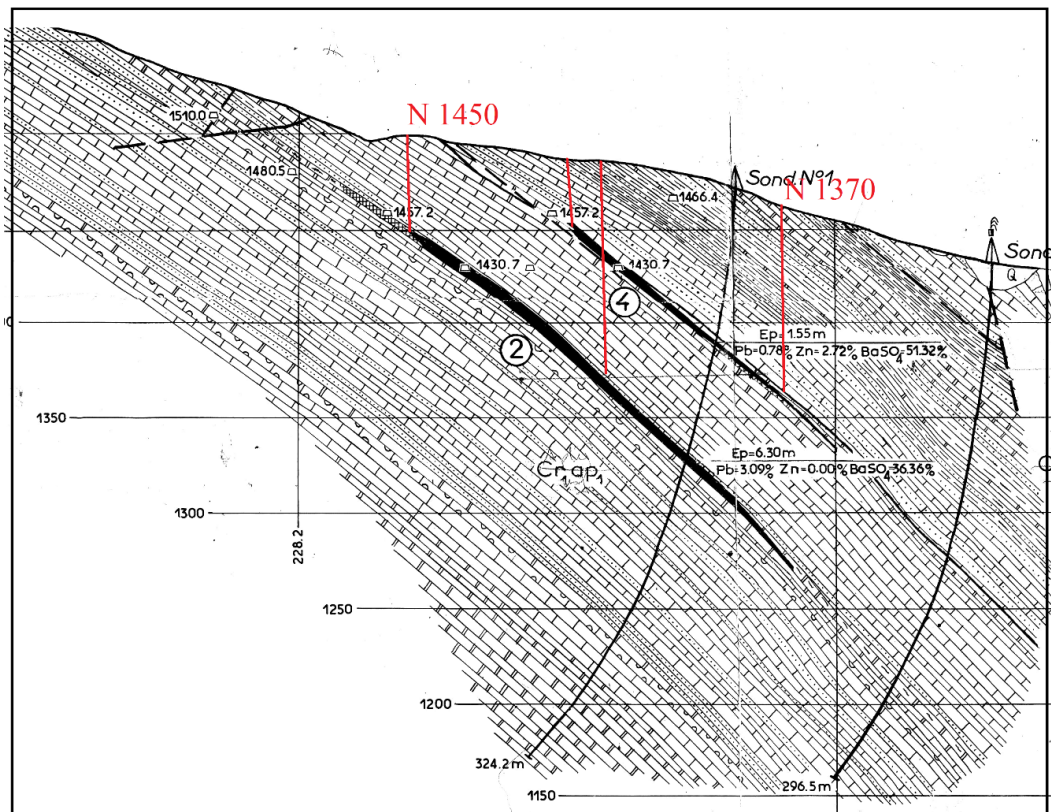


Figure XIII: coupe géologique de l'amas 2 et 4 (SONAREM 1967)

Les résultats obtenues pour le calcul des pressions de terrains sont résumés dans le tableau 6 :

Tableau 12: Résultats de calcul des pressions de terrain

Amas	1	2	3	4	5
Niveaux principal	1456.6	1370	1456.6	1370	1700
Rc minerais(MPa)	40	40	40	40	40
Rc toit (calcaire)	90	90	90	90	90
Rc mur (dolomie)	70	70	70	70	70
Pression de train Pzz(MPa)	1.6	2.93	3.26	2.53	3.08
Résistance de la masse rocheuse	24	13	12	15	12
RSS minerais moyenne	14.9 : modéré				
RSS toit	56.25	30.71	27.6	35.57	29.22
RSS toit moyenne	35.87 : fort				
RSS mur	43.75	23.89	21.47	27.66	22.72
RSS mur moyenne	27.89 : fort				

III.IV.1.b LES PARAMETRES TECHNIQUES DU GISEMENT DE BARYTE D'ICHEMOUL

Les paramètres techniques du gisement de baryte d'Ichemoul pour le processus de sélection de la méthode d'exploitation minière sont donnés dans le tableau :

Tableau 13: Paramètres techniques du gisement d'Ichemoul

Paramètre	Qualité
Pendage	40 ⁰ (semi-dressant)
Forme	Irrégulière
Epaisseur	3 mètres (étroit)
Profondeur	150-300m (intermédiaire)
Répartition des teneurs	Uniforme
RSS de minerai	Moyen
RSS de mur	Fort
RSS de toit	Fort

III.IV.2 METHODE DE NICHOLAS

La méthode Nicholas classe numériquement les caractéristiques des gisements en fonction de la géométrie du minerai et des caractéristiques mécaniques des roches de la zone minéralisée, du toit et du mur. Les classements sont ensuite additionnés, les classements les plus élevés étant les méthodes d'exploitation minière les plus favorables.

Chaque méthode d'exploitation minière a été classée en fonction de la correspondance de sa géométrie/répartition des teneurs, et de ses caractéristiques mécaniques (minerai, toit, mur).

Il y a quatre grades :

Grade	Description	Valeur de classement
Préférée	la caractéristique est préférée pour la méthode d'extraction	3-4
Probable	si la caractéristique existe, la méthode d'extraction peut être utilisée	1-2
Peu probable	si la caractéristique existe, il est peu probable que la méthode d'exploitation minière soit appliquée, mais elle n'exclut pas complètement la méthode	0
Éliminé	si la caractéristique existe, alors la méthode d'exploitation minière pourrait ne doit pas être utilisé.	-49

Les valeurs pour le rang éliminé ont été choisies de telle sorte que si la somme des valeurs caractéristiques était égale à un nombre négatif, la méthode serait éliminée. Une valeur zéro a été choisie pour le rang improbable parce qu'elle n'augmente pas les chances d'utiliser la méthode, mais elle ne l'élimine pas non plus. Les valeurs utilisées pour les valeurs probables et privilégiées ont été choisies de manière à ce que les caractéristiques d'un paramètre puissent être classées à l'intérieur d'une méthode d'exploitation minière et entre les méthodes d'exploitation.

III.IV.2.a CLASSEMENT DE LA GEOMETRIE ET DE LA DISTRIBUTION DES TENEURS POUR DIFFERENTES METHODES D'EXPLOITATION MINIERE

Tableau 14: Classement du pendage, forme et épaisseur pour différentes méthodes d'exploitation minière selon NICHOLAS

méthode	Pendage			Forme			Epaisseur		
	Plat	Semi dressant	dressant	massive	Tabulaire	irrégulier	Faible	Moyen	Fort
Ch.F	3	2	4	4	2	0	-49	0	3
S.N.A	1	1	4	3	4	1	-49	0	4
Ch.P	4	0	-49	0	4	2	3	1	-49
Ch.M	-49	0	4	0	4	2	4	0	-49
Ch.R	1	3	4	1	4	4	4	4	1

Ch.F : chambres foudroyés

S.N.A : Sous niveaux abattus

Ch.P : chambres et piliers

Ch.M : chambres magasins

Ch.R : chambres remblayées

Tableau 15: Classement de la profondeur et de la distribution des teneurs pour différentes méthodes d'exploitation minière selon NICHOLAS

Méthode	Profondeur			Distribution des teneurs		
	Faible	Moyen	Fort	uniforme	Graduel	Erratique
Ch.F	2	3	3	3	2	2
S.N.A	3	2	2	3	2	2
Ch.P	3	3	2	4	2	0
Ch.M	3	3	2	3	2	2
Ch.R	2	3	4	2	3	4

III.IV.2.b CARACTERISTIQUES DE LA MECANIQUE DES ROCHES

Tableau 16: Classement de RSS pour différentes méthodes d'exploitation minière selon NICHOLAS

Méthode	RSS minéral			RSS toit			RSS mur		
	Faible	moyen	Fort	faible	moyen	fort	Faible	Moyen	Fort
Ch.F	4	1	1	4	2	1	2	3	3
S.N.A	0	3	3	3	2	1	0	2	4
Ch.P	0	3	4	0	3	4	0	2	4
Ch.M	1	3	4	4	2	1	2	3	3
Ch.R	3	2	2	3	2	2	4	2	2

III.IV.2.c CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION MINIERE EN UTILISANT LA METHODE NICHOLAS

Les classements sont additionnés et les classements les plus élevés sont les méthodes les plus favorables ou les plus probables.

Tableau 17: Résultat de classement des méthodes d'exploitation selon NICHOLAS

Méthodes	Forme	Epaisseur	Pendage	Teneur	Profondeur	RSS minerais	RSS toit	RSS mur	score total
Chambres foudroyées	0	-49	2	3	3	1	1	3	-36
Sous niveaux abattus	1	-49	1	3	2	3	1	4	-34
chambres et piliers	2	3	0	4	3	3	4	4	23
chambres magasins	2	4	0	3	3	3	1	3	19
chambres remblayées	4	4	3	2	3	2	2	2	22

Selon la méthode NICHOLAS la méthode chambres et piliers a la cote la plus élevée donc elle est la méthode d'exploitation la plus favorable.

III.IV.3 PROCESSUS DE HIÉRARCHIE ANALYTIQUE (AHP)

III.IV.3.a INTRODUCTION

La méthode AHP développée par Saaty (1980) permet de représenter l'interaction des facteurs dans des situations complexes et non structurées. La méthode est basée sur la comparaison par paires des composantes en ce qui concerne les critères et les solutions. Une matrice de comparaison par paire $n \times n$ est construite, où n est le nombre d'éléments à comparer. La méthode est appliquée pour la structuration du problème de hiérarchie (Saaty, 2000).

Après la structuration hiérarchique, la matrice de comparaison par paires est construite pour chaque niveau, où une échelle de 1 à 9 est utilisée pour l'évaluation (Saaty, 1980).

L'étape suivante consiste à trouver les priorités relatives des critères ou des alternatives. Les priorités relatives sont calculées à l'aide de la théorie du vecteur propre.

L'AHP repose sur quatre axiomes principaux [10] :

- Compte tenu de deux options (ou sous-critères), le décideur est en mesure de fournir une comparaison par paires de ces options selon n'importe quel critère sur une échelle de rapports qui est réciproque.
- Lorsqu'il compare deux solutions de rechange, le décideur ne juge jamais qu'une solution de rechange soit infiniment meilleure qu'une autre, quel que soit le critère utilisé.
- On peut formuler le problème de décision comme une hiérarchie.

- Tous les critères et alternatives qui ont un impact sur un problème de décision sont représentés dans la hiérarchie.

Les axiomes ci-dessus décrivent les deux tâches de base de l'AHP : formuler et résoudre le problème comme une hiérarchie, et susciter des jugements sous forme de comparaison par paires.

Saaty (1980) a mis au point les mathématiques nécessaires pour combiner les résultats des comparaisons par paires effectuées à différents niveaux afin d'obtenir une valeur de priorité finale pour chacune des alternatives au bas de la hiérarchie.

III.IV.3.b LOGICIEL "EXPERT CHOICE"

Le logiciel Expert Choice (EC) est un outil d'aide à la décision multi-objectif basée sur le processus de hiérarchie analytique. Une théorie mathématique développée pour la première fois à l'école Wharton de l'Université de Pennsylvanie par un des fondateurs d'Expert Choice, Thomas L. Saaty. L'AHP est une méthodologie puissante et complète conçue pour faciliter la prise de décisions éclairées en utilisant à la fois des données empiriques et des jugements subjectifs du décideur.

III.IV.3.c CONSTRUCTION DES MATRICES DE COMPARAISON PAR PAIRE

Pour la méthode AHP, la comparaison par paires des principaux critères est effectuée en premier lieu, puis la comparaison par paires des alternatives sur la base de chaque critère suit. Les valeurs relatives de l'importance des critères dans le choix de la méthode d'exploitation minière ont été prises en compte dans les études antérieures. La matrice de comparaison par paires d'importance relative pour huit critères a été construite et représentée dans CP comme indiqué ci-dessous.

	géométrie	géotechnique	economie
géométrie		6,0	2,0
géotechnique			4,0
economie	Incon: 0,01		

Figure XIV: Comparaison par paires des principaux critères

	pendage	forme	epaisseur	profondeur	regularité
pendage		3,0	1,0	4,51	3,0
forme			2,5	2,5	1,0
epaisseur				4,0	3,0
profondeur					3,0
regularité	Incon: 0,02				

Figure XV: Comparaison par paires des sous critères (Géométrie)

	RSS miner	RSS toit	RSS mur
RSS minerais		1,0	3,0
RSS toit			3,0
RSS mur	Incon: 0,00		

Figure XVI: Comparaison par paires des sous critères (Géotechnique)

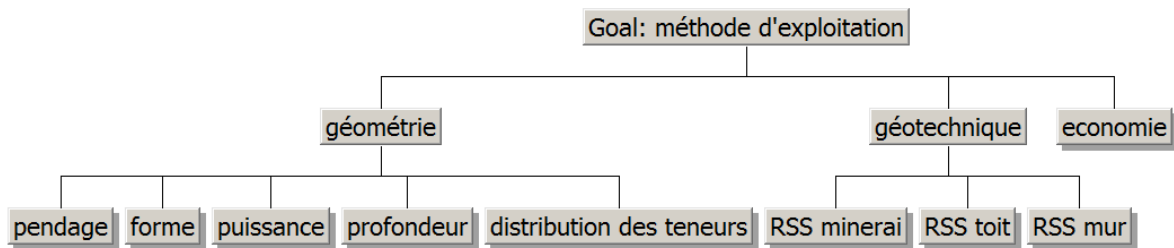


Figure XVII: structure hiérarchique des critères de choix de la méthode d'exploitation

Étant donné que l'importance relative de chaque paramètre a été attribuée en fonction de la documentation antérieure, il peut y avoir des incohérences dans la matrice. Il est toujours souhaitable de vérifier la cohérence de la matrice de comparaison par paire avant de déterminer les poids relatifs. La cohérence de la matrice de comparaison par paire (CP) a été déterminée à l'aide de la valeur du coefficient de cohérence (CR).

Le CR de la CP a été déterminé à l'aide de l'équation (1).

$$CR = \frac{CI}{RI} \quad (1)$$

Dans l'équation ci-dessus, l'CI et l'RI renvoient respectivement à l'indice de cohérence et à l'indice aléatoire. L'indice de consistance (IC) peut être déterminé comme suit

$$CI = \frac{\lambda_{\max} - n}{n - 1}$$

$$\lambda_{\max} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left\{ \frac{\sum_{j=1}^n a_{ij} \times W_j}{W_i} \right\}$$

Où λ_{\max} est la valeur propre maximale et n est la taille de la matrice de comparaison nette.

Les valeurs de l'indice aléatoire (RI) pour diverses tailles de matrices sont suggérées par de nombreux chercheurs. La présente étude a utilisé les valeurs suggérées par SAATY. Celles-ci sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau 18: indices de cohérence des matrices réciproques (Saaty,2000)

Ordre de matrice	1 ;2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
RI	0	0.58	0.9	1.12	1.24	1.32	1.41	1.45	1.49	1.51	1.48	1.56	1.57	1.59

Les pondérations des critères ont été déterminées à l'aide de l'équation (2) et sont énumérées au tableau.

$$W_i = \frac{GM_i}{\sum_{i=1}^M GM_i}$$

Dans l'équation ci-dessus, GM_i représente la moyenne géométrique de la ième ligne de la matrice de comparaison par paire (CP). Ceci peut être déterminé comme suit

$$GM_i = \left[\prod_{j=1}^M b_{ij} \right]^{1/M}$$

Où b_{ij} est la valeur d'importance relative de la ième ligne et de la jème cellule de colonne.

III.IV.3.d ATTRIBUTION DE LA NOTE DE PREFERENCE DE DIFFERENTES METHODES D'EXPLOITATION MINIERE POUR CHAQUE CRITERES

La préférence d'une méthode d'exploitation minière pour l'extraction du gisement de minerais dépend de la valeur ou de l'étendue de chaque critère. En d'autres termes, pour une série de critères, une méthode d'exploitation minière particulière est mieux adaptée que les autres. Une note numérique de 1 à 5 est attribuée à chaque combinaison de la méthode d'exploitation minière et des valeurs de critères/sous-critères ou types de fourchette. La note numérique 5 représente la note la plus favorable (très bonne), tandis que 1 représente la note la moins favorable (très mauvaise). Les notes intermédiaires 2, 3 et 4, respectivement, représentent les mauvais, les passables et les bons.

Les notes attribuées aux différentes méthodes d'exploitation minière correspondant à chaque sous-critère sont résumées aux tableaux suivants :

Tableau 19: Classement de la profondeur et de la distribution des teneurs pour différentes méthodes d'exploitation minière selon l'échelle AHP

Méthode	Pendage			Forme			Epaisseur		
	Plat	Semi dressant	Dressant	Massive	Tabulaire	Irrégulier	Faible	moyen	fort
Ch.F	4	3	5	5	3	1	1	1	5
S.N.A	2	2	5	4	5	2	1	1	5
Ch.P	5	1	1	1	5	3	5	2	1
Ch.M	1	1	5	1	5	3	5	1	1
Ch.R	2	4	5	2	5	5	4	5	2

Tableau 20: Classement de la profondeur et de la distribution des teneurs pour différentes méthodes d'exploitation minière selon l'échelle AHP

Méthode	Profondeur			Distribution des teneurs		
	Faible	Moyen	Fort	Uniforme	Graduel	Erratique
Ch.F	3	4	4	4	3	3
S.N.A	4	3	3	4	3	3
Ch.P	4	4	3	5	3	1
Ch.M	4	4	3	4	3	3
Ch.R	3	4	5	3	4	5

Tableau 21: Classement de RSS pour différentes méthodes d'exploitation minière selon l'échelle AHP

Méthode	RSS minerais			RSS toit			RSS mur		
	faible	Moyen	Fort	Faible	moyen	fort	faible	Moyen	fort
Ch.F	5	2	2	5	3	2	3	4	4
S.N.A	1	4	4	4	3	2	1	3	5
Ch.P	1	4	5	1	4	5	1	3	5
Ch.M	2	4	5	5	3	2	3	4	4
Ch.R	4	3	3	4	3	3	5	3	3

- Comparaison par paires des alternatives pour chaque sous critère correspond au cas de gisement d'Ichemoul :

1) Géométrie :

Compare the relative importance with respect to: géométrie \ pendage \ semi_dressant					
	chambres foudroyées	sous niveaux abattus	chambres et piliers	chambres magasins	chambres remblayées
chambres foudroyées		1,5	3,0	3,0	1,33
sous niveaux abattus			2,0	2,0	2,0
chambres et piliers				1,0	4,0
chambres magasins					4,0
chambres remblayées	Incon: 0,00				

Figure XVIII: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon le Pendage (semi dressant)

Compare the relative importance with respect to: géométrie \ forme \ irrégulier					
	chambres foudroyées	sous niveaux abattus	chambres et piliers	chambres magasins	chambres remblayées
chambres foudroyées:		2,0	3,0	3,0	5,0
sous niveaux abattus:			1,5	1,5	2,5
chambres et piliers				1,0	1,66
chambres magasins					1,66
chambres remblayée	Incon: 0,00				

Figure XIX: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon laForme (irrégulier)

Compare the relative importance with respect to: géométrie \ puissance \ faible					
	chambres foudroyées	sous niveaux abattus	chambres et piliers	chambres magasins	chambres remblayées
chambres foudroyées		2,0	5,0	5,0	4,0
sous niveaux abattus			2,5	2,5	2,0
chambres et piliers				1,0	1,25
chambres magasins					1,25
chambres remblayées	Incon: 0,00				

Figure XX: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon la Puissance (faible)

Compare the relative importance with respect to: géométrie \ profondeur \ moyen					
	chambres foudroyées	sous niveaux abattus	chambres et piliers	chambres magasins	chambres remblayées
chambres foudroyées		1,25	1,0	1,0	1,0
sous niveaux abattus			1,25	1,25	1,25
chambres et piliers				1,0	1,0
chambres magasins					1,0
chambres remblayées	Incon: 0,00				

Figure XXI: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon la Profondeur (moyenne)

Compare the relative importance with respect to: géométrie \ distribution des teneurs \ uniforme					
	chambres foudroyées	sous niveaux abattus	chambres et piliers	chambres magasins	chambres remblayées
chambres foudroyées		1,25	1,25	1,0	1,33
sous niveaux abattus			1,0	1,25	1,66
chambres et piliers				1,25	1,66
chambres magasins					1,33
chambres remblayées	Incon: 0,00				

Figure XXII: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon la Distribution des teneurs (uniforme)

2) Géotechnique :

Compare the relative importance with respect to: géotechnique \ RSS minéral \ moyen					
	chambres foudroyées	sous niveaux abattus	chambres et piliers	chambres magasins	chambres remblayées
chambres foudroyées		2,0	2,0	2,0	1,5
sous niveaux abattus			1,0	1,0	1,33
chambres et piliers				1,0	1,33
chambres magasins					1,33
chambres remblayées	Incon: 0,00				

Figure XXIII: Comparaison par paires des méthodes d'exploitation selon le RSS minéral (moyen)

Compare the relative importance with respect to: géotechnique \ RSS toit \ fort					
	chambres foudroyées	sous niveaux abattus	chambres et piliers	chambres magasins	chambres remblayées
chambres foudroyées		1,0	2,5	1,0	1,5
sous niveaux abattus			2,5	1,0	1,5
chambres et piliers				2,5	1,66
chambres magasins					1,5
chambres remblayées	Incon: 0,02				

Figure XXIV: Comparaison par pairs des méthodes d'exploitation selon le RSS toit (fort)

Compare the relative importance with respect to: géotechnique \ RSS mur \ fort					
	chambres foudroyées	sous niveaux abattus	chambres et piliers	chambres magasins	chambres remblayées
chambres foudroyées		1,25	1,25	1,0	1,33
sous niveaux abattus			1,0	1,25	1,66
chambres et piliers				1,25	1,66
chambres magasins					1,33
chambres remblayées	Incon: 0,00				

Figure XXV: Comparaison par pairs des méthodes d'exploitation selon le RSS mur (fort)

3) Économie (cout moyenne d'extraction)

Compare the relative preference with respect to: economie					
	chambres foudroyées	sous niveaux abattus	chambres et piliers	chambres magasins	chambres remblayées
chambres foudroyées		2,83	6,81	3,41	1,15
sous niveaux abattus			2,4	1,2	3,26
chambres et piliers				2,02	7,81
chambres magasins					3,9
chambres remblayées	Incon: 0,18				

Figure XXVI: Comparaison par pairs des méthodes d'exploitation selon le cout moyen d'extraction

III.IV.3.e.CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION MINIERE POUR LE GISEMENT D'ICHEMOUL

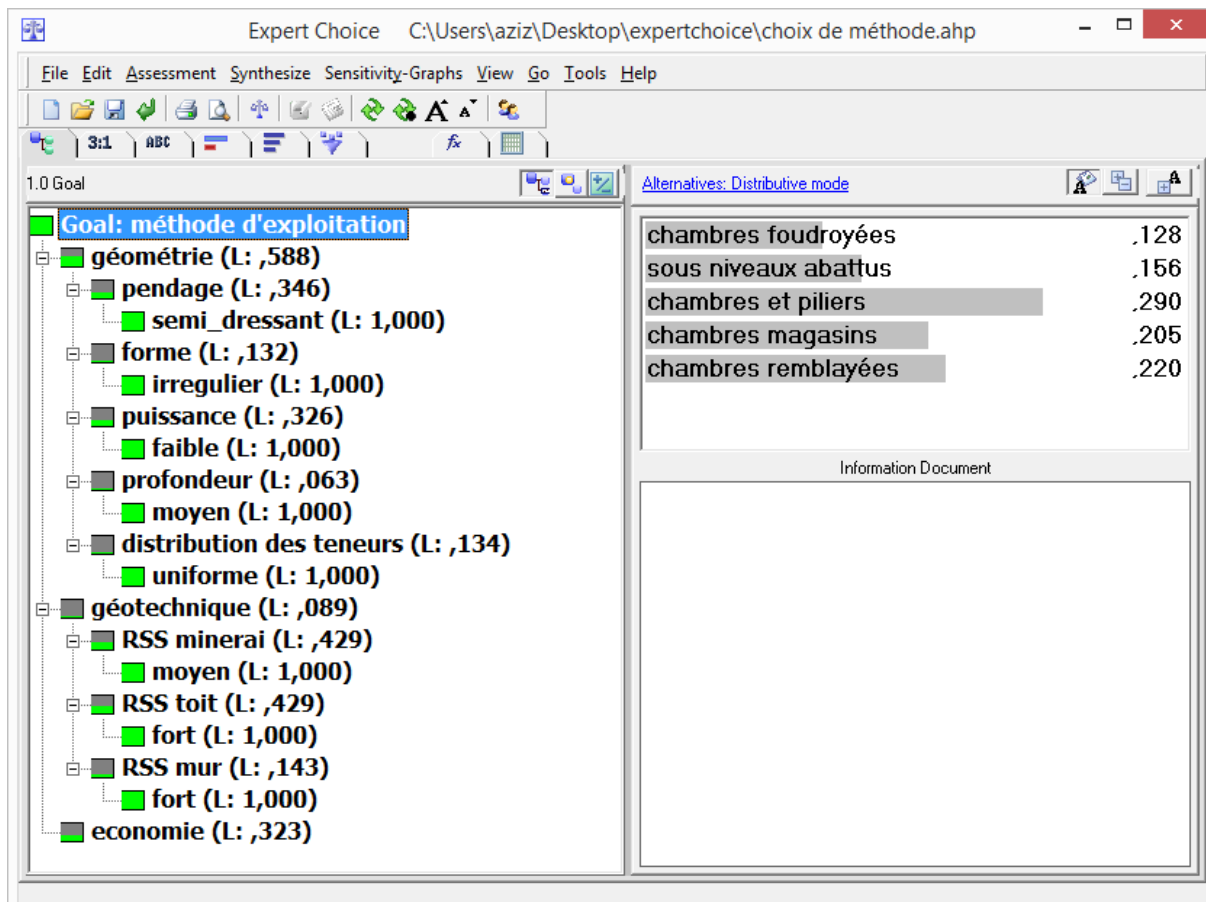


Figure XXVII: Interface de EXPERT CHOICE en introduisant les différents critères et sous critères

Selon les jugements des experts, des comparaisons par paires des alternatives basées sur des sous-critères ont été mises en œuvre. Les caractéristiques des alternatives basées sur tous les sous-critères (par exemple, la comparaison des méthodes d'exploitation minière avec l'accent mis sur l'immersion du minerai, la profondeur du minerai, le RSS du mur et le RSS du toit sont présentés respectivement pour chaque alternative) et le poids total des critères a été évalué.

Tableau 22: résultats obtenues par logiciel EXPERT CHOICE

Alternatives	niveau 1	niveau 2	niveau 3	Priorité d'alternative pour niveau 3	priorité d'alternative pour chaque critère
chambres et piliers	économie (L: ,323)			0.456	0,147
	géométrie (L: ,588)	distribution des teneurs (L: ,134)	uniforme (L: 1,000)	0.238	0,019
		forme (L: ,132)	irrégulier (L: 1,000)	0.215	0,017
		pendage (L: ,346)	semi dressant (L: 1,000)	0.091	0,018
		profondeur (L: ,063)	moyen (L: 1,000)	0.190	0,007
		puissance (L: ,326)	faible (L: 1,000)	0.294	0,056
	géotechnique (L: ,089)	RSS minerais (L: ,429)	moyen (L: 1,000)	0.235	0,009
		RSS mur (L: ,143)	fort (L: 1,000)	0.356	0,003
		RSS toit (L: ,429)	fort (L: 1,000)	0.238	0,014
	chambres foudroyées	économie (L: ,323)			0.067
géométrie (L: ,588)		distribution des teneurs (L: ,134)	uniforme (L: 1,000)	0.190	0,015
		forme (L: ,132)	irrégulier (L: 1,000)	0.071	0,006
		pendage (L: ,346)	semi dressant (L: 1,000)	0.273	0,055
		profondeur (L: ,063)	moyen (L: 1,000)	0.190	0,007
		puissance (L: ,326)	faible (L: 1,000)	0.059	0,011
géotechnique (L: ,089)		RSS minerais (L: ,429)	moyen (L: 1,000)	0.118	0,004
		RSS mur (L: ,143)	fort (L: 1,000)	0.143	0,002
		RSS toit (L: ,429)	fort (L: 1,000)	0.190	0,005
chambres magasins		économie (L: ,323)			0.227
	géométrie (L: ,588)	distribution des teneurs (L: ,134)	uniforme (L: 1,000)	0.190	0,015
		forme (L: ,132)	irrégulier (L: 1,000)	0.215	0,017
		pendage (L: ,346)	semi dressant (L: 1,000)	0.091	0,018
		profondeur (L: ,063)	moyen (L: 1,000)	0.190	0,007
		puissance (L: ,326)	faible (L: 1,000)	0.294	0,056
	géotechnique (L: ,089)	RSS minerais (L: ,429)	moyen (L: 1,000)	0.235	0,009
		RSS mur (L: ,143)	fort (L: 1,000)	0.173	0,002

		RSS toit (L: ,429)	fort (L: 1,000)	0.190	0,007
chambres remblayées	économie (L: ,323)			0.123	0,04
	géométrie (L: ,588)	distribution des teneurs (L: ,134)	uniforme (L: 1,000)	0.143	0,011
		forme (L: ,132)	irrégulier (L: 1,000)	0.357	0,028
		pendage (L: ,346)	semi dressant (L: 1,000)	0.363	0,074
		profondeur (L: ,063)	moyen (L: 1,000)	0.190	0,007
		puissance (L: ,326)	faible (L: 1,000)	0.235	0,045
	géotechnique (L: ,089)	RSS minéral (L: ,429)	moyen (L: 1,000)	0.177	0,007
		RSS mur (L: ,143)	fort (L: 1,000)	0.186	0,002
		RSS toit (L: ,429)	fort (L: 1,000)	0.143	0,007
	sous niveaux abattus	économie (L: ,323)			0.127
géométrie (L: ,588)		distribution des teneurs (L: ,134)	uniforme (L: 1,000)	0.238	0,019
		forme (L: ,132)	irrégulier (L: 1,000)	0.143	0,011
		pendage (L: ,346)	semi dressant (L: 1,000)	0.182	0,037
		profondeur (L: ,063)	moyen (L: 1,000)	0.238	0,009
		puissance (L: ,326)	faible (L: 1,000)	0.118	0,023
géotechnique (L: ,089)		RSS minéral (L: ,429)	moyen (L: 1,000)	0.235	0,009
		RSS mur (L: ,143)	fort (L: 1,000)	0.143	0,003
		RSS toit (L: ,429)	fort (L: 1,000)	0.190	0,005

Les priorités des méthodes d'exploitation pour chaque critère sont illustrées dans les figures suivantes :

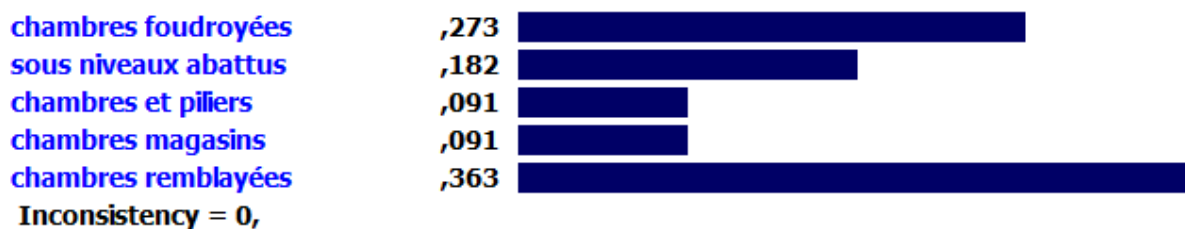


Figure XXVIII : Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur le pendage de minerai

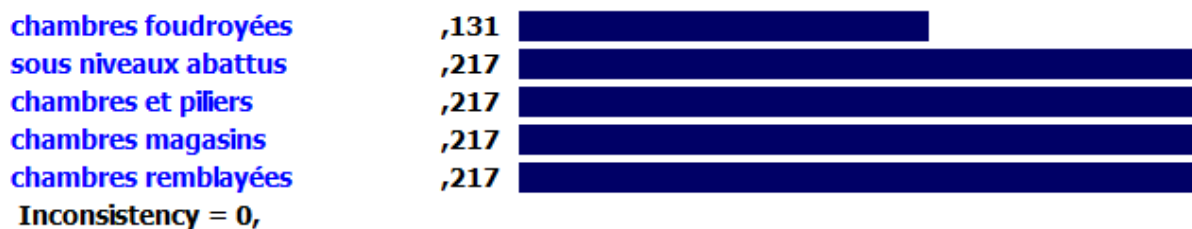


Figure XXIX: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur la forme de minerai

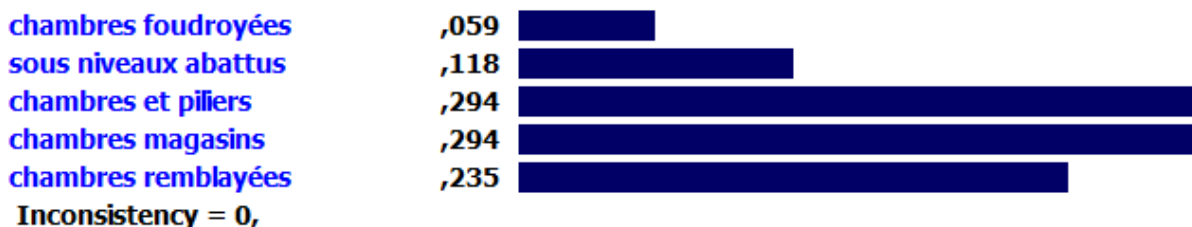


Figure XXX: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur l'épaisseur de minerai

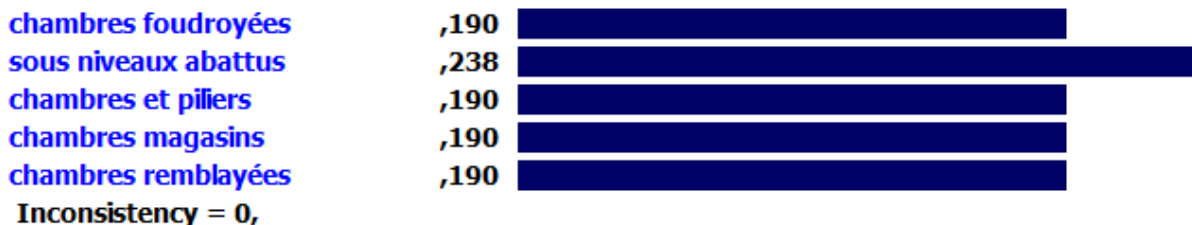


Figure XXXI: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur la profondeur de minerai

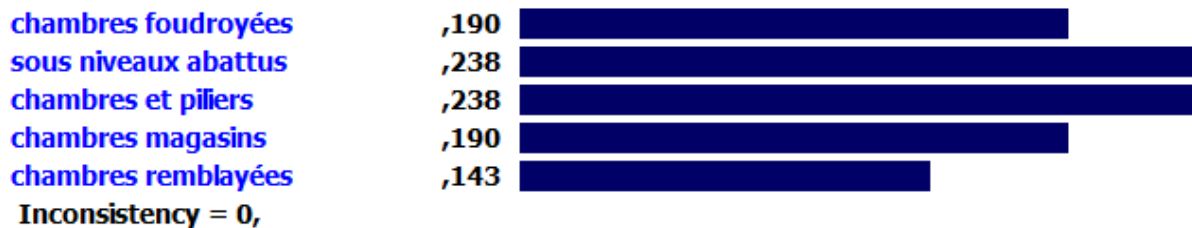
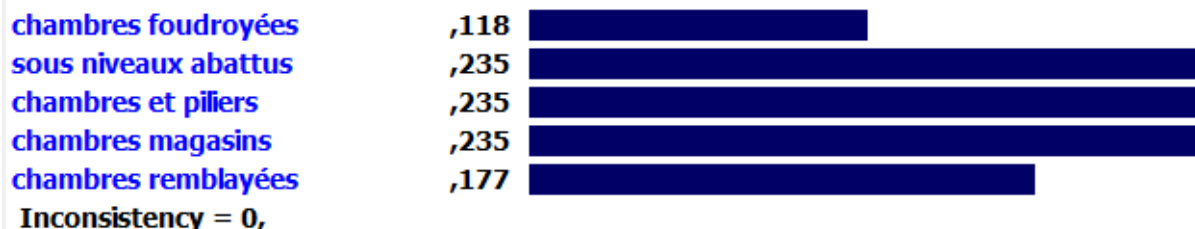


Figure XXXII: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur la distribution des teneurs

Priorities with respect to:
Goal: méthode d'exploitation
 >géotechnique
 >RSS minéral
 >moyen



Inconsistency = 0,

Figure XXXIII: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur le RSS de la minéralisation.

Priorities with respect to:
Goal: méthode d'exploitation
 >géotechnique
 >RSS toit
 >fort



Inconsistency = 0,02

Figure XXXIV: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur RSS de toit.

Priorities with respect to:
Goal: méthode d'exploitation
 >géotechnique
 >RSS mur
 >fort



Inconsistency = 0,

Figure XXXV: Méthodes d'exploitation minière Comparaison avec l'accent mis sur RSS de mur

III.IV.3.f CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION MINIERE EN UTILISANT PROCESSUS DE HIÉRARCHIE ANALYTIQUE (AHP)

Le poids total de chaque solution est calculé en additionnant le produit de la priorité relative de chaque critère et de la priorité relative de la solution compte tenu des critères correspondants.

Par exemple, la cote globale pour l'alternative chambres et piliers est calculée comme suit :

$$\text{Cote globale} = (0.456 \times 0.323) + ((0.238 \times 0.134 + 0.215 \times 0.132 + 0.091 \times 0.346 + 0.19 \times 0.063 + 0.294 \times 0.326) \times 0.588) + ((0.235 \times 0.429 + 0.356 \times 0.143 + 0.238 \times 0.429) \times 0.089) = 0,290$$

Les cotes globales calculées par EXPERT CHOICE sont présentées à la figure suivante :

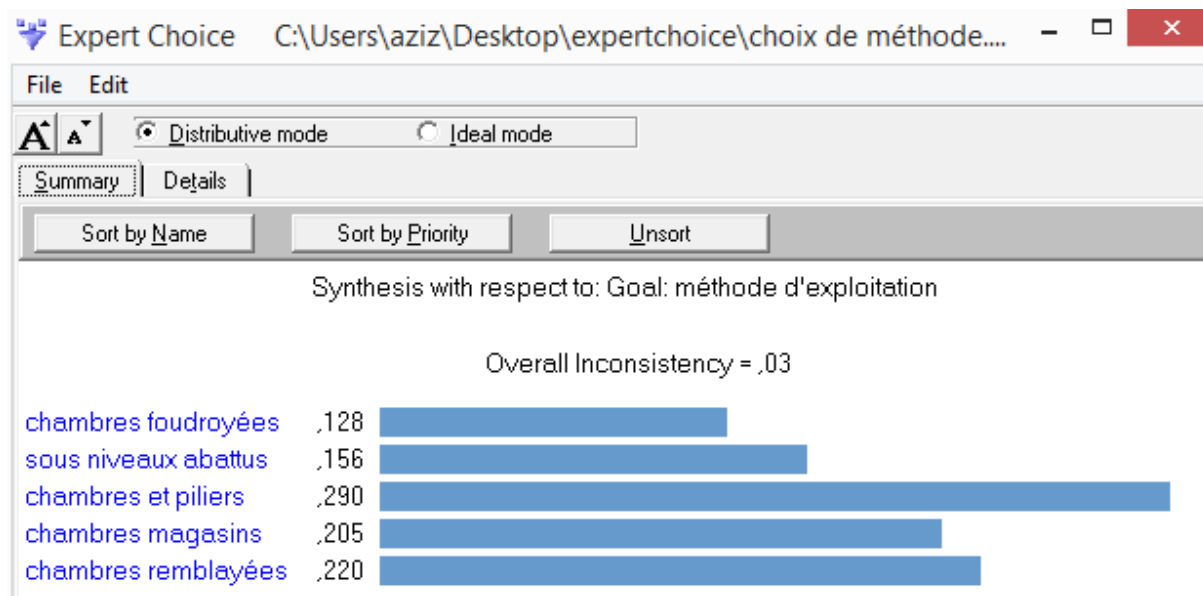


Figure XXXVI: Les cotes globales des méthodes d'exploitation calculées par EXPERT CHOICE

Il est évident que la méthode d'exploitation préférée est la méthode chambres et piliers avec une cote de 0,290.

Le tableau résume toutes les priorités calculées et les cotes finales.

Tableau 23: Les priorités calculées et les cotes finales des méthodes d'exploitation selon chaque critère

Alternatives		chambres et piliers	chambres foudroyées	chambres magasins	chambres remblayées	sous niveaux abattus
Critères						
Economie	Cout d'extraction moyen	0,147	0,022	0,073	0,04	0,041
Géométrie	distribution des teneurs (uniforme)	0,019	0,015	0,015	0,011	0,019
	forme (irrégulier)	0,017	0,006	0,017	0,028	0,011
	pendage (semi dressant)	0,018	0,055	0,018	0,074	0,037
	profondeur (moyenne)	0,007	0,007	0,007	0,007	0,009
Géotechnique	puissance (faible)	0,056	0,011	0,056	0,045	0,023
	RSS minéral (moyen)	0,009	0,004	0,009	0,007	0,009
	RSS mur (fort)	0,003	0,002	0,002	0,002	0,003
	RSS toit (fort)	0,014	0,005	0,007	0,007	0,005
cote global		0,290	0,128	0,205	0,220	0,156

III.IV.4 CONCLUSION

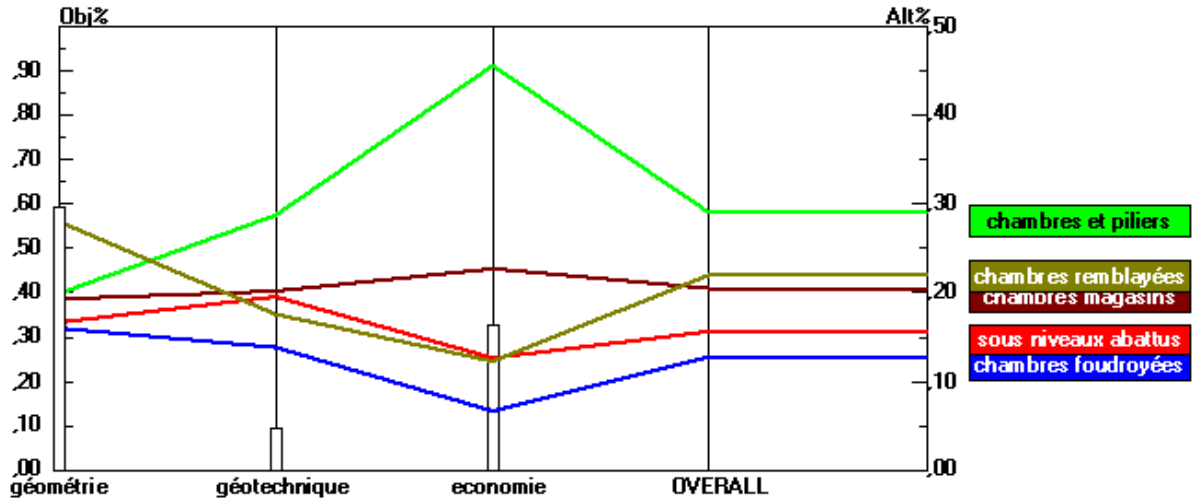


Figure XXXVII: Sensibilité de performance pour les nœuds en dessous l'objectif : méthode d'exploitation

D'après les classements calculés dans la méthode de Nicholas et dans processus de hiérarchie analytique (AHP), la méthode d'exploitation minière la plus efficace et la plus adaptée pour le gisement de barytine d'Ichemoul est : Chambres et piliers et ça ce que confirme le tableau Annexe II de choix des méthodes d'exploitation souterraines effectué par V. VIDAL Professeur d'exploitation des mines à l'école nationale supérieur des mines de Saint-Etienne.

**IV CHAPITRE 04 : DESCRIPTION DE LA METHODE
D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERS**

IV.I INTRODUCTION

Une fois choisie une méthode d'exploitation minière, comme il est presque impossible de la changer en raison de l'augmentation des coûts et des pertes minières, il est très difficile de la modifier.

L'extraction par chambres et piliers est une méthode d'extraction par laquelle une série de chambres est extraite, laissant des piliers de minerai ou de roche en place entre les chambres.

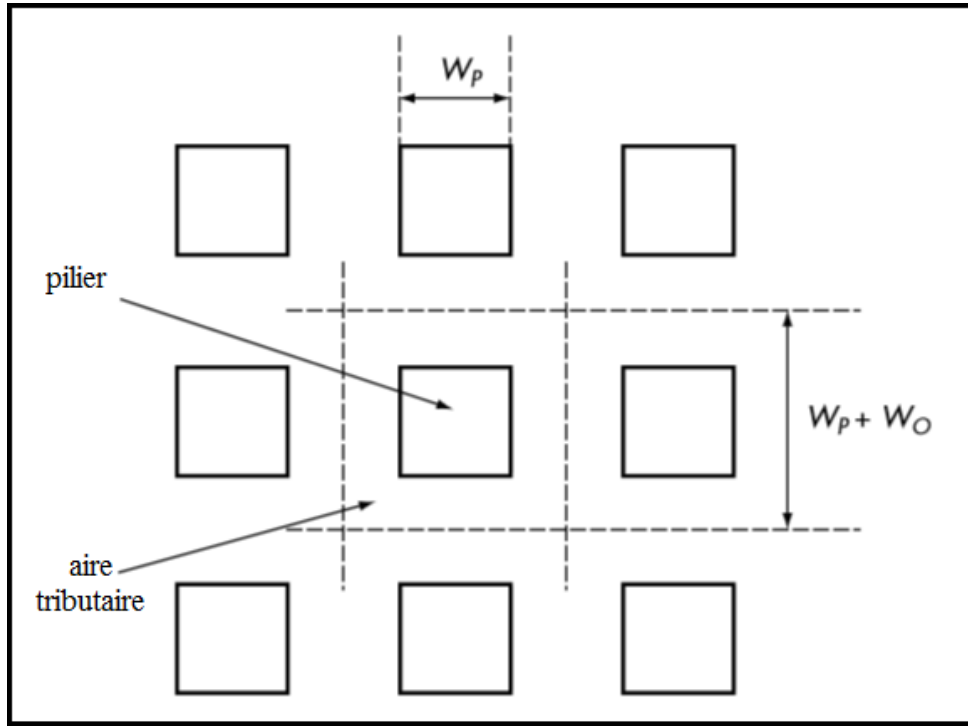


Figure XXXVIII: Vue en plan de la méthode chambres et piliers [23]

Les blocs carrés sont des piliers, les espaces entre les piliers sont des chambres.

IV.II.1 PRINCIPLE D'UTILISATION DE LA METHODE PAR CHAMBRE ET PILIERS

IV.II.1 PREPARATION DU CHAMP MINIER ET PARAMETRE PRINCIPAUX DE LA METHODE.

Lorsqu'on emploie cette méthode, le champ minier est divisé en panneaux.

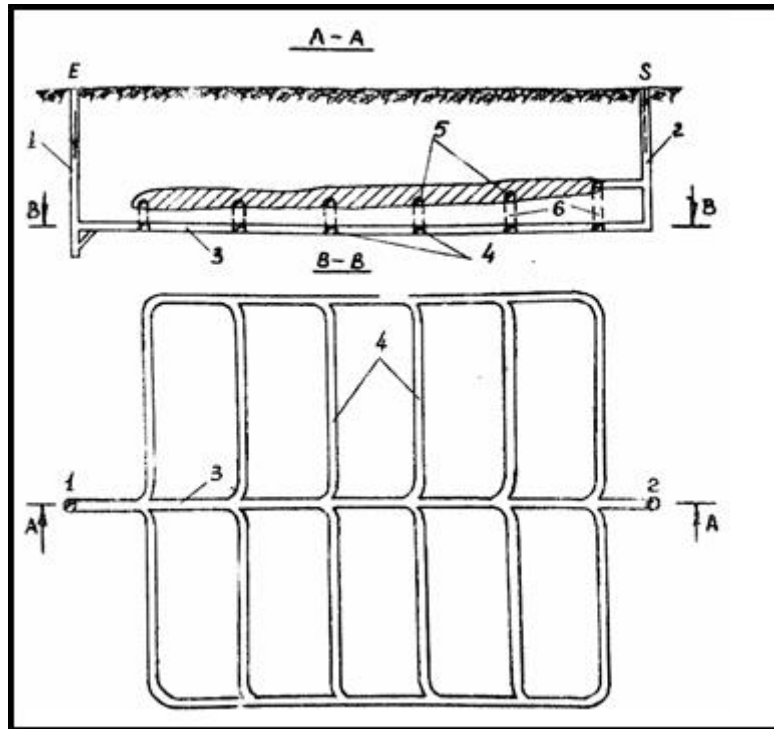


Figure XXXIX: Préparation de champ minier lors de l'exploitation par chambres et piliers.[1]

1-puit principal

2-puit auxiliaire

3-galerie au rocher principale

4-galerie de panneau au rocher

5-galerie de panneau au minerai

6-cheminée

La largeur d'un panneau est de 50 à 150m en cas de raclage et de 200 à 300 m lors de l'emploi de matériel automoteur.

Dans tous les cas on prend la largeur plus élevée pour les gites moins puissants.

Le défilage s'avance le long du panneau soit en chassant soit en rabattant.

Dans l'expression chambre et piliers on appelle chambre les ouvrages qui séparent les piliers.

Les piliers supportent la totalité des pressions de terrains. Dans ces conditions le soutènement à placer est très restreint et même inexistant.

On laisse les piliers longs entre les chambres de 8 à 25m de largeur pour protéger les galeries et les piliers entre les chambres de 3 à 10m.

Leur dimension augmente suivant la puissance de gisement.

Les piliers qui séparent les chambres sont espacés de 8 à 20m. Ils sont plus souvent ronds, quelque fois carrés et plus rarement rectangulaires.

Quant aux voies de roulage principales on les trace soit au gisement soit au rocher avec une dénivellation de 4 à 10m.

La préparation au gisement est pratiquée lors de transport des produits par matériel automoteur jusqu'au puits ou lors du chargement par estacade de raclage. [2]

IV.II.2 CHAMBRE ET PILIERS AVEC RACLAGE (CAS DE GISEMENT D'ICHMOUL)

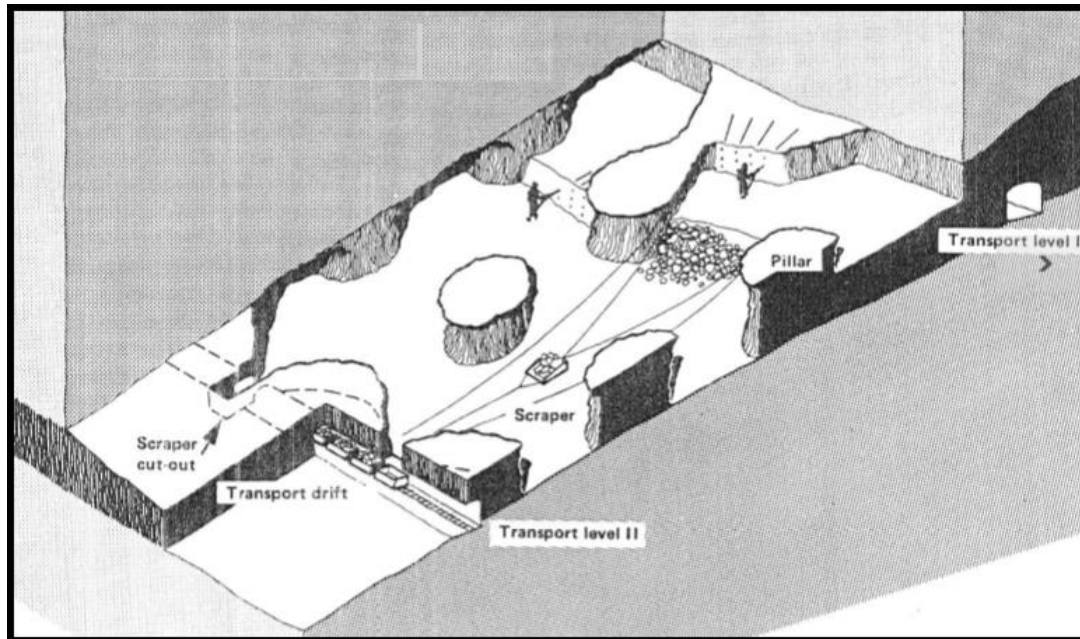


Figure XL: Méthode par chambres et piliers (La méthode inclinée)

Elle comporte des galeries de panneau au rocher et celles en couche reliées par cheminées. Ces dernières sont percées sur l'axe de chaque chambre.

IV.II.2.a COUPAGE

Il consiste à donner l'accès à la chambre et à préparer une coupure sur toute la largeur et hauteur de la chambre afin d'assurer le départ du défilage.

IV.II.2.b DEPILAGE

L'abattage du minerai se fait par trous de mine. Le front d'abattage a une forme de dents de scie ce qui permet de créer encore une surface de dégagement.

Pour le raclage on peut utiliser des treuils à trois tambours à la commande à distance. Leur puissance est de 28 à 100kw.

Le scraper amène le minerai à la cheminée ou vers l'estacade de raclage. Dans les conditions données, le rendement est d'environ 6-10m³/poste.

Des piliers de protection de 5m de diamètre sont abandonnés tous les 15m. Concernant cette méthode il convient de noter un sérieux inconvénient qui réside dans un faible rendement de raclage.

IV.III LES AVANTAGES ET LES INCONVENIENTS DE LA METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERS

IV.III.1 LES AVANTAGES

- La multiplicité des fronts d'attaque (large front) permet d'assurer une grande productivité.
- Facile communication entre les chambres aussi bien pour le personnel que pour le matériel.
- Coût de revient relativement bas.
- Volume des travaux préparatoires peu important
- Méthode simple.
- Possibilité d'utilisation des matériels automoteurs (dans le défilage des gisements plats et puissants) de grande puissance ce qui permet d'obtenir des rendements de travail élevés.
- Faible ou nulle influence des travaux miniers sur la surface du sol.
- Absence ou emploi restreint du soutènement.
- Facilité d'adaptation aux caractères variables d'un gisement.

IV.III.2 LES INCONVENIENTS

- Grande perte de minerai (10 à 60%) : dans certains cas, la récupération des piliers n'est possible qu'à la fin de la vie de la mine et qu'en partie ; dans d'autres, elle est impossible.
- Difficulté d'aérage des chambres.
- Danger de travail sous le toit à nu.
- L'application de cette méthode aux gisements inclinés est difficile et prête moins à la mécanisation (faible rendement).
- Les dimensions des chambres et des piliers dépendent de la compétence du minerai, et du toit.

IV.IV CONCEPTION D'UN PLAN DE TIR

La conception d'un plan de tir en souterrain, correspond à la définition de la géométrie de forage et le chargement des trous de mine.

L'élaboration d'un plan de tir d'une galerie nécessite de savoir quelque 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.

IV.IV.1.aPARAMETRES DE TIR DE LA GALERIE ET LA CHEMINE

On distingue les paramètres suivants :

- Consommation spécifique des explosifs ;
- Longueur et profondeur des trous de mines ;
- Nombre et diamètres des trous de mines ;
- Distance entre les trous ;
- Masse d'explosif dans un trou et masse totale par volée.

✓ **La consommation spécifique** des explosifs est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = q_1 \cdot S_1 \cdot e_1 \cdot V_1, \text{ kg/ m}^3$$

Où ;

q1 : consommation spécifique étalon, déterminée généralement en fonction de la dureté des roches et la surface de la section de l'excavation minière. Le chercheur Gorodski a proposé la formule suivante :

$$q_1 = 0,065 \cdot f$$

Consommation spécifique d'explosifs pour les conditions standardisées :

Tableau 24: Coefficient de dureté et consommation spécifique en fonction de la dureté de la roche

La dureté	6-8	12-16	18-20
Coefficient de dureté f	0.6-0.8	1.2-1.6	1.8-2
q1 : consommation spécifique (kg/m3)	0.5-0.8	1.2-1.8	1.4-2.1

Où ;

f – coefficient de dureté suivant la classification du chercheur Protodiakonov M.

S1 – coefficient de texture, déterminé en fonction du type de roches.

Tableau 25: Coefficient de texture en fonction de type de roche

Type de roche	Coefficient de texture S1
Roche poreuse, élastique et visqueuse	2
roches disloquées et peu fissurée	1.4
Roches avec variation de dureté suivant une stratification déterminée	1.3
roches homogène	1
roches stratifiées	0.7-0.8

e1 –travail relatif de l'explosif, peut être déterminé par la formule suivante ;

$$e_1 = 1/ A$$

Où :

A – capacité de travail de l'explosif

V1 – coefficient qui tient compte du nombre de surface libre, il est déterminé par la formule suivante :

$$V_1 = 6.5 / \sqrt{S}$$

Où :

S : section de la galerie

✓ **Nombre de trous dans le front de taille**

Ce paramètre dépend de la surface de la section transversale de l'excavation, dureté des roches, caractéristiques des explosifs, et d'autres facteurs.

Le nombre de trous de mines peut être déterminé par la formule universelle, proposé par des organismes de projection suivant les normes et règles de construction.

$$N = (\text{Str} \cdot q \cdot S) / \Delta \cdot d^2 \cdot k_r$$

Où ;

Δ – densité des explosifs dans les trous ou bien dans les cartouches;

d – diamètre du trou ou bien diamètres des cartouches, m.

Kr coefficient de remplissage des trous par explosif.

- ✓ **Nombre de cartouche dans un trou de mine :**

$$N = L.kr/l$$

Où ;

L – longueur d'un trou de mine, m ;

l – longueur de la cartouche, m.

- ✓ **Volume de roches à abattre par volée :**

$$Vr = Scr. L$$

- ✓ **Masse des explosifs par volée :**

$$Qex = qs.kr.Vr$$

- ✓ **Masse d'explosif par trou :**

$$Qex.tr = Qex / N$$

- ✓ **La répartition des trous de mine**

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

$$N_{tr(b,a,c)} = \frac{N_{tr} \times C_{b,a,c}}{3.2}$$

Où

Ntr : nombre de trous

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

- ✓ **La charge d'explosif dans un mètre de trou de mine :**

La charge d'explosif dans un mètre de trou de mine est donnée par l'expression :

$$p = \frac{\pi \times d^2}{4} \times l \times \Delta$$

- ✓ **Déterminations de la ligne de moindre résistance :**

La ligne de moindre résistance est donnée par l'expression :

$$w = \sqrt{\frac{p \times k_{ch}}{q \times \mu}} , m$$

Où ;

P est le poids de la charge explosif en cartouche ou en poudre dans un mètre de trous, kg/tr

Ktch Coefficient de correction tenant compte du taux de chargement des trous (en explosifs), suivant les règles de sécurité, ce coefficient doit varier dans les limites de 0,6 – 0,72.

Dans notre cas la disposition des trous est parallèle alors :

Kch=0.65

μ Coefficient de rapprochement : c'est la distance relative entre les charges (Kr = 0.6-1.3 mais plus souvent on prend Kr = 1)

- ✓ **Espacement (a) :** Distance entre les trous

Il est donné par l'expression suivante :

$$a = \sqrt{\frac{0.785 \times \mu \times d^2 \times \Delta \times k_{ch}}{q \times \gamma}} , m$$

d : diamètre du trou

Δ : la densité d'explosif dans un trou

γ : la masse volumique de minerai en Kg/m³

IV.IV.2 LES PARAMETRES DE LA GALERIE ET CHEMINEE ET LA CHAMBRE

Paramètre	Valeur
Section trapézoïdale de la galerie	7,2 m ² (3,2m pour la largeur et 2,68m pour la hauteur)
Section carré de la cheminé	4 m ² (2m pour la largeur et la hauteur)
Section de la chambre	18m ² (6m de largeur et 3m de hauteur)
La dureté de la roche à abattre	F=8 (calcaire)
Le type d'explosif utilisé	SAMEX
Densité de l'explosif	$\Delta=1.22$ (g/cm ³)
Dimensions de la cartouche d'explosif	<ul style="list-style-type: none"> • Diamètre : 30 mm • Longueur : 300 mm • Poids : 250 g

IV.IV.3 RESULTATS DES PARAMETRES DE TIR POUR LA GALERIE ET LA CHEMINEE ET LA CHAMBRE

Tableau 26: Résultats de calcul des paramètres d'abattage pour la galerie

PARAMETRES DE TIR POUR LA GALERIE		
Coefficient de dureté d'après Protodiakonov	f	8
Charge spécifique d'explosif (Kg/m ³)	q ₁	0,8
Coefficient qui tient compte de la dureté de la roche	f ₁	0,8
Capacité de travail de l'explosif	A	0,85
Puissance ou capacité relative de l'explosif	e	1,2
Coefficient qui tient compte du nombre de surface libre	v	2,42
Charge spécifique d'explosif (kg/m ³)	Q	1,82
Diamètre de trous en cm	D	4,00
Section de taille en m ²	S	7,2
Section de trou en cm ²	S _{tr}	12,56
Diamètre des cartouches de l'explosif d _c = 3 cm	D _c	3
Densité de l'explosif (= 1,220 g/cm ³ pour le samex)	Δ	1,22
Coefficient de remplissage du trou par l'explosif (=0.5 à 0.6)	K _r	0,6
Nombre de trous dans le front de taille	N _t	25
Avancement de chantier	L _{tr}	1,6
Charge total d'explosif (kg)	Q _{exp}	21,01
Coefficient de chargement de trous k _{ch} = 0.65-0.85	K _{ch}	0,65
LA MASSE VOLUMIQUE DE LA ROCHE g/cm ³	Y	2,70
Densité explosif dans un trou kg/m ³	P	2,45
Coefficient de rapprochement des trous $\mu=0.6-1.5$	M	1,00
DISTANCE ENTRE RENEGEE w	W	1
La distance entre trous	A	1
Longueur de cartouche	L _c	0,30
Nbr de cartouche / trou	N _c	3,36
Poids de cartouche (kg)	P _c	0,25
Nbr de cartouche total	N _{ct}	84
Quantité explosif total commandée (kg)	Q _{exp t c}	21

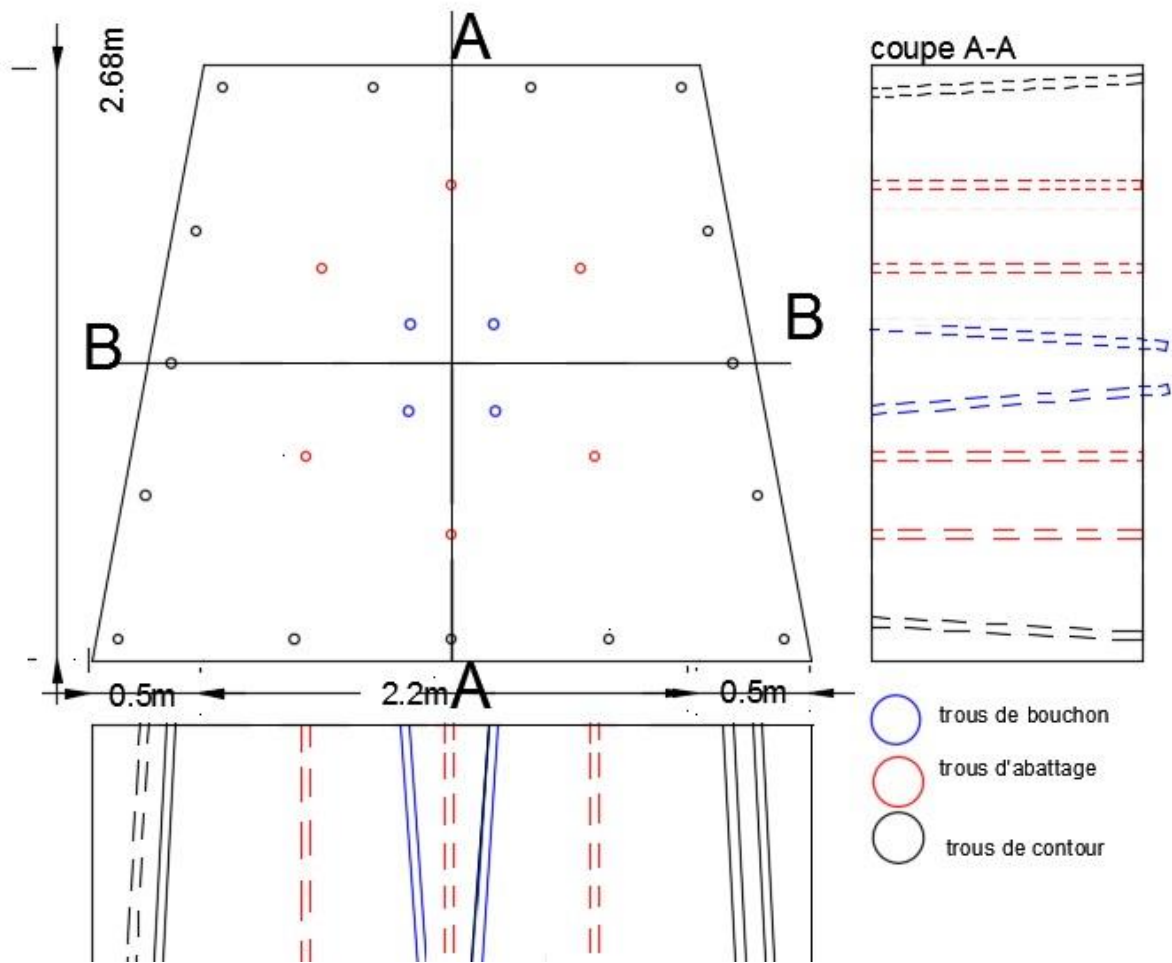


Figure XLI: Plan de tir de la galerie

Tableau 27: Résultats de calcul des paramètres d'abattage pour la cheminée

PARAMETRES DE TIR POUR LA CHEMINEE		
Coefficient de dureté d'après Protodiakonov	f	8
Charge spécifique d'explosif pour les conditions standardisées (kg/m ³)	q _l	0,8
Coefficient qui tient compte de la dureté de la roche	f _l	0,8
Capacité de travail de l'explosif	A	0,85
Puissance ou capacité relative de l'explosif	e	1,2
Coefficient qui tient compte du nombre de surface libre	v	3,25
Charge spécifique d'explosif (kg/m ³)	Q	2,45
Diamètre de trous en cm	D	4,00
Section de taille en m ²	S	4
Section de trou en cm ²	S _{tr}	12,56
Diamètre des cartouches de l'explosif d _c = 3 cm	D _c	3
Densité de l'explosif (= 1,220 g/cm ³ pour le samex)	Δ	1,22
Coefficient de remplissage du trou par l'explosif (=0.5 à 0.6)	Kr	0,6
Nombre de trous dans le front de taille	Nt	19
Avancement de chantier	Ltr	1,6
Charge total d'explosif (kg)	Q _{exp}	15,66
Coefficient de chargement de trous k _{ch} = 0.65-0.85	K _{ch}	0,65
La masse volumique de la roche g/cm ³	Y	2,70
Densité explosif dans un trou kg/m ³	P	2,45
Coefficient de rapprochement des trous μ=0.6-1.5	M	1,00
Distance entre rangée w	W	1
La distance entre trous	A	1
Longueur de cartouche	L _c	0,30
Nbr de cartouche / trou	N _c	3,36
Poids de cartouche (kg)	P _c	0,25
Nbr de cartouche total	N _{ct}	62
Quantité explosif total commande (kg)	Q _{exp t c}	16

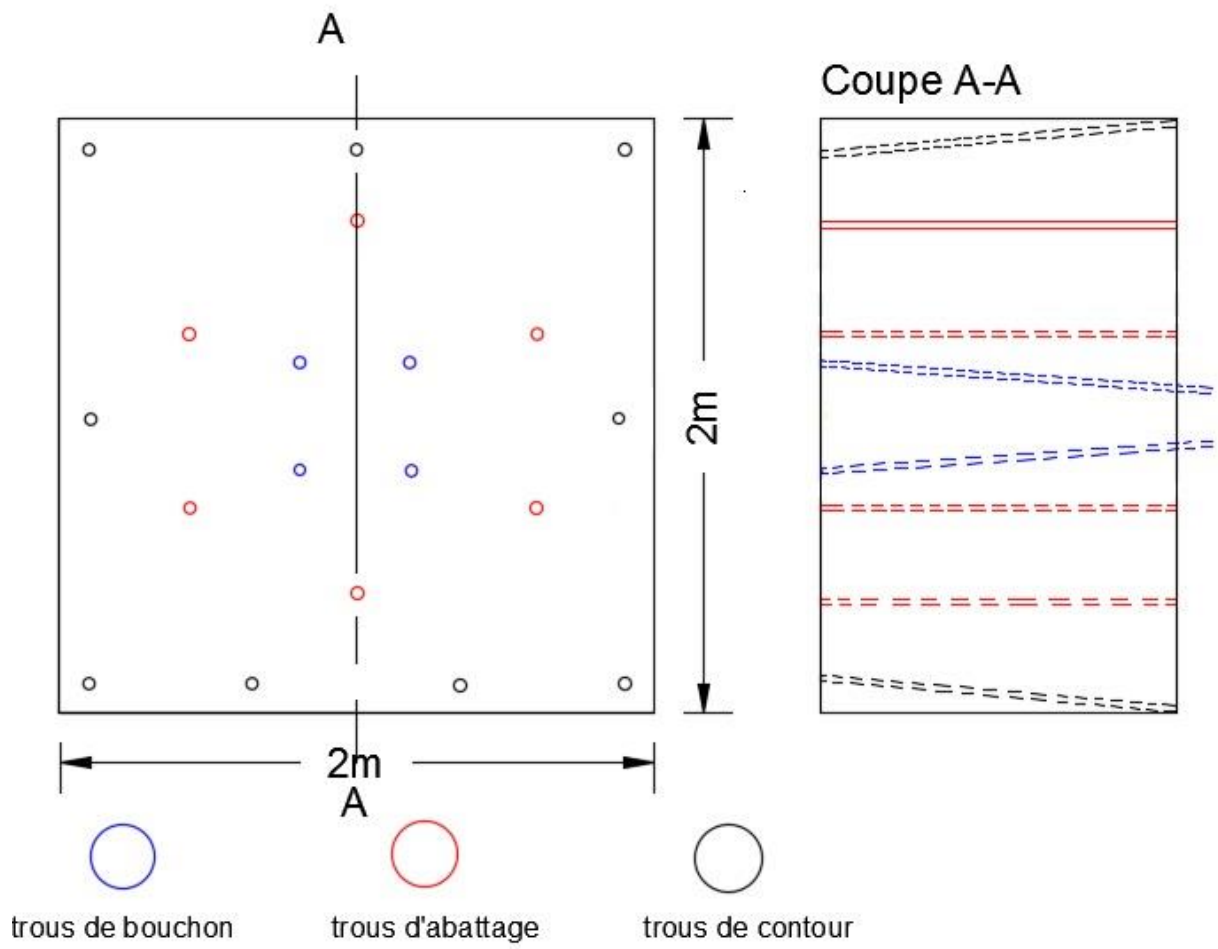


Figure XLII: Plan de tir de la cheminée

Tableau 28: Résultats de calcul des paramètres d'abattage pour la chambre

PARAMETRES DE TIR POUR LA CHAMBRE		
Coefficient de dureté d'après Protodiakonov	f	6
Charge spécifique d'explosif pour les conditions standardisées (kg/m ³)	q _l	0,6
Coefficient qui tient compte de la dureté de la roche	f _l	0,6
Capacité de travail de l'explosif	A	0,85
Puissance ou capacité relative de l'explosif	e	1,2
Coefficient qui tient compte du nombre de surface libre	v	1,53
Charge spécifique d'explosif (kg/m ³)	Q	0,65
Diamètre de trous en cm	D	4,00
Section de taille en m ²	S	18
Section de trou en cm ²	S _{tr}	12,56
Diamètre des cartouches de l'explosif dc= 3 cm	D _c	3
Densité de l'explosif (= 1,220 g/cm ³ pour le samex)	Δ	1,22
Coefficient de remplissage du trou par l'explosif (=0.5 à 0.6)	Kr	0,6
Nombre detrous dans le front de taille	Nt	22
Avancement de chantier	Ltr	4,4
Charge total d'explosif (kg)	Qexp	51,39
Coefficient de chargement de trous kch = 0.65-0.85	Kch	0,65
La masse volumique de la roche g/cm ³	Y	2,70
Densité explosif dans un trou kg/m ³	P	2,45
Coefficient de rapprochement des trous μ=0.6-1.5	M	1,00
Distance entre rangées w	W	2
La distance entre trous	A	2
Longueur de cartouche	Lc	0,30
Nbr de cartouche / trou	Nc	9,23
Poids de cartouche (kg)	Pc	0,25
Nbr de cartouche total	Nct	205
Quantité explosif total commende (kg)	Qexp t c	51

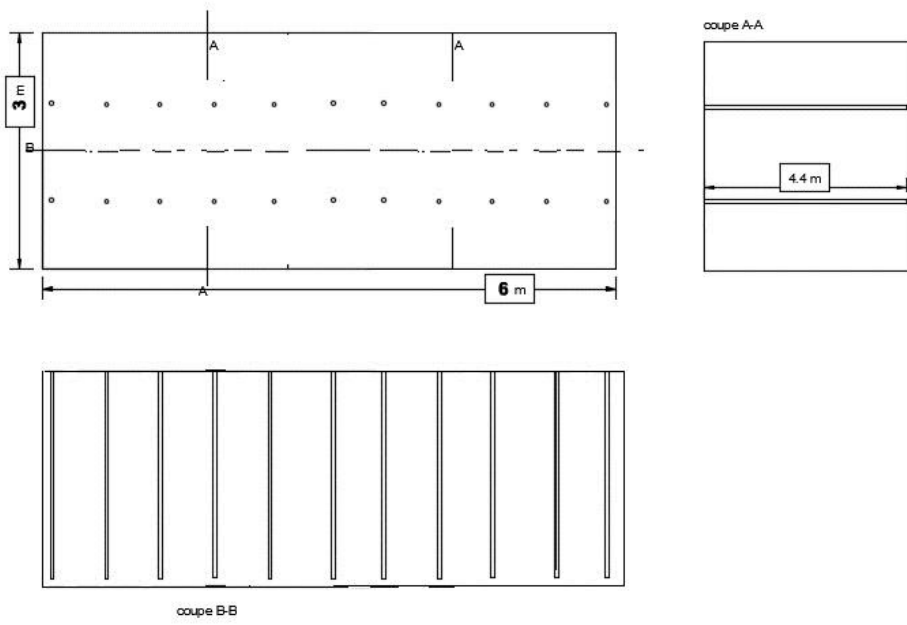


Figure XLIII: Plan de tir de la chambre

IV.V REDIMENSIONNEMENT DES PILIERS

IV.V.1 INTRODUCTION

La stabilité des mines souterraines exploitées par la méthode des chambres et piliers représente un enjeu majeur pour les exploitants de minerai mais également pour les communes situées à l'aplomb d'exploitations abandonnées. En effet, la détérioration progressive de la roche située à proximité des zones exploitées peut mener à un affaissement, parfois rapide, de la surface topographique.

La stabilité des mines repose majoritairement sur la capacité des piliers laissés en place à soutenir la sollicitation verticale à laquelle ils sont soumis sous l'effet du poids du recouvrement. Delà une étude portante sur le facteur de sécurité dans la mine d'Ichemoul est nécessaire pour déterminer l'état de la stabilité de ces terrains ainsi qu'assurer le maximum en terme de récupération

IV.V.2 LA METHODE DE L'AIRE TRIBUTAIRE

Cette méthode permet, à partir seulement de quelques données, de déterminer la charge d'un pilier. La théorie de l'aire tributaire suppose qu'après l'excavation, le pilier supporte le poids des terres contenues dans un prisme imaginaire augmenté, s'étendant du niveau de l'excavation à la surface libre. La théorie de l'aire tributaire accepte que la charge moyenne du pilier puisse être obtenue des équations suivantes :

Pour un pilier mur, la contrainte axiale moyenne au centre du pilier est définie par :

$$\sigma_p = \frac{W_0 + W_p}{W_p} \times P_{ZZ}$$

W₀: largeur de l'excavation.

W_p : largeur du pilier.

Si la contrainte verticale de l'état initial est due uniquement à la gravité on a :

$$P_{ZZ} = \sum_{i=1}^n \gamma_i \times h_i$$

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

γ_i : Poids volumique propre du sol de surplomb pour la couche i.

h_i: Épaisseur de la couche i.

Si nous définissons un taux global de défrusementent **τ** :

$$\tau = \frac{\text{aire exploitée}}{\text{aire totale}}$$

$$\tau = \frac{W_0 + W_p - W_p}{W_0 + W_p}$$

$$1 - \tau = \frac{W_p}{W_0 + W_p}$$

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

$$\sigma_p = P_{ZZ} \times \frac{1}{1 - \tau}$$

Pour des piliers colonnes à section droite rectangulaire, le taux de défruitement devient :

$$\tau = \frac{(a+c) \times (b+c) - ab}{(a+c) \times (b+c)}$$

Avec :

a, b : largeur et longueur de la section droite des piliers

c : distance entre les piliers

Ce qui permet de calculer la contrainte axiale moyenne :

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

Pour des piliers carrés :

On a : a = b alors :

$$\sigma_p = P_{ZZ} \times \frac{(a+c)^2}{a^2} = P_{ZZ} \times \frac{(W_0 + W_p)^2}{W_p^2}$$

Finalement Hoek et Brown (1980) donnent une équation pour calculer la contrainte axiale moyenne des piliers irréguliers. Cette équation représentée par l'équation II et est illustré à la figure :

$$\sigma_p = P_{ZZ} \times \frac{\text{Aire tributaire}}{\text{Aire du pilier}} = P_{ZZ} \times \frac{A_1}{A_p}$$

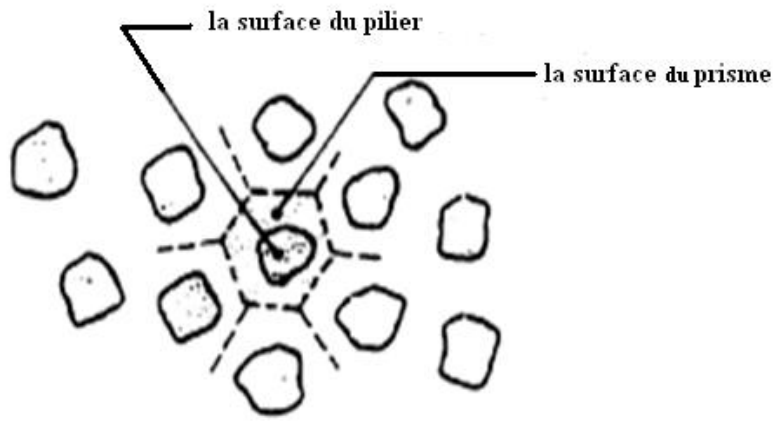


Figure XLIV: Piliers irréguliers à section droite plus ou moins circulaire montrés en plan [13]

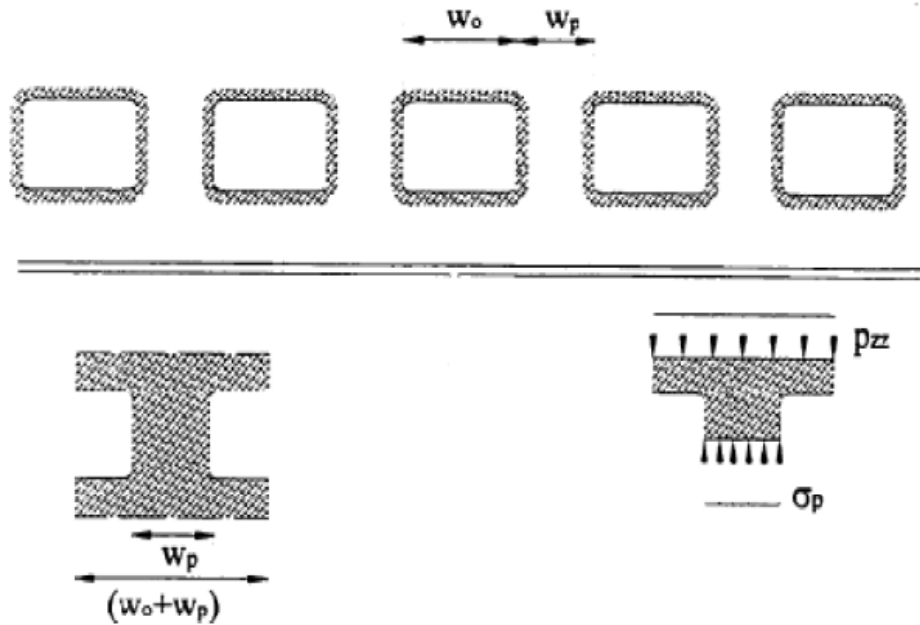


Figure XLV: Théorie du bloc tributaire cas de piliers mur montrés en section longitudinale [13]

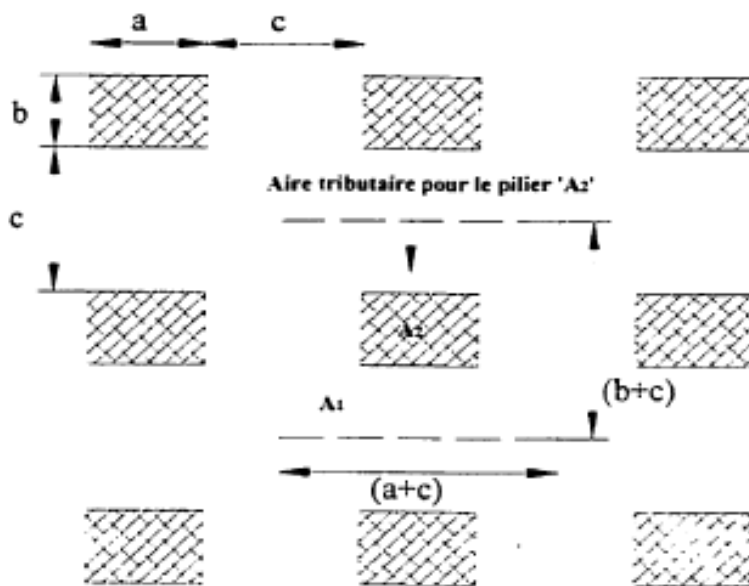


Figure XLVI: Théorie du bloc tributaire cas de piliers colonne montrés en plan [20]

Calcul du taux de défruitement

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

$$\tau = \frac{(a+c) \times (b+c) - ab}{(a+c) \times (b+c)}$$

Les piliers de mines sont des blocs de minerai (soutènement naturel) laissés en place entre deux ou plusieurs excavations de production. Leur fonction est d'assurer un soutènement afin de minimiser les déplacements du massif rocheux dans la zone d'influence de l'excavation. Cependant, lors du dimensionnement des piliers, nous devons choisir la quantité minimum de minerai à laisser en place. Cette quantité de minerai dans le pilier doit permettre le soutènement minimum nécessaire afin d'assurer la stabilité des excavations tout en assurant un taux de défruitement le plus élevé possible.

Le principal objectif du dimensionnement des excavations pour un ingénieur est d'en assurer la stabilité à court et/ou long terme à un coût minimum. Pour ce faire, l'ingénieur doit être capable de prédire le comportement de l'excavation pendant et après sa réalisation en déterminant les charges qui s'exercent sur les éléments de soutènement, la relation contrainte-déformation de ces derniers et leur résistance. [13]

Malgré les progrès réalisés dans l'estimation de la résistance de la masse rocheuse à l'aide de systèmes de classification de la masse rocheuse et les progrès réalisés dans nos capacités de modélisation numérique, la conception des piliers est traditionnellement effectuée à l'aide de formules empiriques de piliers. Ces formules ont été mises au point à partir d'une analyse rétrospective des piliers défailants dans les mines en exploitation.

Deux facteurs principaux sont utilisés dans ces formules empiriques :

Un facteur de forme : un terme géométrique qui représente la forme du pilier et qui est lié à la finesse du pilier (le rapport largeur/hauteur du pilier).

Un facteur d'échelle : un terme de résistance qui inclut la résistance de la masse rocheuse in situ.

Les formules empiriques utilisées sont essentiellement de deux types :

$$S_p = S_0 * \frac{a_p^\alpha}{H_p^\beta}$$

Où :

$$S_p = S_0 * (a + b * \frac{H_p}{a_p})$$

Où :

S_p Représente la résistance à la compression du pilier.

S_0 Représente donc la résistance à la compression d'un échantillon de roche intact.

H_p et a_p symbolisent respectivement la hauteur et la largeur du pilier.

a et b sont des paramètres empiriques.

Une étude comparative des méthodes de conception des piliers a été réalisée sous compression pour ensuite proposer une modification de ces formules qui introduit l'effet de la RMR de la masse rocheuse.

Analyse comparative des méthodes empiriques :

Les premières formules empiriques pour la conception des piliers ont été développées dans les mines de charbon et sont donc applicables aux roches tendres [22]

Leur principale caractéristique est que l'effet d'échelle est minimisé en testant un échantillon cubique de 1 m par côté et en déterminant expérimentalement la valeur de la résistance à la compression S_0 de cet échantillon.

Tableau 29: Tableau récapitulatif des formules de conception des piliers pour les roches dures [20]

Auteur	Équations	S_0	σ_c	année
Hedley	$S_p = S_0 * \frac{a_p^{0.5}}{H_p^{0.75}}$	$0.578 \sigma_c$	230 MPa	1972
Kimmelman	$S_p = S_0 * \frac{a_p^{0.46}}{H_p^{0.66}}$	$0.691 \sigma_c$	94 MPa	1984
Potvin	$S_p = S_0 * \frac{a_p}{H_p}$	$0.420 \sigma_c$	-	1989
Krauland	$S_p = S_0 * (0.778 + 0.222 * \frac{H_p}{a_p})$	$0.354 \sigma_c$	100 MPa	1987
Sjoberg	$S_p = S_0 * (0.778 + 0.222 * \frac{H_p}{a_p})$	$0.308 \sigma_c$	240 MPa	1992
Lunder-pakalnis	$S_p = S_0 * (0.680 + 0.520 * \frac{H_p}{a_p})$	$0.440 \sigma_c$	-	1997
CMRI	$S_p = S_0 * \left(\frac{1}{H_p}\right)^{0.36} + \left(\frac{H_p}{250} + 1\right) * \left(\frac{a_p}{H_p} - 1\right)$	$0.270 \sigma_c$	-	2000
Hardy-Agapito	$S_p = S_0 * \left(\frac{V_p}{V_s}\right)^{-0.118} * \left(\frac{a_p}{H_p} * \frac{a_s}{H_s}\right)^{0.833}$	σ_c	-	1982

La deuxième colonne du tableau montre les formules classiques de Hedley (1972), Kimmelman (1984), Potvin (1989), Krauland (1987), Sjoberg (1992) et Lunder-Pakalnis (1997).

La quatrième colonne les valeurs moyennes de la résistance σ_c des matériaux pour lesquels chaque formule est valable.

La troisième colonne, S_0 , montre le pourcentage de réduction de σ_c par rapport au facteur d'échelle.

Afin de comparer ces formules, elles ont été normalisées sur la base de la résistance à la compression uniaxiale de la roche σ_c pour laquelle elles ont été conçues. Ainsi, ladite force est considérée dans l'équation de Hedley comme $c = 230$ MPa, dans celle de Kimmelman comme $c = 94$ MPa, dans celle de Krauland comme $c = 100$ MPa et dans celle de Sjoberg comme $c = 240$ MPa.

Toutes les formules ont été comparées en considérant le cas spécifique d'un pilier carré de 10 m de large. La figure 43 montre la valeur de la résistance S_p en fonction de H_p pour toutes les formules susmentionnées. Une résistance à la compression uniaxiale de $c=100$ MPa a été envisagée pour la roche intacte.

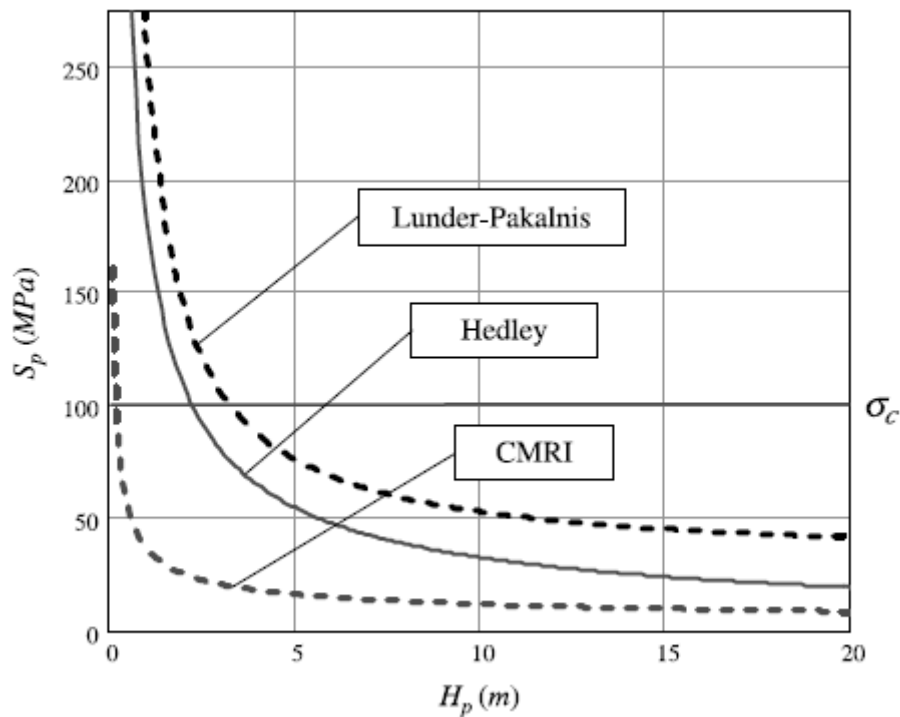


Figure XLVII: Les formules les plus caractéristiques de la résistance des piliers en fonction de la hauteur pour une Pilier de 10*10 m.

La formule de Hedley, en revanche, est celle qui fournit des valeurs moyennes par rapport à celles proposées par l'ensemble des formules du tableau 23

Le facteur de sécurité

Le facteur de sécurité du pilier en compression est défini comme le rapport entre sa résistance à la compression S_p et la pression moyenne de sorte que le pilier doit supporter :

$$SF_C = \frac{S_p}{\sigma_{SO}}$$

IV.VI METHODOLOGIE D'ANALYSE DE LA STABILITE DES PILIERS :

L'étude de la stabilité des piliers adoptée dans l'industrie minière est basée sur des méthodes analytiques et aussi sur des méthodes dites numériques.

L'étude de la stabilité des piliers demande de faire une présentation des caractéristiques de ces piliers et leur situation pour évaluer les paramètres qui peuvent influencer sur leur stabilité, et pour cela on adopte la procédure suivante :

a. Détermination des paramètres géométriques des piliers :

- La largeur du pilier
- La hauteur
- La forme du pilier

b. Evaluation de la stabilité des piliers par la méthode de l'aire tributaire.

c. Détermination de PZZ pour chacun des blocs.

- Détermination de la contrainte appliquée sur les piliers.
- La résistance à la compression du pilier.

- d. Détermination du facteur de sécurité.
- e. Interprétation des résultats.
- f. Evaluation de la stabilité des piliers de la mine.
- g. redimensionnement des piliers

IV.VI.1 LES PARAMETRES GEOMETRIQUES :

Les dimensions des piliers varient d'un pilier à l'autre et d'un amas à un autre. La variation des paramètres géométriques d'un pilier à l'autre s'explique par la méthode de dimensionnement utilisée au niveau de la mine, qui est basée sur des observations in situ (A cause du manque des données géotechniques et des études de sécurité).

Tableau 30: Les paramètres géométriques des piliers de chaque amas selon chaque niveau du gisement d'Ichemoul

amas	n pilier	Niveaux	hauteur de pilier h	largeur de pilier a	longueur de pilier b	distance entre les piliers c
3	1	1456	2,8	4	4	8
	2		2,8	6,5	3,5	8
	3		2,8	7	5	9
	4		2,8	5	5	10
	5		2,8	4	4	10
	6		2,8	5,5	5,5	6
	7		2,8	6	6	4
	8		2,8	4	4,5	10
	9		2,8	4	4	10
	10		1513	2,8	4	6
	11	2,8		3	7,5	4
	12	1545	2,8	3,5	6	4
	13		2,8	5	7	5
	14		2,8	4	6	5
	15		2,8	4	5,5	5
	16		2,8	4	7	5
	17	1576	2,8	3,5	6	5
	18		2,8	5,5	2,5	4
	19		2,8	6	2,5	4
	20		2,8	5	2,5	5
	21		2,8	4	2,5	4
	22	2,8	3,5	4	4	
1	23		2,5	4	4	6
2	24	1370	3	4	4	6
		1456	3	4	4	6
4	25	1370	3	4	4	6
		1456	3	4	4	6
5	26	1700	4	4	4	6
		1800	4	4	4	6
		1850	4	4	4	6

Tous les paramètres géométriques des différents piliers sont déterminés à partir des données d'un document de l'ENOF.

IV.VI.2 EVALUATION DE LA STABILITE DES PILIERS PAR LA METHODE DE L'AIRE TRIBUTAIRE

On définit le taux de défrètement comme étant le volume des vides créé par l'exploitation sur le volume de l'aire tributaire.

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

τ : le taux de défrètement.

a_p, b : largeur et longueur de la section droite des piliers ;

c : la largeur de la chambre.

Tableau 31: Résultats de calcul du taux de défrètement pour chaque pilier du gisement d'Ichemoul

amas	n pilier	Niveaux	largeur de pilier a	longueur de pilier b	distance entre les piliers c	τ i
3	1	1456	4	4	8	88,89%
	2		6,5	3,5	8	86,36%
	3		7	5	9	84,38%
	4		5	5	10	88,89%
	5		4	4	10	91,84%
	6		5,5	5,5	6	77,13%
	7		6	6	4	64,00%
	8		4	4,5	10	91,13%
	9		4	4	10	91,84%
	10	1513	4	6	3	61,90%
	11		3	7,5	4	72,05%
	12	1545	3,5	6	4	72,00%
	13		5	7	5	70,83%
	14		4	6	5	75,76%
	15		4	5,5	5	76,72%
	16		4	7	5	74,07%
	17	1576	3,5	6	5	77,54%
	18		5,5	2,5	4	77,73%
	19		6	2,5	4	76,92%
	20		5	2,5	5	83,33%
	21		4	2,5	4	80,77%
		22		3,5	4	4
1	23		4	4	6	84,00%
2	24	1370	4	4	6	84,00%
		1456	4	4	6	84,00%
4	25	1370	4	4	6	84,00%

		1456	4	4	6	84,00%
5	26	1700	4	4	6	84,00%
		1800	4	4	6	84,00%
		1850	4	4	6	84,00%

LA CHARGE DES TERRAINS SUR LES PILIERS P_{ZZ} POUR CHAQUE AMAS :

La détermination de la pression des terrains sus-jacents notre zone de minéralisation a été faite a base des observations des cartes géologiques ou on a pu tirer la lithostratigraphie des épontes, qui varient d'un niveau a un autre pour chaque amas, dans notre cas on a calculé la pression de terrains agissante sur les piliers suivant les niveaux d'exploitation actuels pour chaque amas comme la figure ci-après nous le montre

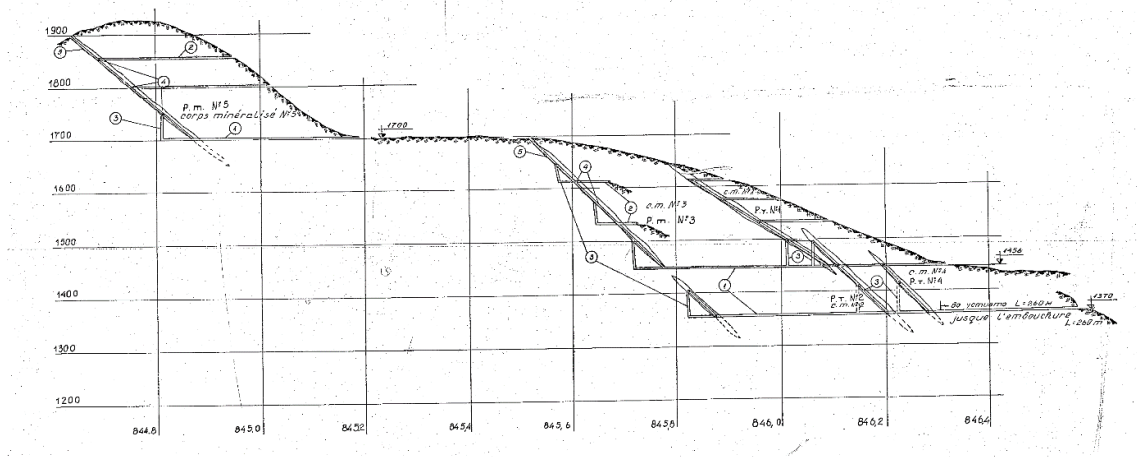


Figure XLVIII: Coupe des différents niveaux d'exploitation de la mine d'Ichemoul, Batna

Le calcul de la pression des terrains se fait par la formule suivante :

$$P_{ZZ} = \sum_{i=1}^N \gamma_i \times h_i$$

Après découpage des zones d'exploitation en niveaux et le calcul de la pression des terrains on aura :

Tableau 32: Résultats de calcul de la pression de terrain suivant chaque niveau

Amas	Niveau	P _{zz} (MPa)
3	1456,6	3,26
	1513,6	2,8
	1545,2	1,77
	1576,6	1,14
4	1370	2,53
	1456,6	0,96
2	1370	2,93
	1456,6	1,29
5	1700	3,08
	1800	2,2
	1850	1,15
1	1456.6	1.6

IV.VI.3 LE CALCUL DE LA CONTRAINTE VERTICALE σ_p

Le calcul de la contrainte verticale σ_p au centre du pilier a été fait à base des observations du plan d'exploitation actuel de la mine ou on a tiré les différentes dimensions du pilier dans la zone d'exploitation (Amas 3) Pour les autres amas on a mis des piliers de 4×4m suivant les travaux envisagés par l'unité avec une distance entre les piliers de 6m

Tableau 33: Résultat de calcul de la contrainte verticale

amas	n pilier	profondeur (H)	La hauteur	La largeur c	pzz	σ_p
3	1	1456	2,8	8	3,26	29,34
	2		2,8	8		25,68
	3		2,8	9		25,14
	4		2,8	10		29,34
	5		2,8	10		39,94
	6		2,8	6		20,24
	7		2,8	4		16,75
	8		2,8	10		36,77
	9		2,8	10		39,94
	10		1513	2,8		3
	11	2,8		4	15,42	
	12	1545	2,8	4	1,77	15,42
	13		2,8	5		15,42
	14		2,8	5		15,42
	15		2,8	5		15,42
	16		2,8	5		15,42
	17	1576	2,8	5	1,14	12,37
	18		2,8	4		14,71
	19		2,8	4		14,92
	20		2,8	5		16,06
	21		2,8	4		14,05
	22		2,8	4		12,23
1	23		2,5	6	6,2	38,75
2	24	1370	3	6	2,93	19,60
		1456	3	6	1,29	15,10
4	25	1370	3	6	2,53	18,69
		1456	3	6	0,96	13,78
5	26	1700	4	6	3,08	19,25
		1800	4	6	2,2	15,71
		1850	4	6	1,15	12,79

IV.VI.4 DETERMINATION DU FACTEUR DE SECURITE

Pour cela, on utilise la formule du facteur de sécurité qui évalue le rapport de la résistance du pilier sur la contrainte au sein du pilier. Il est défini par l'équation :

$$SFc = \frac{S_p}{\sigma_{So}}$$

SF_c : le facteur de sécurité.

S_p: la résistance du pilier

σ_{So} : la valeur moyenne de la contrainte verticale donnée par la méthode de l'aire tributaire.

- On choisit la formule empirique de l'équation de Kimmelman, car elle donne une valeur moyenne de la résistance à la compression du pilier pour des roches dures.

$$S_p = S_0 * \frac{a_p^{0.46}}{H_p^{0.66}}$$

S₀: la résistance à la compression de l'échantillon de roche intacte.

a_p : la largeur du pilier.

h_p : la hauteur du pilier.

Tableau 34: Calcul du facteur de sécurité pour les dimensions initiales des piliers

Amas	n pilier	Niveaux	Pzz	σp	Rc (MPa)	Sp	F
3	1	1456	3,26	29,34	40	26,51	0,90
	2			25,68		32,10	1,39
	3			25,14		31,43	1,64
	4			29,34		29,37	1,00
	5			39,94		26,51	0,66
	6			20,24		25,30	2,15
	7			16,75		20,94	3,53
	8			36,77		26,51	0,72
	9			39,94		26,51	0,66
	10	1513	2,8	15,42	19,27	3,61	
	11			15,42	19,27	2,32	
	12	1545	1,77	15,42	19,27	3,94	
	13			15,42	19,27	4,84	
	14			15,42	19,27	3,63	
	15			15,42	19,27	3,49	
	16			15,42	19,27	3,88	
	17	1576	1,14	12,37	15,47	4,91	
	18			14,71	18,39	5,99	
	19			14,92	18,65	6,47	
	20			16,06	20,07	4,29	
	21			14,05	17,56	4,47	
	22			12,23	15,29	5,10	
1	23		6,2	38,75		28,57	0,74
2	24	1370	2,93	19,60		24,50	1,38

	25	1456	1,29	15,10		18,88	3,14
4	26	1370	2,53	18,69		23,36	1,60
	27	1456	0,96	13,78		17,22	4,22
5	28	1700	3,08	19,25		20,95	1,09
	29	1800	2,2	15,71		19,64	1,52
	30	1850	1,15	12,79		15,98	2,91

IV.VI.5 INTERPRETATION DES RESULTATS

Selon Gonzalez-Nicieza1 .C, 1.25 correspond à un facteur de sécurité limite définissant la stabilité du pilier.

Evaluation de la stabilité des piliers

Tableau 35: Evaluation de la stabilité des piliers

amas	n pilier	Niveaux	F	Remarque
3	1	1456	0,90	Danger de rupture
	2		1,39	Stable
	3		1,64	Stable
	4		1,00	Danger de rupture
	5		0,66	Danger de rupture
	6		2,15	Stable
	7		3,53	Stable
	8		0,72	Danger de rupture
	9		0,66	Danger de rupture
	10	1513	3,61	Stable
	11		2,32	Stable
	12	1545	3,94	Stable
	13		4,84	Stable
	14		3,63	Stable
	15		3,49	Stable
	16		3,88	Stable
	17	1576	4,91	Stable
	18		5,99	Stable
	19		6,47	Stable
	20		4,29	Stable
	21		4,47	Stable
	22		5,10	Stable
1	23		0,74	Danger de rupture
2	24	1370	1,38	Stable
	25	1456	3,14	Stable
4	26	1370	1,60	Stable
	27	1456	4,22	Stable
5	28	1700	1,09	Danger de rupture
	29	1800	1,52	Stable
	30	1850	2,91	Stable

IV.VI.6 REDIMENSIONNEMENT DES PILIERS

Nous allons assurer un facteur de sécurité de 1.25 pour les piliers surdimensionnés pour voir combien on peut récupérer de chaque pilier déjà réalisé en utilisant le solveur sur Excel tel que les paramètres à varier sont la largeur et la longueur de pilier.

Pour les piliers qui ont un facteur de sécurité <1.25 il faut utiliser un soutènement pour éviter le Danger de rupture.

Tableau 36: Résultat de calcul du taux de défruitement après redimensionnement par SOLVEUR Excel

amas	n pilier	Niveaux	F après redimensionnement	largeur de pilier après redimensionnement	La longueur de pilier après redimensionnement	taux de défruitement après redimensionnement
3	1	1456	0,90	4	4	88,89%
	2		1,25	6,1	3,3	87,30%
	3		1,25	5,8	4,5	87,03%
	4		1,00	5,0	5,0	88,89%
	5		0,66	4,0	4,0	91,84%
	6		1,25	3,6	4,5	83,89%
	7		1,25	2,4	4,3	80,54%
	8		0,72	4,0	4,5	91,13%
	9		0,66	4,0	4,0	91,84%
	10	1513	1,25	2,0	2,5	81,84%
	11		1,25	2,0	4,8	81,84%
	12	1545	1,25	2,0	2,1	88,52%
	13		1,25	2,0	3,4	88,52%
	14		1,25	2,0	3,4	88,52%
	15		1,25	2,0	3,4	88,52%
	16		1,25	2,0	3,4	88,52%
	17	1576	1,25	1,2	4,3	90,79%
	18		1,25	1,8	1,3	92,25%
	19		1,25	1,9	1,3	92,36%
	20		1,25	2,2	1,5	92,90%
	21		1,25	1,6	1,6	91,89%
	22		1,25	1,2	2,7	90,68%
1	23		0,74	4,0	4,0	84,00%
2	24	1370	1,25	3,7	3,8	85,05%
	25	1456	1,25	2,1	2,9	91,46%
4	26	1370	1,25	3,4	3,6	86,46%
	27	1456	1,25	1,7	2,7	93,03%
5	28	1700	1,09	4,0	4,0	84,00%
	29	1800	1,25	3,5	3,7	86,00%
	30	1850	1,25	2,2	3,0	91,01%

IV.VI.7 VOLUME DE MINERAI RECUPERE APRES REDIMENSIONNEMENT DES PILIERS

Tableau 37: Résultat de calcul de volume de minerai récupéré après redimensionnement des piliers

n pilier	largeur initial	longueur initial	hauteur initial	volume initial	largeur final	longueur final	hauteur final	volume final	taux de récupération	volume de minerai récupéré
1	4	4	2,8	44,8	4	4	2,8	44,80	0,00%	0,00
2	6,5	3,5	2,8	63,7	6,1	3,3	2,8	56,69	11,01%	7,01
3	7	5	2,8	98	5,8	4,5	2,8	72,27	26,26%	25,73
4	5	5	2,8	70	5,0	5,0	2,8	70,00	0,00%	0,00
5	4	4	2,8	44,8	4,0	4,0	2,8	44,80	0,00%	0,00
6	5,5	5,5	2,8	84,7	3,6	4,5	2,8	45,52	46,26%	39,18
7	6	6	2,8	100,8	2,4	4,3	2,8	29,01	71,22%	71,79
8	4	4,5	2,8	50,4	4,0	4,5	2,8	50,40	0,00%	0,00
9	4	4	2,8	44,8	4,0	4,0	2,8	44,80	0,00%	0,00
10	4	6	2,8	67,2	2,0	2,5	2,8	13,97	79,21%	53,23
11	3	7,5	2,8	63	2,0	4,8	2,8	26,82	57,43%	36,18
12	3,5	6	2,8	58,8	2,0	2,1	2,8	11,77	79,98%	47,03
13	5	7	2,8	98	2,0	3,4	2,8	18,81	80,81%	79,19
14	4	6	2,8	67,2	2,0	3,4	2,8	18,81	72,01%	48,39
15	4	5,5	2,8	61,6	2,0	3,4	2,8	18,81	69,46%	42,79
16	4	7	2,8	78,4	2,0	3,4	2,8	18,81	76,01%	59,59
17	3,5	6	2,8	58,8	1,2	4,3	2,8	15,00	74,49%	43,80
18	5,5	2,5	2,8	38,5	1,8	1,3	2,8	6,71	82,57%	31,79
19	6	2,5	2,8	42	1,9	1,3	2,8	6,61	84,27%	35,39
20	5	2,5	2,8	35	2,2	1,5	2,8	9,32	73,38%	25,68
21	4	2,5	2,8	28	1,6	1,6	2,8	7,11	74,62%	20,89
22	3,5	4	2,8	39,2	1,2	2,7	2,8	9,08	76,83%	30,12
23	4	4	2,5	40	4,0	4,0	2,5	40,00	0,00%	0,00
24	4	4	3	48	3,7	3,8	3	42,91	10,60%	5,09
	4	4	3	48	2,1	2,9	3	18,56	61,32%	29,44
25	4	4	3	48	3,4	3,6	3	36,61	23,73%	11,39
	4	4	3	48	1,7	2,7	3	14,08	70,66%	33,92
26	4	4	4	64	4,0	4,0	4	64,00	0,00%	0,00
	4	4	4	64	3,5	3,7	4	51,51	19,52%	12,49
	4	4	4	64	2,2	3,0	4	26,60	58,44%	37,40

Volume total de minerai récupéré (m3) = 827.5 m3 = 3078 tonne.

IV.VII CHOIX DE MATERIELS POUR LA MINE D'ICHEMOUL

Le processus de l'exploitation du gisement d'Ichemoul se base sur plusieurs activités dont le respect de l'ordre est fondamental tels que :

- Activité Abattage (foration et tir).
- Activité chargement et transport.

Données de Base :

- Nombre de jours ouvrables par An = 230 J/An.
- Nombre de postes par jour = 01 P/Jour.
- Nombre d'heures par poste = 7 H/poste.
- Réserves exploitables pour dix ans d'activité :

Nous proposons d'exploiter le gisement de baryte d'Ichemoul en commençant par les deux amas 1 et 2 en parallèle jusqu'à l'épuisement puis les amas 3 et 4 puis l'amas 5.

Tableau 38: Réserve plombo-barytique exploitable 1966-1967(SONAREM)

AMAS N ⁰	Réserves exploitables 1966-1967	
	Tonnage	Teneur
1	114059,85	40,0215789
2	119462,5	45,0434113
3	186485	49,2690274
4	121562,95	37,3184881
5	471358,65	39,55
TOTAL GISEMENT	1012928,95	40,4218076

IV.VII.1 MATERIELS NECESSAIRE POUR LE PROCESSUS D'EXPLOITATION

IV.VII.1.a ACTIVITE ABATTAGE (MARTEAU PERFORATEUR)

Calcul de production annuel

Les travaux d'abattage et d'extraction consistent à abattre et à extraire 1012928,95tonnes de réserves exploitables préparées pour une durée de dix ans

$$1012928,95/10=101292,895 \text{ t/an}$$

Paramètres d'exploitation de la chambre

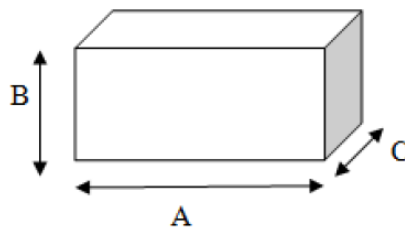


Figure XLIX: Dimensions de la chambre

$$A=6\text{m} ; B=3\text{m} ; C=4.4$$

Le poids volumique de tout-venant de minerai à abattre = 3.37 t/m³

$$\text{Volume abattue par tir} = 6 \times 3 \times 4.4 = 79.2\text{m}^3 = 267 \text{ tonnes/tir}$$

$$\text{Production nécessaire par jour} = 101292,895 / 230 = 440,4 \text{ t/poste}$$

$$\text{Nombres de tirs nécessaires/poste} = 440,4 / 267 = 1.64$$

Donc le nombre nécessaire est deux tirs par jour (1 tir dans chaque amas)

Et comme nous avons trois chantiers en parallèle (01 chantier pour les travaux préparatoires et 02 chantiers pour les deux amas en exploitation) donc :

Le nombre nécessaire de marteau perforateurs =3

IV.VII.1.b CHARGEMENT ET TRANSPORT SOUTERRAIN

Généralement, pour les gisements semi-plateaux et exploiter par la méthode des chambres et piliers, on utilise pour le chargement et le transport du minerai abattu les moyens suivants :

- Scrapers de raclage utilisés dans les recoupes et à l'intérieur des chambres d'abattages.
- Pelles chargeuse sur rail pour le chargement de la roche abattu dans les avancements (galeries).
- Wagonnets pour le transport vers l'extérieure de la mine.
- Locotracteur (électrique ou diesel) pour tracter les wagonnets vers les aires de stockage du tout-venant à l'extérieure de la mine.

Nombres de machines nécessaire

- **Scraper**

Le scraper se remplit et déplace sa charge dans un sens seulement. Dans l'autre sens le scraper reste vide.

Le rendement technique d'un scraper en m³ de minerai foisonné peut être déterminé par la formule :

$$P_{sc} = \frac{3600 \times V_{sc} \times K_{rem}}{\frac{L_s}{V_1} + \frac{L_s}{V_2} + t}, m^3/h$$

Où :

V_{sc} est la capacité de scraper

K_{rem} le coefficient de remplissage

K_{rem}=0.7-0.8 pour une granulométrie grosse

K_{rem}=0.9-1.1 pour une petite granulométrie

L_s la distance moyenne de raclage, m

V₁ vitesse à charger (V₁=1.1 – 1.3 m/s)

V₂ la vitesse à vide m/s (V₂=1,5-1.8)

t la durée de chargement et de déchargement du scraper

$$P_{sc} = \frac{3600 \times 0.3 \times 0.7}{\frac{40}{1.1} + \frac{40}{1.5} + 40} = 7.34 m^3/h$$

Le rendement pratique de scraper est donné par

R_{sc}=P_{sc} × K_u × T × p, t/poste

K_u est le coefficient d'utilisation du matériel durant le poste (K_u=0.8) ;

T la durée du poste de travail, h ;

P le poids volumétrique du minerai foisonné, t/m³

AN : $R_{sc} = 7.34 \times 0.8 \times 7 \times 3.37 = 138.52 \text{ t/poste} =$

Nombre de scraper nécessaire $= P/R_{sc} = 101292,895/31859.7 = 4$ scrapers

Nombre de scraper nécessaire = 4 scrapers

- **Pelles chargeuse sur rail**

Rendement :

$$R_{ac} = 3600 \times \frac{EG \times NH \times KU \times KR}{TC \times KF} \text{ (m}^3 \text{ /an).}$$

Rac : rendement annuel de la pelle chargeuse (m³/ an).

EG : capacité du godet de la pelle chargeuse = 0.3 m³.

NJ : nombre de jours ouvrables par an = 230 j /an.

Np : nombre de postes par jour = 1 p /jour.

NH : nombre d'heures par poste = 8 h /poste.

KU : coefficient d'utilisation de la pelle = 70%.

KR : coefficient de remplissage du godet de la pelle hydraulique = 80%.

TC : durée d'un cycle de la pelle chargeuse = 60 secondes.

KF : coefficient de foisonnement de la roche = 1,2.

3.37 tonnes/m³ poids volumétrique du tout-venant de baryte à transporter.

RAC = 15456 m³/an Soit 52086.72 tonnes / an. Soit 226.46 tonnes/poste

Nombre de pelles chargeuses nécessaires :

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$N_{ch} = P_p / R_{ch} \text{ chargeurs}$$

Où : N_{ch} : nombre de chargeurs nécessaires.

P_p : production par poste.

AN : N_{ch} = P_p / R_{ch} = 1.94

Donc le nombre de chargeurs nécessaires = 2 pelles chargeuses

- **Wagonnet**

Poids volumique de la charge dans le wagonnet P_{vc} :

Il est déterminé d'après la formule suivante :

$$P_{vc} = P_m / K_f \text{ t/m}^3$$

Où : P_m : Masse volumique de la roche dans le massif ; $\delta_c = 3,37 \text{ t/m}^3$

K_f : Coefficient de foisonnement, K_f = 1.2

Donc :

$$P_{vc} = 3,37 / 1,2 \text{ t/m}^3$$

$$P_{vc} = 2.8 \text{ t/m}^3$$

Poids de la roche contenu dans le wagonnet P_w :

Il est déterminé comme suit :

$$P_w = E_v \times P_{vc} \times K_r$$

Où : E_w : capacité de charge du wagonnet = 0.8 m^3

P_{vc} : masse volumique de la charge dans le wagonnet = 2.8 t/m^3

K_r : coefficient de remplissage du wagonnet = $0,9$

Donc : $P_w = 0.8 \times 2.8 \times 0,9 = 2 \text{ tonnes}$

$$P_w = 2 \text{ tonnes}$$

Calcul du nombre de cycles effectués par le wagonnet par poste N_{cy} :

Il est déterminé comme suit :

$$N_{cy} = T_p \times K_u / T_c \text{ cycles}$$

Où : T_p : Durée d'un poste de travail = 7 Heures = 420 mn.

K_u : Coefficient d'utilisation du locotracteur = $0,7$.

T_c : Durée d'un cycle du locotracteur = 15 min.

Donc :

$$N_{cy} = 420 \times 0,7 / 15 = 19.6 \text{ cycles}$$

$$N_{cy} = 19.6 \text{ cycles}$$

$$N_{cy} = 20 \text{ cycles}$$

Calcul du rendement du wagonnet par poste R_w :

Il est déterminé d'après la formule suivante :

$$R_w = N_{cy} \times E_w \text{ m}^3/\text{poste}$$

Où : E_w : capacité de charge du wagonnet = 0.8 m^3

Donc :

$$R_c = 20 \times 0.8 = 16 \text{ m}^3/\text{poste}$$

$$R_w = 16 \text{ m}^3/\text{poste soit } 53.92 \text{ tonnes/poste}$$

Nombre de wagonnets nécessaires N_w :

Il est déterminé comme suit :

$$N_w = P_p / R_w \text{ wagonnets}$$

$$N_w = 440,4 / 53.92 = 8.16 \text{ wagonnets}$$

Donc le nombre de wagonnets nécessaires $N_w=9$ wagonnets

IV.VIII TRAVAUX MINIERS PROPOSES

D'après les plans de développement de la mine suggérés au-dessus l'ensemble de travaux proposé par l'unité de l'ENOF pour l'éventuelle remise en exploitation de la mine d'Ichemoul de Batna se résumant dans le tableau suivant :

ENSEMBLE DE TRAVAUX PROPOSES POUR LES PROCHAINES ANNEES

Amas 1 :

Amas	Niveau	Type d'excavation	Longueur d'excavation (m)
1	1456.6	Galerie II	
	1509.8	Galerie IV	
	1559.0	Galerie VI	
	1623.2	Galerie VIII	
		Galerie d'étage	20
		Galerie d'étage	20
		Cheminée inclinée	100
		Cheminée inclinée	100
		Galerie d'étage	40
		Galerie creusée au sens du pendage	65
		Galerie d'étage	20
		Galerie creusée au sens du pendage	65
		Galerie d'étage	35
		Cheminée	120
	Galerie d'étage	30	

Amas 2 :

Amas	Niveau	Type d'excavation	Longueur de l'excavation (m)
2		Galerie d'étage	15
		Galerie d'étage	15
		Galerie d'étage	20
		Galerie creusée au sens du pendage	138
		Galerie creusée au sens du pendage	115

Amas 3 :

Amas	Niveau	Type d'excavation	Longueur d'excavation (m)
3	1545.2	Galerie XI	
	1456.6	Galerie II	
	1616.7	Galerie XIV	
		Galerie creusée dans le sens du pendage	120
		Galerie d'étage	105
		Galerie d'étage	100
		Galerie d'étage	30
		Galerie creusée dans le sens du pendage	50
	Cheminée inclinée	55	
	Traverbond	115	

Amas 4 :

Amas	Niveau	Type d'excavation	Longueur de l'excavation (m)
4	1456.6	Galerie II	
		Galerie d'étage	35
		Galerie d'étage	45
		Galerie creusée dans le sens du pendage	60
		Galerie creusée dans le sens du pendage	92
		Galerie creusée dans le sens du pendage	50

D'après les calculs de matériel nécessaire pour assurer l'exploitation de toutes les réserves exploitables on propose un régime de travaux minier, sur un poste de 7h, en trois chantiers en parallèle, deux amas en parallèle avec subdivision du matériel entre les deux chantiers et un chantier pour préparer les amas hors exploitation en creusant les ouvrages nécessaires indiqués dans les tableaux précédents pour le traçage des niveaux et des voies d'évacuation du minéral.

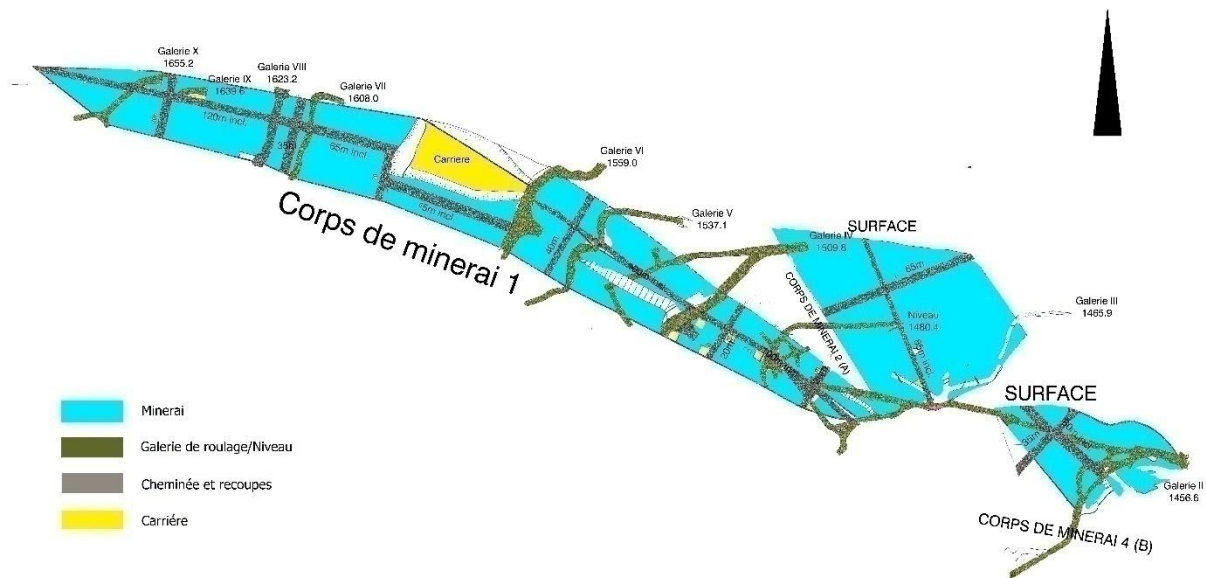


Figure L: Plan de l'amas 1



Figure LI: Plan de l'amas 3

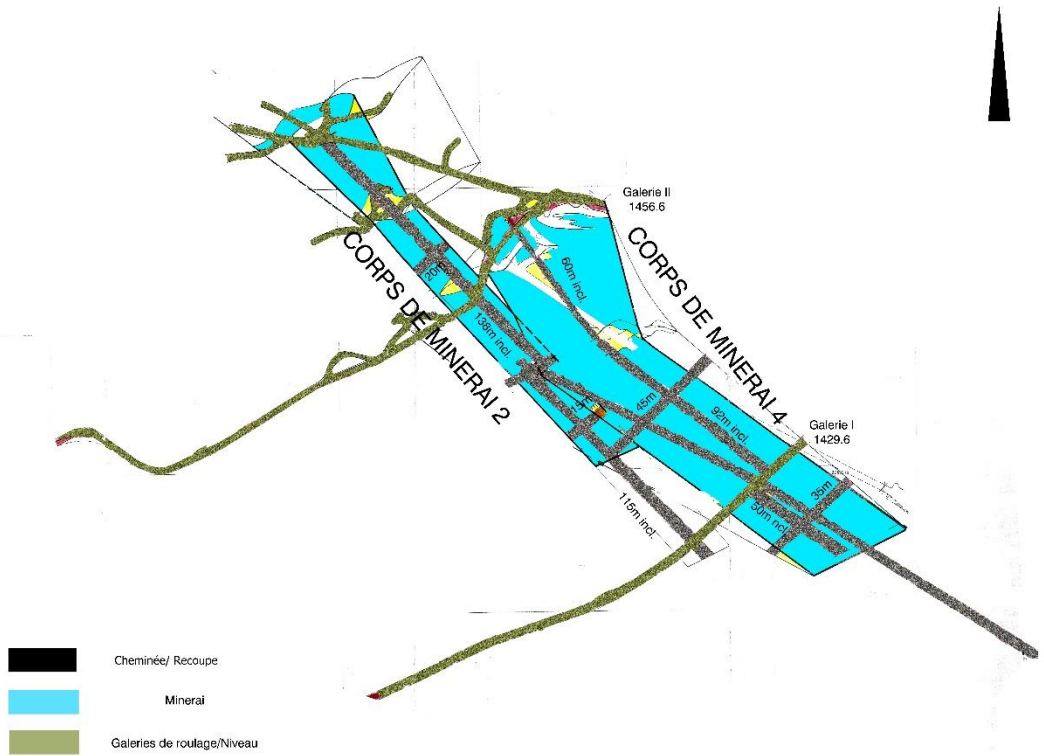


Figure LII: Plan de l'amas 2 et 4

CONCLUSION GENERALE

Dans cette étude nous avons pensé de trouver une approche numérique pour le choix de la méthode d'exploitation souterraine qui est l'une des décisions les plus importantes que les ingénieurs miniers doivent prendre, et pour atteindre cet objectif nous avons fait beaucoup de recherches profondes et sans autant oublier le manque de documentation pour ce sujet, pour qu'à la fin arriver à trouver que le problème du choix de la méthode d'exploitation souterraine a été étudié dans la littérature numériquement par NICHOLAS et que tous les autres systèmes effectués sont des systèmes modifiés de NICHOLAS, et comme notre but est de développer une méthode numérique nous avons proposé le modèle AHP afin que nous puissions analyser le problème de sélection sur la base de critères principaux avec leurs sous-critères.

Nous avons, de plus, utilisé une méthode traditionnelle (la méthode de l'aire tribulaire) dont le but est de donner une méthodologie d'analyse de la stabilité des piliers et aussi proposer une méthode de dimensionnement par la détermination du facteur de sécurité.

En outre nous avons construit un plan de tir sous forme Excel pour les travaux d'abattage que l'entreprise peut l'utiliser.

Egalement nous avons estimé le nombre de matériel (foration, transport et chargement) nécessaire pour le régime des travaux miniers tout en assurant la production projetée par l'entreprise.

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 à exploiter 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

- [1] N. CHIBKA. Exploitation des gisements métallifères. Office des publications universitaires. 240p
- [2] Nicholas, D. E. Method Selection-A Numerical Approach, Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines, 1981, 39-51p
- [3] Global services to the mining and energy industry. Etude pour la mise en exploitation du gisement d'OUED AMIZOUR. 2014
- [4] BELANTEUR Nazim. Analyse de l'influence des facteurs naturels et des paramètres d'exploitation sur le comportement des terrains dans la méthode d'exploitation par chambres et pilier. Projet de fin d'étude : géomineur : Alger, Ecole nationale polytechnique : 1989.
- [5] Serafettin Alpay a, Mahmut Yavuz b. Tunnelling and Underground Space Technology: Underground mining method selection by decision making tools. 2008, 173-184 p. Department of Industrial Engineering, Eskisehir Osmangazi University, 26030 Bademlik, Eskisehir, Turkey
- [6] K. Shahriar, E. Bakhtavar & Gh. Saeedi. A New Numerical Method and AHP for Mining Method Selection. 289-305p. Amirkabir University of Technology
- [7] Bhanu Chander Balusa 1. Amit Kumar Gorai. A Comparative Study of Various Multi-criteria Decision-Making Models in Underground Mining Method Selection: 2018. 17p. <https://doi.org/10.1007/s40033-018-0169-0>.
- [8] HADDOCHE Omar. Géologie, géologie et microthémométrie des minéralisations d'Ichemoul. Thèse de doctorat : Université science et technologie Houari Boumediène. 2000.
- [9] A. ARAB. Mr Oussikou, Mise en exploitation du gisement de djebel Ichemoul, projet fin d'étude. Ecole nationale Polytechnique. ALGER 1976.
- [10] ENOF. Rapport géologique gisement d'Ichemoul 6674AR, JANVIER 2015
- [11] GHEDIR Mahfoud. Audit environnemental du site Minier ENOF Ichemoul. October 2016.
- [12] U. I. KIKO. Construction des souterraines, partie 1. Université d'ANNABA. 1982
- [13] Ghislan Prévost, [Dimensionnement des piliers de mines : comparaison de deux Approches différentes]. Université de Montréal 1999.
- [14] Poulard F., Daupley X., Didier C., Pokryska Z., D'Hugues P., Charles N., Dupuy J.-J., Save M. Exploitation minière et traitement des minerais, La mine en France (Tome 6), 2017, 61, p11.
- [15] JARIKOUM, CHADRIN. Le Rapport sur les travaux de prospection géologique sur le gisement de Djebel Ichemoul effectué en 1966-1967. 46p
- [16] Etude de faisabilité. Rapport de l'unité documentation interne de l'unité
- [17] 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.

[18] SONAREM .recherche BATNA, Aurès, gisement d'Ichemoul ,1966-1967

[19]KERROUM Kamel, MELLAH Abdelmoumene.Plan d'exploitation du gisement de baryte de djebel Ichemoul wilaya de Batna. Projet de fin d'étude : Mines et geologie: Université Abderrahmane Mira de Bejaïa :2016.

[20]B.H.G.BradyetET. Brown, Rock Mechanics for Underground Mining, 1985

[21] Salamon (1967), Greenwald (1941) et Steart (1954).

[22] Ian Charles Anderson. The development of formulas for the estimation of coal pillar strength in australian coal mines.Projet de fin d'etude: the university of new south wales school of mining engineering:1999

[23] PETER DARLING. SME mining engineering handbook, third edition: society for mining, metallurgy and exploration Inc:1956. ISBN:978-087335-264-2. 1846p

[24] B.BOKY.Exploitation des mines. Editions MIR MOSCOU 1968. 687p

ANNEXES

Annexe I

Annexe 1: Tableaux récapitulatif des réserves et les catégories.

AMAS NO	catégorie	Réserves géologiques SONAREM 1966-1967		Perte%	Salis. %	Réserves exploitables 1966-1967	
		Tonnage	Teneur			Tonnage	Teneur
1	B	72 800	44,73	15	10	69 160	40,02
	C1	47 263	44,73	15	10	44 900	40,02
	C2	0	0,00	15	10	0	0,00
	TOTAL	120 063	44,73	15	10	114 060	40,02
2	B	11 800	46,55	15	10	11 210	41,65
	C1	113 950	50,74	15	10	108 253	45,39
	C2	12 500	46,55	15	10	0	0,00
	TOTAL	138 250	50	15	10	119 463	45,04
3	B	132 600	48,78	15	10	125 970	43,65
	C1	63 700	42,92	15	10	60 515	38,40
	C2	128 056	12,55	15	10	0	0,00
	TOTAL	324 356	33,33	15	10	186 485	49,27
4	B	26 900	37,76	15	10	25 555	33,79
	C1	101 061	42,76	15	10	96 008	38,26
	C2	0	0,00	15	10	0	
	TOTAL	127 961	41,71	15	10	121 563	37,32
5	B	0	0,00	15	10	0	
	C1	496 167	44,20	15	10	471 359	39,55
	C2	341 548	37,60	15	10	0	
	TOTAL	837 715	41,51	15	10	471 359	39,55
TOTAL GISEMENT	B	244 100	46,25	15	10	231 895	41,38
	C1	822 141	44,86	15	10	781 034	40,14
	C2	482 104	31,18	15	10	0	
	TOTAL	1 548 345	40,82	15	10	1 012 929	40,42

Annexe II

Annexe 2 : classification de choix des méthodes d'exploitation souterraines

Type de gisement	Pendage	Résistance du minéral	Résistance des épontes	Méthodes applicables
Couche ou filon très mince (Moins de 1m)	Fort	Bonne ou mauvaise	Bonne ou mauvaise	<ul style="list-style-type: none"> • Tranche montante avec découpage d'épontes • Sous niveaux abattus • Gradins droits
Couche ou filon mince (de 1 à 4m environ)	Faible	Bonne	Bonne	<ul style="list-style-type: none"> • Chambres et piliers • Taille remblayée
		Bonne ou mauvaise	Mauvaise	<ul style="list-style-type: none"> • Traçage et dépilage • Longue taille remblayée • Longue taille foudroyée
	Fort	Bonne	Bonne	<ul style="list-style-type: none"> • Gradins droits ou renversés • Chambres magasins • Sous niveaux abattus • Sous niveaux foudroyés • Chambre montante remblayée
		Bonne	Mauvaise	<ul style="list-style-type: none"> • Chambre montante remblayée • Chambre charpentée
		Mauvaise	Bonne	<ul style="list-style-type: none"> • Gradins droits • Sous-niveaux foudroyés • Chambre montante remblayée • Tranche uni descendante foudroyée • Chambre charpentée
		Mauvaise	Mauvaise	<ul style="list-style-type: none"> • Chambre charpentée • Chambre montante remblayée • Tranche montante avec remblai complet • Tranche uni descendante foudroyée
Couche ou filon	Faible	Bonne	Bonne	<ul style="list-style-type: none"> • Chambres et piliers
		Bonne ou mauvaise	Mauvaise	<ul style="list-style-type: none"> • Tranche uni descendante foudroyée • Sous-niveaux foudroyés
		Bonne ou mauvaise	Bonne	<ul style="list-style-type: none"> • Gradins droits • Chambre charpentée
	Bonne	Bonne	<ul style="list-style-type: none"> • Gradins droits • Chambre magasins • Sous niveaux abattus • Chambre montante remblayée • Tranche montante à remblai complet • Chambre charpentée 	
				<ul style="list-style-type: none"> • Chambre montante remblayée • Chambre charpentée

puissant (>4m)	Fort	Bonne	Mauvaise	<ul style="list-style-type: none"> • Tranche montante à remblai complet • Tranche uni descendante foudroyée • Sous-niveaux foudroyés
		Mauvaise	Bonne	<ul style="list-style-type: none"> • Gradins droits • Chambre charpentée • Sous-niveaux foudroyés • Tranche uni descendante foudroyée • Bloc foudroyé
		Mauvaise	Mauvaise	<ul style="list-style-type: none"> • Chambre charpentée • Tranche uni descendante foudroyée • Tranche montante à remblai complet • Sous-niveaux foudroyés
Amas		Bonne ou mauvaise	Bonne	<ul style="list-style-type: none"> • Gradins droits • Chambre magasins • Sous-niveaux abattus • Tranche montante à remblai complet • Tranche montante remblayée
		Mauvaise	Bonne ou mauvaise	<ul style="list-style-type: none"> • Chambre charpentée • Tranche montante à remblai complet • Tranche uni descendante foudroyée • Sous-niveaux foudroyés • Bloc foudroyé