



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République algérienne démocratique et populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique
جامعة العربي التبسي - تبسة
Université Larbi Tebessi – Tébessa
معهد المناجم
Institut des mines
قسم المناجم والجيوتكنولوجيا
Département des mines et de la géotechnologie



MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention d'un diplôme de Master académique

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des mines

Etude du processus d'abattage à l'explosif dans la carrière de calcaire de Ain El-Kébira Wilaya de Sétif

Présenté et soutenu par

- MOUSSAOUI Nacer
- BOUSMINA Ismail

Devant le jury:

		Grade	Etablissement
Président :	SAADAOUY Salah	M.A.A	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Encadreur :	BOUTERFIF Leila	M.A.A	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Examineurs :	GUEDRI Larbi	Pr	Université Larbi Tebessi - Tébessa



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد : بوسمينه اسماعيل

الصفة : طالب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 200393746 و الصادرة بتاريخ : 2016/04/27

قسم : المناجم و الجيوتكنولوجيا

المسجل بمعهد : المناجم

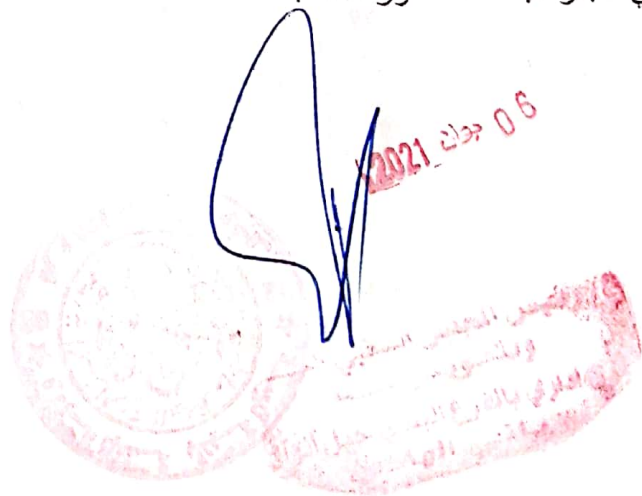
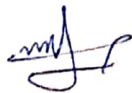
و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

**Etude du processus d'abattage à l'explosif dans la carrière de calcaire
de Ain El-Kébira Wilaya de Sétif**

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية
المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ:

06 جونا 2021
إمضاء المعني (ة)



06 جونا 2021

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد : موساوي ناصر

الصفة : طالب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 100726655 و الصادرة بتاريخ : 2016/04/27

المسجل بمعهد : المناجم قسم : المناجم و الجيوتكنولوجيا

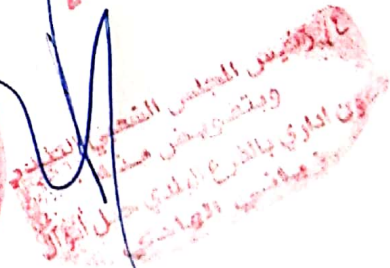
و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

**Etude du processus d'abattage à l'explosif dans la carrière de calcaire
de Ain El-Kébira Wilaya de Sétif**

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية
المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 08 جوان 2021

إمضاء المعني (ة)



Année universitaire : 2020-2021

Tébessa le :

Lettre de soutenabilité

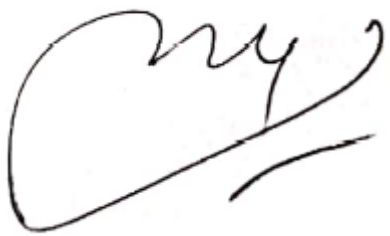
Noms et prénoms des étudiants :

1. MOUSSAOUI Nacer
2. BOUSMINA Ismail

Niveau : **2^{ème} année Master** Option : **Exploitation des mines.**

Thème : **Etude du processus d'abattage à l'explosif dans la carrière de calcaire de Ain El-Kébira Wilaya de Sétif**

Nom et prénom de l'encadreur : BOUTERFIF Leila

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Chapitre I : Théorie d'abattage	
Chapitre II : Paramètres influant sur le résultat des tirs à l'explosif	
Chapitre III : Influence de la nature du massif rocheux sur les résultats de tir	
Chapitre IV : Description générale de la carrière de Ain El Kebira	
Chapitre V : Analyse des processus de travaux d'abattage	

REMERCIEMENT

Nous tenons à remercier avant tout Allah, le tout miséricordieux, qui grâce à lui nous sommes arrivées à ce stade.

Toute notre gratitude va vers notre encadreur :

BOUTERFIF LEILA, pour son encouragement, sa patience et ses conseils précieux, ainsi que pour son suivi pas à pas de notre travail.

Nous remercions aussi l'ensemble des membres de jury Mr. GUEDRI LARBI et Mr. SAADAOUI SALAH qui nous ont fait l'honneur d'accepter de présider et d'examiner notre travail.

Un grand merci pour le personnel de la cimenterie particulière

Mr. KHERRIS Adel, Mr. MEZOVAR Soufiane,

Mr. FOUADI Walid et Mr. AMEKYAS Zouhir

Nous remercions Mr. GOUMRI Farid,

Mr. BELMADI Abdelkader et Mr. BOURTALI Said

Nous remercions CHERIGUI Mouhamed, CHABANE Rabah et ZOUAOUI Tarek, pour leur bonne réception au sien de résidence universitaire à Sétif

Enfin, tenons à remercier l'ensemble de nos enseignants et collègues de notre promotion de génie Minier.

NACER

ISMAIL

Dédicace

*Je dédie ce modeste travail en première lieu
la femme la plus affectueuse et la plus douce au monde
l'ange le plus tender qui a été toujours pour moi
une source d'amour, de pitié et d'espoir,
ma chère mère Maadouda
A celui qui m'a toujours encouragé et soutenue
moralement, mon très chère père Arezki
A mes sœurs Siham Nadiâ Leila Nacera et leur enfants
Raouf Mouhamed Maria Abd Elhakim
Hamza Med Abdellah
A tous les personnes de ma grande famille Moussaoui
et Baghdadi
A ma future femme Rym
A tous les personnes qui m'ont aidé dans ce mémoire et
qu'ils ont fait partie dans ma réussite
Abdellah, Oncle Madjid, Oncle Meziane
A toute la promotion de mine.*

Dédicace :

Je dédie ce modeste travail à :

***La personne qui a sacrifié toute sa vie pour faire
de moi ce que je suis,
qui n'a lésiné sur aucun moyen afin de me pousser
toujours vers l'avant...à toi papa Ali ! Merci.***

***La personne qui m'a soutenu par son amour et sa tendresse...à
toi maman Saliha ! Merci.***

A mes frères Mohamed et Loukman

A mes sœurs : Aicha et Hadjer

A ma deuxième famille MECHAEEL

A mes amies

***A tous ceux qui ont contribué d'une façon ou d'une autre
à la réalisation de ce modeste mémoire.***

ISMAL

Résumé

Résumé

En Algérie, l'exploitation des substances minérales prend de l'envergure et joue un rôle très important dans le développement économique du pays, la cimenterie d'Ain El Kébira est l'une des plus brillantes sociétés implantées sur le territoire algérien.

La Cimenterie d'Ain El Kébira est un exemple de réussite autant économique que social car elle a bravé les obstacles techniques et technologiques pour asseoir son leadership et donner un coup d'arrêt à l'importation du Ciment.

La fragmentation des roches à l'explosif est à rechercher tant sa qualité contribue à la réalisation d'une bonne exploitation en termes de qualité et de quantité.

Notre travail se veut une modeste contribution à l'étude du processus de l'abattage dans ses différents segments tels que les paramètres contrôlables et non contrôlables et conclure avec quelques recommandations.

Notre mémoire est subdivisé en deux parties : l'une est consacrée à l'aspect théorique, et la seconde qui se propose de faire un bilan des travaux effectués lors de notre stage pratique et d'en étudier les résultats. L'apport de la télédétection et de traitement d'images satellitaires (LANDSAT - LC08- L1TP bande 5 – zone 31) était nécessaire et ont servi à mettre en évidence les linéaments et à les traiter par la suite par des logiciels appropriés tels que Géomatica.

Mots Clés : Massif Rocheux, Discontinuités, Explosif, Linéaments, Projection Stéréographique, Fragmentation.

Abstract

Abstract

In Algeria, the exploitation of mineral substances is on the rise and has a very important role in the economic development of the country; the cement plant of Ain El Kébira is one of the most brilliant companies established on the Algerian territory.

The Cement Company of Ain El Kébira is an example of economic and social success as it has braved technical and technological obstacles to consolidate its leadership and put a stop to the importation of cement.

The fragmentation of rocks with explosives is to be sought as its quality contributes to the achievement of good exploitation in terms of quality and quantity.

Our work is intended to be a modest contribution to the study of the blasting process in its different segments such as controllable and non-controllable parameters and conclude with some recommendations.

Our thesis is subdivided into two parts: one is devoted to the theoretical aspect, and the second which proposes to take stock of the work carried out during our practical internship and to study the results. The contribution of remote sensing and satellite image processing (LANDSAT - LC08- L1TP band 5 - zone 31) was necessary and served to highlight the lineaments and to process them subsequently by appropriate software such as Geomatica.

Keywords: Rocky Massif, Discontinuities, Explosive, Lineaments, Stereographic Projection, Fragmenting.

ملخص

في الجزائر، يتزايد استغلال المواد المعدنية ويلعب دوراً مهماً للغاية في التنمية الاقتصادية للبلاد، يعتبر مصنع الأسمنت في عين الكبيرة من أكثر الشركات ذكاءً التي تم تأسيسها على التراب الجزائري. يعتبر مصنع عين الكبيرة مثالاً للنجاح الاقتصادي والاجتماعي حيث واجه العقبات التقنية والتكنولوجية لتعزيز ريادته ووقف استيراد الأسمنت. يجب البحث عن عملية تفتيت الصخور بالمتفجرات حيث تساهم جودتها في تحقيق الاستغلال الجيد كما ومن حيث النوعية.

يهدف عملنا إلى أن يكون مساهمة متواضعة في دراسة عملية التفجير ومراحلها المختلفة مثل المعلمات التي يمكن السيطرة عليها وغير المتحكم فيها ونختتم ببعض التوصيات. تنقسم أطروحتنا إلى جزأين: الأول مخصص للجانب النظري ، والثاني يهدف إلى تقييم العمل المنجز خلال فترة التدريب العملي ودراسة النتائج، كانت مساهمة الاستشعار عن بعد ومعالجة الصور الملتقطة من الأقمار الصناعية (LANDSAT - LC08- L1TP band 5 - zone 31) ضرورية وخدمت لتسليط الضوء على الخطوط ومعالجتها لاحقاً بواسطة برنامج مناسب مثل Geomatica .

الكلمات المفتاحية: كتلة صخرية ، انقطاعات ، متفجرات ، خطوط خطية ، إسقاط مجسم ، تجزئة.

SOMMAIRE

Sommaire

Remerciement

Dédicace

Résumé

Abstract

ملخص

Sommaire

Liste des tableaux

Liste des figures

Liste des symboles

Liste des abréviations

Introduction générale..... 1

Chapitre I. Théorie d'abattage

I.1. Introduction..... 2

I.2. L'abattage des roches..... 2

I.2.1. L'abattage à l'explosif 2

I.3. Les explosifs 3

• Les explosifs déflagrants..... 3

• Les explosifs détonants 3

• Les explosifs primaires 3

• Les explosifs secondaires 3

I.3.1. Les caractéristiques pratiques d'un explosif 3

A) La densité 4

B) Le diamètre critique de détonation 4

C) La sensibilité à l'amorce 4

D) La vitesse de détonation 4

E) L'énergie 4

F) L'aptitude à transmettre la détonation 5

G) La sensibilité aux chocs, à la friction, à la chaleur et à l'humidité 5

I.3.2. Types d'explosifs utilisés dans les carrières 5

I.3.3. Caractéristiques des explosifs produits en Algérie « Office National des substances Explosive » (ONEX) 6

▪ GELANITE 6

▪ MARMANITE 7

▪ TEMEX 8

Sommaire

I.4. Accessoires de tir	8
A) La mèche lente.....	8
B) Le cordeau détonant	8
C) Les Détonateurs pyrotechnique	9
D) Le fil de tir	10
I.5. Mécanismes de la Fragmentation	11
I.5.1. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux	11
a) Zone de broyage	11
b) Zone de fissuration radiale	12
c) Zone sismique.....	12
I.5.2. Effet des ondes réfléchies	12
I.5.3. Effet des gaz libérés, fragmentation finale	13
I.6. Critères de choix d'explosifs	14
A) Par rapport au massif rocheux	14
B) Par rapport à la productivité de l'entreprise	14
I.7. Processus technique de tir	14
I.8. Conclusion	15
Chapitre II : Paramètres influant sur le résultat des tirs à l'explosif	
II.1. Introduction.....	16
II.2. Paramètres incontrôlables.....	16
II.2.1. Comportement de la roche (Résistances et propriétés)	17
II.2.1.1. Module de Young (E)	17
II.2.1.2. Coefficient de Poisson (ν)	18
II.2.2. Discontinuités structurales	19
II.2.3. Conditions climatiques (Eau quelque fois contrôlable)	19
II.2.3.1. La Foration	19
II.2.3.2. Le choix de l'explosif	19
II.3. Paramètres contrôlables.....	20
II.3.1. Paramètres liés à l'énergie explosive	20
▪ L'énergie libérée.....	20
II.3.2. Types d'amorçages.....	20
A) Amorçage latérale	21
B) Amorçage ponctuel	21
II.3.3. paramètres liés au forage	21

Sommaire

II.3.4. Paramètres géométriques.....	22
II.3.4.1. Banquette	22
II.3.4.2. L'espaceur	22
II.3.4.3. Rapport de maille	22
II.3.4.4. Le diamètre du trou	23
II.3.4.5. L'inclinaison du trou	24
II.3.4.6. L'excès de forage (sous forage)	24
II.3.4.7. Profondeur du trou	25
II.3.5. Paramètres liés au Bourrage	25
II.3.5.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous	25
II.3.5.2. Qualité du matériau de bourrage	25
II.4. Conclusion.....	25
Chapitre III. Influence de la nature du massif rocheux sur les résultats de tir	
III.1. Introduction	26
III.2. Généralité sur les massifs rocheux	26
III.2.1. Les massifs rocheux	26
III.2.2. Matrice rocheuse	28
III.2.3. Description des discontinuités	28
III.2.3.1. Types de discontinuités.....	28
A) Les diaclases.....	28
B) Les failles (fractures).....	29
C) Joints de stratification.....	29
D) La schistosité.....	30
III.2.3.2. Caractéristiques des discontinuités	30
a) Son orientation	30
b) Sa fréquence	30
III.2.3.3. Paramètres géométriques	31
a) Orientation	31
b) Extension	32
c) L'espaceur des joints et densité	32
d) Ouverture	34
e) Persistance	35
f) Rugosité	36
g) Nombre de familles de discontinuités	37

Sommaire

h) Le degré de fissuration des roches	37
III.3. Influence du la nature de massif rocheux sur les résultats de tir	38
III.3.1. Nature de la matrice rocheuse	38
III.3.2. Influence de l'hétérogénéité du massif	40
III.3.3. L'influence des discontinuités.....	42
III.3.3.1. Influence de la blocométrie du massif	43
III.3.3.2 Influence de l'orientation des discontinuités	43
a) Tir avec le pendage	43
b) Tir contre pendage	44
III.3.3.3. Effets de la direction de tir par rapport à la direction des discontinuités principales	45
III.3.3.4. Effets des discontinuités sur la consommation spécifique.....	46
III.4. Etude des causes de provenance des hors-gabarits.....	47
a) La fissuration naturelle.....	48
b) Quantité d'explosif dans un trou	48
c) Paramètres de la maille.....	48
III.5.classification du massif rocheux	48
III.5.1. Introduction	48
III.5.2. Les buts des systèmes de classification des massifs rocheux	48
III.5.3. Classifications du massif rocheux	49
III.5.3.1. Les différents systèmes de classification des massifs rocheux	49
III.5.3.1.1. Systèmes du RQD (Rock Quality Designation)	49
A. Principe de calcul du RQD	49
B. Classification de massifs rocheux par RQD	50
III.5.3.1.2. La méthode de Z. Bieniawski (RMR)	51
A) Principe de calcul du RMR.....	51
B) Estimation des caractéristiques mécaniques des massifs rocheux à partir du RMR	54
a) La cohésion.....	54
b) L'angle de frottement	54
c) Le module de Young	54
C) Limitations du système RMR	54
III.5.3.1.3. Le système GSI Hoek et Brown (1997).....	55
III.6. Conclusion.....	56

Sommaire

CHAPITRE IV : Description générale de la carrière de Ain El Kebira

IV.1. Présentation de l'Entreprise	57
IV.2. Situation géographique du gisement d'Ain El Kebira	57
IV.3. Historique de la recherche minière du gisement	59
IV.4. Climat de la région	59
IV.5. Géologie régionale	60
IV.5.1. Stratigraphie de la région du Djebel Medjounés	60
IV.5.1.1. Le Trias	60
IV.5.1.2. Le Crétacé	60
IV.5.1.3. Le Tertiaire	60
IV.5.1.4. Le Quaternaire	61
IV.6. Géologie locale	63
IV.6.1. Stratigraphie et lithologie du gisement de calcaire	63
IV.7. La tectonique	68
IV.7.1. Le placement du gisement dans la tectonique régionale	68
IV.8. Minéralisation du gisement	69
IV.9. Caractéristiques qualitatives	71
IV.9.1. Composition chimique du gisement	71
IV.9.2. Propriétés physico-mécaniques	72
IV.10. Caractéristiques hydrogéologiques du gisement	72
IV.11. Réserves géologiques	72
IV.12. Réserves géologiques restant	73
IV.13. Substances extraites.....	74
IV.14. L'état actuel de la carrière.....	76
IV.14.1. Système d'exploitation.....	76
IV.14.2. Productivité projetée	76
IV.14.3. Ordre d'exploitation.....	76
IV.14.4. Les principaux paramètres de la carrière "AIN EL KEBIRA"	76
IV.14.5. Paramètres d'exploitation.....	77
IV.14.6. Régime de travail	78
IV.14.7. Travaux de forage appliqués	78
IV.14.7.1. Les moyens de forage utilisés.....	79
A) Caractéristiques des sondeuses	79
IV.14.7.2. Les explosifs utilisés dans la carrière de "Ain EL KEBIRA"	81

Sommaire

IV.14.7.3. Caractéristiques des explosifs utilisés	81
IV.14.8. Plan de tir	84
IV.14.9. Chargement et transport	85
IV.14.9.1. Chargement.....	85
IV.14.9.2. Transport.....	86
Chapitre V : Analyse des processus de travaux d'abattage	
V.1. Introduction.....	90
V.2. Description de la Zone d'étude.....	90
V.2.1. Contrôle et observation du terrain.....	91
V.2.2. Levé des discontinuités.....	96
V.2.2.1. Analyse des données.....	97
A) Linéament par traitement d'image satellitaire.....	97
✓ Résultats et interprétation	98
B) Projection stéréographique.....	99
V.3. Classification du RMR	100
V.3.1. Calcul du RMR pour la roche calcaire de Djebel Medjounes	100
V.3.1.1 La résistance à la compression uni-axiale (Rc)	100
A) Estimation des caractéristiques mécaniques des massifs rocheux à partir du RMR	104
a) La cohésion.....	104
b) L'angle de frottement.....	104
c) Le module de Young.....	104
V.4. le système GSI.....	104
V.5. Calcul du rendement de la sondeuse	105
V.6. Calcul des Paramètres des travaux de forage et de tir dans la carrière de Ain-El-kebira	108
V.6.1. Longueur de trou.....	108
V.6.2. Capacité métrique de trou	108
V.6.3. la consommation spécifique	109
V.6.4. Ligne de moindre résistance	110
V.6.5. Distance entre deux trous dans une rangée	111
V.6.6. Construction de la charge.....	111
A) Quantité d'explosifs nécessaire dans un trou	111
B) Quantité d'explosifs nécessaire dans un trou	111

Sommaire

C) Longueur de la charge inférieure et supérieure dans un trou	112
D) Longueur de bourrage total, L_b	112
E) Longueur du bourrage intermédiaire	112
F) Longueur du bourrage du bouchon	113
G) Volume de bloc à abattre	113
H) Volume de minerai à abattre par trou, V_t	113
I) Nombre de trous dans un bloc, N_{tr}	113
J) Section de bloc à abattre	114
K) Largeur d'enlevure, A	114
L) Longueur du bloc, L_b	114
M) Quantité totale d'explosif dans un bloc, Q_{tot}	114
N) Longueur totale forée, L_{tf}	114
O) Tas de roches abattues	114
P) Calcul de la consommation spécifique par la Méthode d'Ashby M.F.....	116
Q) Rayon de sécurité	117
Conclusion Générale	119

Bibliographie

Liste des tableaux

Nombre de tableaux	Titre de tableau	page
Chapitre I		
Tableau I.1	Résume les caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX	6
Tableau I.2	Caractéristiques de gélanite	7
Tableau I.3	Caractéristiques de marmanite	7
Chapitre II		
Tableau II.1	Paramètres contrôlables et non contrôlables	16
Tableau II.2	Choix de sondeuse	22
Chapitre III		
Tableau III.1	Description de l'espacement des discontinuités	34
Tableau III.2	Description des discontinuités selon la mesure des ouvertures	35
Tableau III.3	Classification des discontinuités selon leur extension	35
Tableau III.4	Classification des discontinuités en fonction d'ID (d'après B.R.G.M.- Guide de prospection des matériaux de carrière)	38
Tableau III.5	La matrice et son influence sur le tir (Mouza. D. J, Hadj Hassen. F, 2002)	39
Tableau III.6	Type d'hétérogénéités rencontrées dans un massif sédimentaire	41
Tableau III.7	Les discontinuités et leur influence sur le tir	42
Tableau III.8	Avantages et inconvénients des plans de tir à partir de la structure géologique du massif rocheux	45
Tableau III.9	Hydrogéologie et influence des conditions hydrologiques sur le tir	46
Tableau III.10	Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux	50
Tableau III.11	Classification RMR (Bieniawski, 1989)	53
Tableau III.12	Classes et propriétés globales des massifs rocheux	54
Tableau III.13	GSI et qualité de massif rocheux	55
Chapitre IV		
Tableau IV.1	Les coordonnées en UTM de ses points –limitent	58
Tableau IV.2	Composition chimique du gisement	71
Tableau IV.3	Les résultats de calcul des réserves	73
Tableau IV.4	Réserves calcaires du gisement du Djebel Medjounès	74
Tableau IV.5	La production de la carrière	76

Liste des tableaux

Tableau IV.6	Les paramètres principaux de la carrière	76
Tableau IV.7	Les éléments d'une carrière de AIN EL KEBIRA	77
Tableau IV.8	Paramètres de plate forme de travail	78
Tableau IV.9	Les sondeuses de la carrière de Ain Kebira	79
Tableau IV.10	Caractéristiques de la sondeuse Furukawa FRD DCR-20	80
Tableau IV.11	Caractéristiques de la sondeuse ATLAS copco ROC F6	81
Tableau IV.12	Caractéristiques des explosifs	81
Tableau IV.13	Caractéristiques des cordons détonants	83
Tableau IV.14	Paramètres de forage et de tir	84
Tableau IV.15	Caractéristiques techniques de chargeuse CAT 990K	85
Tableau IV.16	Les engins de chargement utilisés au niveau de la carrière	86
Tableau IV.17	Caractéristiques techniques de camion komatsu	87
Tableau IV.18	Caractéristiques techniques de camion Hitachi EH1000	88
Tableau IV.19	Les engins de transport utilisés au niveau de la carrière	88
Chapitre V		
Tableau V.1	Note d'ajustement pour l'orientation des joints	103
Tableau V.2	Classification selon RMR du gradin de calcaire	103
Tableau V.3	GSI et qualité du massif rocheux	104
Tableau V.4	Temps réel de foration chronométré	105
Tableau V.5	Valeur de Ksd dépend le nombre de surface libre	110
Tableau V.6	plan de tire Solon les paramètres calculés	115
Tableau V.7	Les valeurs selon la ligne moindre résistance	117

Liste des figures

Nombre de figure	Titre de figure	page
Chapitre I		
Figure I.1	Le cordeau détonant	9
Figure I.2	Le détonateur pyrotechnique microretard (DMR)	10
Figure I.3	Le fil de tir	10
Figure I.4	Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4)	13
Chapitre II		
Figure II.1	Courbe contrainte-déformation	17
Figure II.2	Caractérisation des roches selon le module de Young	18
Figure II.3	Caractérisation des roches selon le coefficient de Poisson	18
Figure II.4	Courbes idéales pression-temps pour deux types d'explosif	20
Figure II.5	Différents types d'amorçage	21
Figure II.6	Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	24
Chapitre III		
Figure III.1	Les trois principales structures de massifs rocheux, (CFMR-MMR, 2000)	27
Figure III.2	Structure géométrique d'un massif rocheux de calcaire	27
Figure III.3	Les diaclases	29
Figure III.4	Une faille d'un massif	29
Figure III.5	Joint de stratification d'un gradin de calcaire	30
Figure III.6	Orientation d'un plan de discontinuité	31
Figure III.7	L'extension	32
Figure III.8	Mesure de l'espacement	33
Figure III.9	l'espacement entre les joints	33
Figure III.10	Fissure ouverte et fissure remplie	34
Figure III.11	Caractéristiques des discontinuités dans un massif rocheux, traduit de Wyllie et Mah (2004)	36
Figure III.12	Profils de référence et chiffres-clés pour la détermination du coefficient de rugosité du joint (JRC).	37
Figure III.13	Risques de projection liés à la présence de zones de faiblesse	40
Figure III.14	Adaptation du chargement des trous de tir à l'hétérogénéité de compétence du massif rocheux	41

Liste des figures

Figure III.15	Déviation de foration due à la structure du massif : présence d'une famille de plans de discontinuité majeure	42
Figure III.16	Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par «Ashby»	49
Figure III.17	Une carotte (Zhao J., 2008)	50
Figure III.18	Illustration graphique des paramètres de caractérisation du RMR	52
Chapitre IV		
Figure IV.1	Situation géographique du gisement de calcaire d'Ain El Kebira (Google Earth 2021)	58
Figure IV.2	Carte géologique du Djebel Medjounès, et localisation du gisement de calcaire (d'après Carte Géologique de l'Algérie au 1/50000)	61
Figure IV.3	Délimitation de la carrière 2021	62
Figure IV.4	Colonne stratigraphique synthétique du Djebel Medjounés (d'après le sondage MDJ1, réalisé par GmbH)	63
Figure IV.5	Coupe géologique du gisement calcaire de Djebel Medjounés. Echelle:1/1250	67
Figure IV.6	Présentation des couches de calcaire	70
Figure IV.7	Coupes géologiques actualisées	75
Figure IV.8	Les éléments d'une carrière	77
Figure IV.9	Sondeuse Furukawa FRD DCR-20	79
Figure IV.10	Sondeuse ATLAS copco ROC F6	80
Figure IV.11	Sac anfolmil de 25 kg	82
Figure IV.12	Cartouche de marmanite	82
Figure IV.13	Cordeau détonant	83
Figure IV.14	DMR (Détonateurs Micro Retard)	83
Figure IV.15	Chargeuse CAT 990K	85
Figure IV.16	Parc des engins de chargement	86
Figure IV.17	Camion komatsu	87
Figure IV.18	Camion Dumper HITACHI EH1000	88
Figure IV.19	Parc des engins de transport	89
Chapitre V		
Figure V.1	Nature des fissures et des joints	91

Liste des figures

Figure V.2	Irrégularité de parois du front	91
Figure V.3	Chute des blocs sur pied de gradin	92
Figure V.4	Plate-forme étroite	92
Figure V.5	L'irrégularité des fronts de taille et blocs instables	92
Figure V.6	Front instable	93
Figure V.7	Fissure avec remplissage par l'argile	93
Figure V.8	Effet arrière di tir (fissuration de front)	93
Figure V.9	Foration vertical des trous	94
Figure V.10	Foration vertical des trous	94
Figure V.11	L'état de tas abattu	95
Figure V.12	Front de taille après le tir	95
Figure V.13	Présence de hors gabarit	96
Figure V.14	Mauvais chargement	96
Figure V.15	Linéament issue d'image Landsat,(LC08_L1TPbande5,Zone 31)	97
Figure V.16	Rosace issue de linéament	97
Figure V.17	La carte des lineaments	98
Figure V.18	Projection stéréographique (Nombre de famille)	99
Figure V.19	Projection stéréographique (position du gradin par apport des discontinuité)	99
Figure V.20	Projection stéréographique	100
Figure V.21	Carotte de calcaire	101
Figure V.22	Geological strength index for jointed rock (hoek and marinos, 200)	105
Figure V.23	L'état de tas abattu	115
Figure V.24	Schéma de plan de tir	116
Figure V.25	Le rayon de la zone dangereuse	118

Liste des abréviations

NGL : Nitro Glycérog Lycol.

TNT : Trinitrotoluène.

ANFO : Ammonium Nitrate Feule Oil .

ONEX : Office National des substances Explosive.

PVC : PolyVinyl Chloride .

DER : Détonateur Électrique demi Retard

DEI : Détonateur Electrique Instantané

DMR : Détenteur électrique Micro Retarde.

CFMR : Comité Francais de Mécanique des Roches

JRC : Coefficient de Rugosité du Joint

B.R.G.M : Bureau de Recherché Géologique et Minière

LCPC : Laboratoire Central des Ponts et Chaussées

RMR: Rock Mass Rating

RQD: Rock Quality Designation

SMR: Slop Mass Rating)

NGI: Norwegian Geotechnical Institutue

SRF : Stress Reduction Factor

SCAEK : Societé desciments de Ain El Kebira

SPA: Société Par Actions

GICA : Groupe Industriel des Ciment d'Algérie

CPJ : Le ciment Portland aux ajouts

CRS : Le Ciment Résistant Sulfate

UTM : Transverse Universelle de Mecator

SARL : Société à Responsabilité Limite

GmbH : Gesellschaft mit beschränkter Haftung

UREG: Unité de Recherche en Energie

KHD : Klöckner-Humboldt-Deutz AG - KHD, est un fabricant allemand historique et pionnier de moteurs à explosion.

CaO : La Chaux

SiO₂ : Quartez

Fe₂O₃ : Oxyde de Fer

Al₂O₃: Aluminium oxide

MgO: Oxide magnesium

SO₃: Trioxyde de soufre

Liste des abréviations

K₂O: Peroxide de potassium

Na₂O : Oxide de sodium

P₂O₅: Pentoxyde de phosphore

GSI : Geological strength index

Liste des symboles

Symbole	Designation	Unité
σ	Contrainte uni axiale ou force uni axial par unité de force, en unité de pression	MPa
ϵ_l	Déformation longitudinale.	/
E	Module de Young	MPa
ν	Coefficient de Poisson	/
$\delta\phi$	Variation de diamètre en fonction de la contrainte	m
δ_0	Diamètre initial de l'échantillon	m
$\delta\lambda$	Variation de longueur en fonction de la contrainte	m
λ_0	Longueur initiale de l'échantillon	m
ϵ_t	La déformation transversale	/
ϵ_l	La déformation axiale	/
ID	Le degré de fissuration des roches	m
L	longueur de la partie étudiée du massif	m
n	Nombre de fissures sur la partie mesurée	Fissure
Q_{exp}	Consommation spécifique d'explosif	Kg/m ³
ϕ	Angle de frottement interne de la roche	degré°
i	Angle de rugosité des surfaces de ruptures	degré°
RQD	Rock Quality Index	%
J_v	Le nombre de joints de fissure par mètre cube	/
RMR	Rock mass rating	/
A1	Résistance en compression uniaxiale de la roche intacte	note
A2	RQD(Rock Quality Index)	note
A3	Espacement moyen des discontinuités	note
A4	Condition des discontinuités	note
A5	Les conditions hydrogéologiques du massif rocheux	note
A6	Orientation des discontinuités par rapport aux directions représentatives du problème traité	note
C_{eq}	La cohésion	Kpa
ϕ_{eq}	L'angle de frottement	degré
R_c	Résistance en compression uniaxiale.	Mpa
R_t	Résistance en traction	Mpa

Liste des symboles

σ_1	Contrainte principale majeure	Mpa
Q	Quantité des réserves	tonne
V	Volume	m^3
P_V	Poids volumique	t/m^3
R_S	Rendement de la sondeuse	m/p
T_P	Durée d'un poste de travail	heures
k_u	Coefficient d'utilisation de la machine	/
V_f	La vitesse de forage	m/h
L_{tr}	Longueur totale de trou	m
T_f	Temps effectif de forage	heure
$N_{sondeuse}$	Nombre de sondeuses	sondeuse
Q_c	La production annuelle de la carrière	t/an
K_r	Coefficient de réserve	/
R_s	Rendement de la sondeuse	m/p
N_p	Nombre de poste de travail	poste
N_j	Nombre de jours ouvrables par an	jours
γ	Masse volumique	t/m^3
V_m	Volume de la roche à abattre par un mètre de trou	m^3
V_{tr}	Volume de trou	m^3
B	La largeur de la banquette	m
E	L'espacement entre les trous	m
β	L'inclinaison de trou	degré
l_{ex}	Longueur de l'excès de forage	m
D_{tr}	Diamètre du trou	mm
K_s	Coefficient tenant compte des propriétés des roches et de l'inclinaison de trou	/
P	Capacité métrique de trou	(Kg/m)
Δ_{moy}	Densité moyenne d'explosif utilisé	(Kg/m^3)
q_p	La consommation spécifique	g/m^3
$q_{ét}$	La consommation spécifique d'explosif étalon	g/m^3
K_{ex}	Coefficient qui tient compte de la différence d'aptitude du travail d'explosif	/
K_f	Coefficient tenant compte de l'influence de fissuration	/

Liste des symboles

Im	Dimension moyenne du bloc dans le massif	m
K_d	Coefficient qui tient compte de la valeur maximum admissible du morceau abattu	/
K_c	Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge	/
K_v	Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif	/
K_{sd}	Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées du massif tiré	/
q_p	La consommation spécifique utilisée au niveau de la carrière	kg/m ³
W	Ligne de moindre résistance	m
m	Le coefficient de rapprochement entre deux trous	/
a	Distance entre deux trous dans une rangée	m
Q_{ex}	Quantité d'explosifs nécessaire dans un trou	kg
Q_{ch inf}	Quantité de la charge inférieure	Kg/trou
L_{ch inf}	Longueur de la charge inférieure	m
Q_{ch sup}	Quantité de la charge supérieure	Kg/trou
L_{ch sup}	Longueur de la charge supérieure	m
L_b	Longueur de bourrage total	m
L_{b int}	Longueur du bourrage intermédiaire	m
L_{bb}	Longueur du bourrage du bouchon	m
L_{ch}	Longueur de la charge dans chaque trou	m
V_b	Volume de bloc à abattre	m ³
N_{int}	Intervalle de tirs par semaine	tirs
N_s	Nombre de semaine	semaine
P_{an}	Production annuel	Tonnes
V_{an}	Volume de production annuel	m ³
V_t	Volume de minerai à abattre par trou	m ³
N_{tr}	Nombre de trous dans un bloc	trous
S_b	Section de bloc à abattre	m ²
A	Largeur d'enlevure	m
L_b	Longueur du bloc	m
Q_{tot}	Quantité totale d'explosif dans un bloc	Kg

Liste des symboles

L_{tf}	Longueur totale forée	m
H_t	Hauteur du tas	m
X_t	Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure	m
W_{con}	La ligne de moindre résistance conditionnelle	m
Φ	Angle de frottement interne	degré
i	Angle de rugosité des surfaces de rupture	degré

INTRODUCTION

GÉNÉRAL

Introduction générale

Introduction générale

Le potentiel économique d'un pays est tributaire de l'importance de ces ressources naturelles et des moyens mise en œuvre pour leur exploitation.

En Algérie, l'exploitation des substances minérales est en plein essor et va sans doute participer à l'effort de développement d'une industrie pérenne et viable. La cimenterie d'Ain El Kébira est un exemple de réussite autant économique que social car elle a bravé les obstacles techniques et technologiques pour asseoir son leadership et donner un coup d'arrêt à l'importation du ciment. Bien plus, la société a entamé avec bonheur les premières exportations de son produit fini.

Pour parvenir au ciment qui est le produit fini de la société des ciments, tout un processus de transformations de minéraux est nécessaire ; aussi, des carrières de calcaire, matière principale, de Schistes, de Marnes et Minerai de Fer comme matières d'ajout sont exploitées par la société.

Notre travail voudrait apporter une modeste contribution à l'étude du processus de l'abattage et de relever les points forts et moins forts et par conséquent émettre quelques recommandations.

Pour ce, nous avons axé notre travail sur un pan de carrière, le gradin n° 6 de la zone 1 que nous avons jugé très représentatif; Nous avons fait appel à la télédétection pour acquérir des images satellitaires (par le biais de LANDSAT –LC08-L1TP bande 5) de toute la région de Sétif pour en extraire quelques photos pour les superposer sur une carte de Google Earth. Les Logiciels utilisés sont Globe Mapper, Géomatica et Roc Works. L'objectif étant de mettre au jour une carte des linéaments de la zone et procéder au traitement des données fournies par les images et qui seront utiles pour une étude du processus d'abattage.

La qualité de la fragmentation demeure une préoccupation permanente et son amélioration est à rechercher constamment. Cette qualité a une influence importante sur les indices technico-économiques des processus technologiques, de l'amont à l'aval.

Notre mémoire est subdivisé en deux parties : l'une est consacrée à l'aspect théorique, quant à la seconde, elle se propose d'étudier les résultats d'abattage et d'émettre des recommandations quant à l'amélioration de la qualité des tirs à l'explosif.

Chapitre I

Théorie d'abattage



Chapitre I. Théorie d'abattage

I.1. Introduction

L'abattage des roches représente la première phase des processus technologiques de l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction.

Les travaux de tir est l'une des opérations de base de l'exploitation minière et l'industrie des carrières, un tir efficace pour une géologie donnée, le volume de la roche à abattre et les conditions de sécurité sont les résultats d'un choix correct des types d'explosifs, la quantité d'explosifs et la planification de tir.

I.2. L'abattage des roches

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Il consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents.

En pratique minière, il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir :

- L'abattage mécanisé.
- L'abattage par fil diamanté.
- L'abattage à l'explosif. etc...

Dans la carrière d'Ain El Kebira, l'abattage se fait par l'explosif parce que le calcaire qui forme le gisement est caractérisé par une dureté $f=7$.

L'utilisation de la méthode d'abattage à l'explosif ne donne jamais un taux de blocs hors gabarit égal à 0 % quel que soit le réglage de la qualité de la fragmentation des roches, à cause de la fissuration du massif et la dissipation élevée de l'énergie du tir dans l'atmosphère. [1]

I.2.1. L'abattage à l'explosif

C'est la méthode la plus usitée. L'abattage en masse de blocs à l'explosif concerne essentiellement les roches dures, elle se fait dans des gradins prédécoupés par des forages, sur 10 mètres de paroi au maximum. Dans les forages, on place les explosifs caractérisés par une forte puissance ; l'explosion interne développe une pression de gaz pouvant dépasser quelques centaines de milliers de bars.

C'est un procédé très important, il consiste non seulement à choisir le type d'explosif en fonction des contraintes du milieu mais aussi à déterminer la quantité nécessaire dans le trou, sa répartition et son initiation. [2]

I.3. Les explosifs

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court sous l'influence de la chaleur ou d'une action électrique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température.

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

- combustion simple.
- Déflagration.
- Détonation.

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

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

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation. En fonction de la vitesse de transformation de la matière, on distingue :

- **Les explosifs déflagrants** : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde).
- **Les explosifs détonants** : leur décomposition est rapide (2000 à 7000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve :

- **Les explosifs primaires** : très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc.
- **Les explosifs secondaires** : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif. [1]

I.3.1. Les caractéristiques pratiques d'un explosif

La caractérisation en laboratoire des explosifs industriels est indispensable au développement et à l'agrément de formules nouvelles. Cependant, la plupart des mesures effectuées sur les explosifs présentent un caractère strictement comparatif, les conditions expérimentales étant assez éloignées des conditions réelles d'utilisation. [3]

Les principales caractéristiques des explosifs industriels sont les suivantes :

A) La densité

C'est une caractéristique importante qui peut remettre en cause la réussite d'un travail à l'explosif, elle est exprimée en gr/cm^3 . Avec un explosif de haute densité, l'énergie développée sera concentrée, ceci est conseillé dans des travaux de décrochage, de forage et d'abattage dans les sols résistants et rigides. Pour un explosif de faible densité, le travail de fragmentation et de fissuration sera fait avec une grande répartition de l'énergie, ceci est conseillé pour des sols friables et pour des roches tendres. [4]

B) Le diamètre critique de détonation

C'est, par définition, le plus petit diamètre d'une charge explosive au-dessous duquel la détonation est impossible à l'air libre, car l'onde explosive ne peut s'y entretenir. Bien que l'utilisation dans un trou de mine puisse, du fait du confinement, abaisser la valeur du diamètre critique de détonation de l'explosif, il est évidemment souhaitable que le diamètre du trou soit supérieur au diamètre critique de détonation mesuré à l'air libre. [3]

C) La sensibilité à l'amorce

Toute onde de choc n'est pas capable d'amorcer la détonation de l'explosif considéré. Il existe une pression minimale pour cet amorçage.

Dans la pratique, on distingue :

- Les explosifs «sensibles au détonateur» (c'est le cas de la plupart des explosifs industriels encartouchés).
- Les explosifs qui, pour leur amorçage, nécessitent soit un cordeau détonant, soit un «bousteur». [3]

D) La vitesse de détonation

Il s'agit de la vitesse de propagation de l'onde de choc dans le matériau explosif. Elle conditionne le pouvoir brisant de l'explosif et de l'état de fracturation à attendre du tir. La vitesse de détonation est fortement influencée par les conditions du tir. Elle croît notamment avec le confinement et le diamètre de la charge jusqu'à un optimum. . [3]

E) L'énergie

Par définition, l'énergie d'un explosif correspond à la quantité de chaleur qu'il dégage à volume constant. Il s'agit de l'énergie totale disponible qui serait libérée dans un cas idéal. Au cours d'un tir, l'énergie explosive réellement utilisée ne représente qu'une faible part de l'énergie chimique théorique.

Une grande partie de l'énergie disponible est perdue dans le trou de mine sous forme d'onde sismique (vibration), d'onde aérienne (bruit) et de chaleur.

En pratique, on aura plutôt recours aux énergies de choc et de gaz qui sont respectivement fonctions de l'amplitude de l'onde de choc transmise dans le milieu connexe et du volume de gaz produits sous pression. [3]

F) L'aptitude à transmettre la détonation

Au cours du remplissage d'un trou de mine avec un explosif encartouché, il se peut que la charge soit interrompue par un intervalle d'air, de fragments de roches ou de forage.

De ce fait, afin de limiter le risque de ratés, on impose que l'explosif ait une certaine aptitude à transmettre la détonation entre cartouches non jointives.

Cette aptitude est caractérisée par le « coefficient de self excitation » de l'explosif considéré, qui est défini comme la distance (exprimée en cm) à laquelle la détonation d'une des cartouches se transmet à la seconde avec une probabilité de 50 %. [3]

G) La sensibilité aux chocs, à la friction, à la chaleur et à l'humidité

Ces dernières caractéristiques sont celles qui vont imposer les conditions de mise en œuvre et de stockage de l'explosif. . [3]

I.3.2. Types d'explosifs utilisés dans les carrières

On distingue quatre types d'explosifs:

- **Les dynamites:** Les dynamites contiennent de 10 à 90 % de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et dinitroglycol, composant qui assure la qualité antigel de la dynamite. La nitroglycérine est très sensible au choc et à la friction et sont à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine.
- **Les explosifs nitrates:** Les explosifs nitrates sont à base d'ammonium 80% environ et d'un explosif pur (TNT, pentrite).
- **Les émulsions:** Les émulsions sont des mélanges de deux liquides : du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile, l'ensemble étant stabilisé par des tensioactifs.
- **Les nitrates fuels (ANFO):** Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6%. [5]

Tableau I.1. Résume les caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX.

Désignations	Densité g/cm³	Vitesse de Détonation m/s	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	1,4 – 1,5	4000 – 6000	Excellent	Roches dures et humides
Nitrates	1,0 – 1,15	4000 – 6000	Médiocre	Roches de dureté moyennes peu humide
Nitrate fuels	0,9	3000 – 4000	Faible	Roches de dureté moyennes et tendres
Emulsions	1,2 – 1,5	4000 – 5000	Excellent	Roches dures et humides

I.3.3. Caractéristiques des explosifs produits en Algérie « Office National des substances Explosive » (ONEX)

➤ GELANITE

La gélanite est un explosif nitré d'une consistance gélatineuse dont la couleur varie du jaune au marron clair. Ce type d'explosif est caractérisé par une densité élevée traduit par une vitesse de détonation important.

Tableau I.2. Caractéristiques de gélanite.

Caractéristiques	Gelanite	Unité
Densité	1.5	g/cm ³
Nature	gélatineux	/
Résistance à l'eau	bonne	/
Vitesse de détonation	4500	m/s
Couleur	rouge	/
Diamètre de cartouche	80	mm
Poids de cartouche	2.5	Kg
Longueur de cartouche	50	Cm

- **Utilisation**

Utilisée dans des terrains à roches dures à semi dures, pour des travaux d'abattage à ciel ouvert ou en souterrain.

- Travaux à ciel ouvert : carrières, travaux publics, fonçage des puits.
- Travaux souterrains : exploitations souterraines, creusement de tunnel,
- Travaux d'aménagement des ports ...etc.

- **Avantages**

- Consistance gélatineuse très résistante l'eau.
- Explosif dense traduit par une vitesse de détonation élevée.
- Capacité d'abattage des roches très dures même en présence d'eau.

➤ **MARMANITE**

la marmanite est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT.

Tableau I.3. Caractéristiques de marmanite.

Caractéristiques	Marmanite	Unité
Densité	1	g/cm ³
Nature	poudre	/
Résistance à l'eau	moyenne	/
Vitesse de détonation	4400	m/s
Couleur	gris	/
Diamètre de cartouche	80	mm
Poids de cartouche	2.5	Kg
Longueur de cartouche	50	cm

- **Utilisation**
 - Utilisable dans les terrains secs ou faiblement humides .
 - Elle est adaptée aux terrains à roche tendre à mi-durs .
- **Avantages**
 - Explosif de sûreté, peu sensible aux actions mécaniques.
 - Explosif caractérisé par une charge linéaire réduite qui favorise son utilisation pour les terrains mi-durs.

➤ **TEMEX**

Le TEMEX fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif fabriqué par l'ONEX par rapport aux explosifs classiques des avantages substantiels à savoir :

- Produit hydrofuge, utilisé à ciel ouvert et en souterrain, même en milieu subaquatique.
- Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage et de l'utilisation.

I.4. Accessoires de tir

Pour la mise à feu des différentes charges explosives, il est nécessaire de recourir à des moyens d'inflammation spécialement conçus pour les travaux de mine tels que : mèche lente, détonateur pyrotechnique, amorce électrique, cordeau détonant etc...

Le succès d'une volée dépend dans beaucoup de cas de ces dispositifs de mise feu, de leur mise en œuvre et de l'emploi judicieux qu'on en fait. Leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif. [2]

A) La mèche lente

La mèche lente est constituée d'une âme de poudre noire, entourée de plusieurs enveloppes de fils tressés, recouverts d'une gaine de PVC.

D'une bonne résistance aux efforts mécaniques, elle offre une résistance élevée à l'eau.

Sa vitesse de combustion est de 90 à 120 m/s. Elle est utilisée pour l'allumage des détonateurs pyrotechniques.

B) Le cordeau détonant

Le cordeau détonant est flexible, il est composé d'une âme en penthrite. C'est un explosif très puissant, il est enveloppé de fils tressés recouverts d'une matière plastique. Cela lui confère une étanchéité et une résistance élevées à l'eau. Sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s.

Il sert essentiellement à transmettre la détonation à plusieurs charges lors des tirs simultanés. Il peut remplacer, dans certains cas, la charge explosive pour certains types de travaux tels que pré fissuration, découpage et post-découpage de la roche.



Figure I.1. Le cordeau détonant.

C) Les Détonateurs pyrotechnique

Pour l'amorçage des charges d'explosifs, ces détonateurs peuvent être classés au vu de leur sensibilité et l'électricité selon trois catégories.

- **Détonateurs instantanés**

Avec l'emploi de détonateurs instantanés, l'amorçage des charges explosives sont parfaitement simultanés. Il n'y a pas de retard (le numéro de retard est égal à zéro).

- **Détonateurs sismiques**

L'ONEX produit pour la recherche géophysique des détonateurs instantanés dits sismiques spécialement adaptés pour les tirs de sondage (régularité d'allumage, étanchéité, bonne protection).

- **Détonateurs à retard**

- **Détonateurs à retard demi-seconde « DER »**

L'emploi des détonateurs retard de demi-seconde (DER), l'amorçage de la charge explosive se fait après la combustion de la composition retardatrice. Les temps de retard varient de 0,5 seconde pour le n°1 jusqu'à 6 secondes pour le n°12; il existe 12 numéros de retard, soit 13 avec le numéro zéro (détonateur instantané).

- Détonateurs microretard « DMR »

Ces détonateurs diffèrent des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus court de l'ordre de 20 ms. L'ONEX fabrique des détonateurs à microretard avec 12 degrés de retard. La durée du retard en ms varie entre 0 à 240 ms.



Figure I.2. Le détonateur pyrotechnique microretard (DMR)

D) Le fil de tir

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm². Sa résistance pour 100 m est de 6,1Ω. [2]



Figure I.3. Le fil de tir.

I.5. Mécanismes de la Fragmentation

Quand un explosif détone, il se produit simultanément et selon une succession rapide, une série de phénomènes. Ainsi en se décomposant, l'explosif dégage en très grand volume de gaz porté à une température très élevée. Ses gaz d'explosion atteignent une pression de plusieurs kilo-bars et une température de 3000°C. L'onde de choc parcourt la roche à une grande vitesse de 2000 à 8000 m/s. Il est souhaitable pour une bonne fragmentation que la vitesse de détonation de l'explosif soit supérieure à la vitesse de référence de la roche.

La détonation de la charge transmet au massif des contraintes pouvant engendrer des déformations transitoires ou bien irréversibles. [6]

I.5.1. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux

La détonation d'une charge s'accompagne de déformations dans le massif selon trois zones distinctes :

- La zone de broyage.
- La zone de fissuration radiale.
- La zone sismique.

a) Zone de broyage

Les contraintes de compression subies à proximité de la paroi du trou dans les premiers temps de la propagation généralement excèdent la résistance à la compression de la roche. Tout se passe comme si cette zone était soumise à un régime hydrodynamique. (Figure I.4 phase1).

La décroissance des contraintes est toutefois très rapide de sorte que. De 3 à 5 r_c (rayon de la charge, elles reviennent en deçà de la résistance à la compression de la roche).

L'épaisseur de la zone de broyage dépend essentiellement de la pression maximale à la paroi du trou et des propriétés dynamique de la roche. Les roches cristallines à porosité faible offrent une résistance plus importante au broyage que les roches tendres et /ou poreuses [7].

La pression à la paroi du trou dépend de la densité de l'explosif. Par conséquent, l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité du chargement.

b) Zone de fissuration radiale

Dans cette zone (figure I.4 phase 2), la roche subit, en plus de la contrainte de compression, une contrainte tangentielle en traction; Des fissures radiales se développent autour de la cavité jusqu'à ce que la contrainte tangentielle devienne inférieure à la résistance dynamique en traction de la roche. Ceci peut couvrir des distances comprises entre $20 r_c$ et $50 r_c$.

Toutefois, le mécanisme de la propagation de ces fissures n'est pas aussi clair. [8]

D'après des essais au laboratoire des tirs (sur modèle physique) et en utilisant la méthode photographique, a conclu que ces fissures sont initiées et propagées à partir des fractures.

c) Zone sismique

Dans cette zone, aucune fissuration marquante n'apparaît et le massif rocheux suit un modèle classique de comportement élastique.

I.5.2. Effet des ondes réfléchies

Dans le cas précédent, nous avons supposé le massif infini. En fait, les tirs sont généralement réalisés près d'une face libre qui contient une discontinuité importante. En effet, dès qu'elle rencontre une discontinuité, l'onde de contrainte émise se scinde en une onde transmise et une onde réfléchie.

La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et d'autre part de la discontinuité.

Dans le cas de l'interface roche/ air pris dans cet ordre, la réflexion est presque totale.

L'onde de compression (longitudinal) se réfléchit en une onde de traction et elle peut conduire à des contraintes excédant la résistance à la traction de la roche. Cela se produit, lorsque la distance entre la source et la discontinuité est faible. Une fissuration parallèle au plan d'onde apparaît alors. Ce phénomène est appelé écaillage (phénomène illustré par le test de la barre d'hopkinson, figure I.4 phase 2 et 3).

La présence de nombreuses discontinuités dans le massif (micro fissures) induit deux effets sur l'onde qui se propage:

1. Affaiblissement du maximum de contraintes,
2. Diminution des fréquences associées aux ondes de contraintes (phénomènes vibratoires).

Les ondes réfléchies jouent deux rôles:

- Modification de l'orientation des fissures radiales;
- Initiation de nouvelles fissures. Ainsi une nouvelle fissuration perpendiculaire à l'écaillage apparaît au voisinage de la surface libre. [9]

I.5.3. Effet des gaz libérés, fragmentation finale

La fissuration générée par l'onde émise et l'onde réfléchie permet aux gaz libérés de poursuivre leur propagation et d'affaiblir davantage le massif ; Ils filtrent dans les fissures, prolongeant éventuellement la fissuration et mettent en mouvement les blocs obtenus. (Figure I.4. phase 4).

Jaeger et Cook (1979) prétendent que les gaz libérés [10] sont le facteur principal de la fragmentation. La génération de la fissuration radiale ne peut pas être le résultat de l'onde de choc émise, selon eux, car la vitesse de la propagation des ondes est bien plus élevée que la vitesse de la propagation de ces fissures. C'est alors la pression quasi-statique créée par les gaz libérés qui engendre des contraintes compressives radiales et des tractions tangentielles, lesquelles génèrent ces fissures. Elles sont par la suite prolongées par les gaz sous pression responsables de la fragmentation finale.

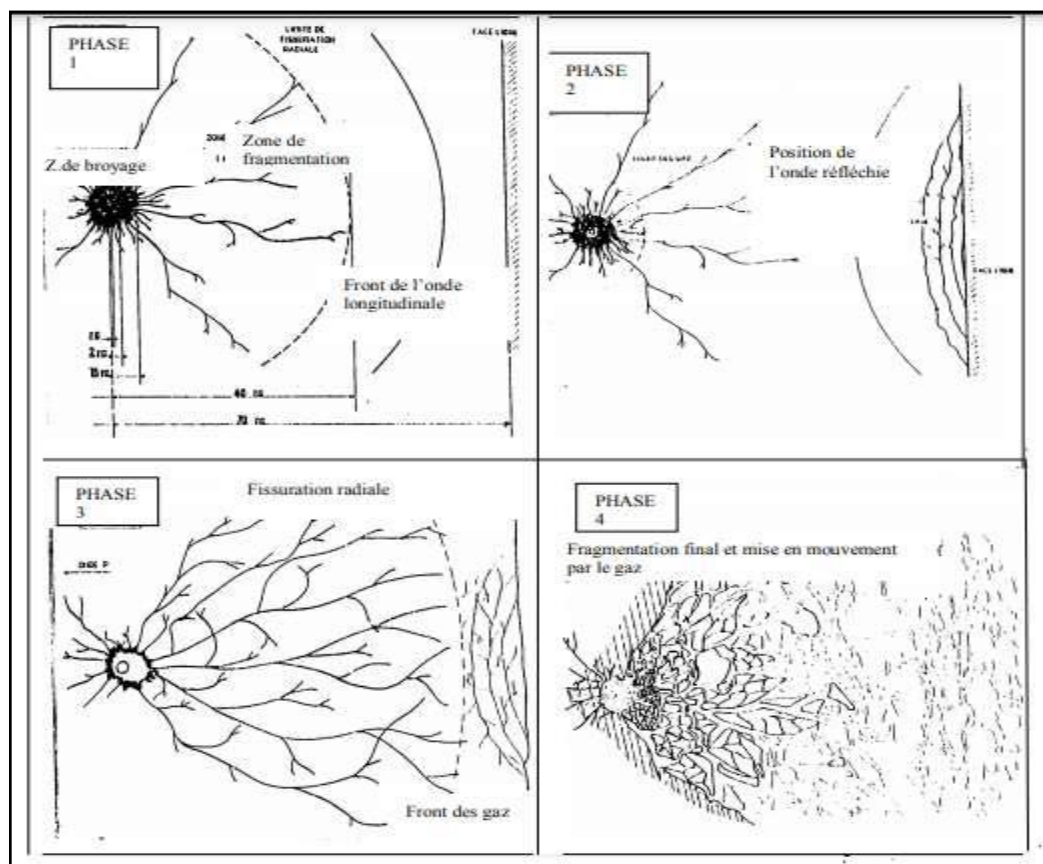


Figure I.4. Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4). [6]

I.6. Critères de choix d'explosifs

Le choix de l'explosif se définit par le travail qui lui est demandé (par exemple : abattage, décrochage, fissuration etc.). Généralement, l'explosif est choisi essentiellement en fonction de deux critères :

A) Par rapport au massif rocheux

L'humidité détermine une première sélection forcément respectée ; un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être «adapté» à la roche, ce choix peut se faire par l'examen du rapport d'impédance ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est facturé, on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz). [4]

B) Par rapport à la productivité de l'entreprise

Ce critère est souvent pris en considération par plusieurs entreprises. Des grandes carrières travaillent avec des sondeuses à fort diamètre pour garantir une cadence de production élevée. Ce qui implique de choisir des cartouches d'explosif à grand diamètre. [4]

I.7. Processus technique de tir

L'exploitation minière est un processus de destruction contrôlé de la masse rocheuse nous permettant l'extraction du minerai. En face des spécialistes des mines des exigences se posent, d'un cote fournir de grandes quantités de roche bien fragmentée pour le processus de traitement et de l'autre cote minimiser le coût suivant le débitage secondaire des hors gabarit obtenus. Un compromis raisonnable entre ces deux exigences incompatibles ne peut être accompli que sur la base d'une compréhension très poussée des facteurs qui contrôlent la fragmentation des roches.

Harries et Mercer [11] ont établis un diagramme indiquant les objectifs économiques à respecter lors de la fragmentation des roches. Le contrôle de la granulométrie du tas de roche abattus peut être obtenu par la variation des paramètres suivants:

1. Type, poids et répartition de l'explosif ;
2. Diamètre du trou ;
3. La ligne de moindre résistance ;
4. L'espacement entre les trous ;

5. L'excès de forage ;
6. L'inclinaison du trou ;
7. Le bourrage ;
8. La méthode d'initiation de la mise à feu de l'explosif ;
9. Délais entre les trous consécutifs (microretard).

I.8. Conclusion

Les explosifs sont utilisés depuis des siècles pour abattre la roche. Cependant, il n'existe pas encore de théorie fondamentale dans le domaine. La manière dont la détonation d'un explosif participe à la fragmentation de la roche n'est pas encore parfaitement connue, mais a été étudiée et décrite en détail.

Chapitre II

Paramètres influant sur le
résultat des tirs à l'explosif



Chapitre II : Paramètres influant sur le résultat des tirs à l'explosif

II.1. Introduction

Des études théoriques et l'expérience pratique nous donnent une idée sur la complexité liée à l'exécution d'un tir dans les massifs rocheux. Toutefois, nous pouvons classer les paramètres qui interviennent pendant l'exécution des tirs contrôlables et non, comme indiqués dans le tableau II.1 [12]

Tableau II.1. Paramètres contrôlables et non contrôlables

Contrôlables	Non Contrôlables ou difficilement Contrôlables
Paramètres Géométriques Diamètre du trou Longueur de foration Excès de foration Inclinaison du trou Longueur de bourrage Matériaux de bourrage Hauteur du talus Géométrie de maille Rapport espacement /banquette Configuration globale de la géométrie du tir Direction de tir Nombre de faces libres Taille de volée	Paramètres du massif en place Géologie Résistance et propriété des matériaux Discontinuités préexistantes dans le massif
Paramètres liés à l'énergie explosive Type d'explosif utilisé Energie (choc-.gaz) Configuration de chargement Type d'amorçage Séquence d'initiation	Paramètre hydrologique Eau (quelquefois maîtrisable) Autres Temps

II.2. Paramètres incontrôlables

Le massif rocheux constitue la contrainte primordiale incontournable à partir du moment où un site est retenu.

Les caractéristiques de la roche influent beaucoup sur :

- Les performances de la foration ;
- La transmission de l'énergie explosive au massif rocheux et la fragmentation de celui-ci, et peut occasionner des problèmes de stabilité au niveau des trous de tir ou des gradins. [12]

II.2.1. Comportement de la roche (Résistances et propriétés)

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la masse rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche se réalisent surtout sous un régime de contrainte de traction. Par ailleurs, les essais réalisés par certains chercheurs, sur des matériaux naturels et synthétiques ont indiqué une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction.

Quant à la résistance à la compression, elle détermine le comportement de la roche au voisinage de la charge de détonation, Rustan [13].

II.2.1.1. Module de Young (E)

Le module de Young est une indication de déformabilité de la matrice rocheuse. Plus celui-ci est important, plus il est difficile pour le gaz de l'explosion de comprimer et rompre la roche.

Pour traduire que la déformation est proportionnelle à la contrainte, on utilise la "loi de Hooke" entre la contrainte σ et la déformation longitudinale ϵ_l . Le coefficient obtenu est appelé module de Young E.

$$E = \frac{\sigma}{\epsilon_l} ; \text{MPa} \quad (\text{II.1})$$

Où :

σ : Contrainte uni axiale ou force uni axial par unité de force, en unité de pression.

ϵ_l : Déformation longitudinale.

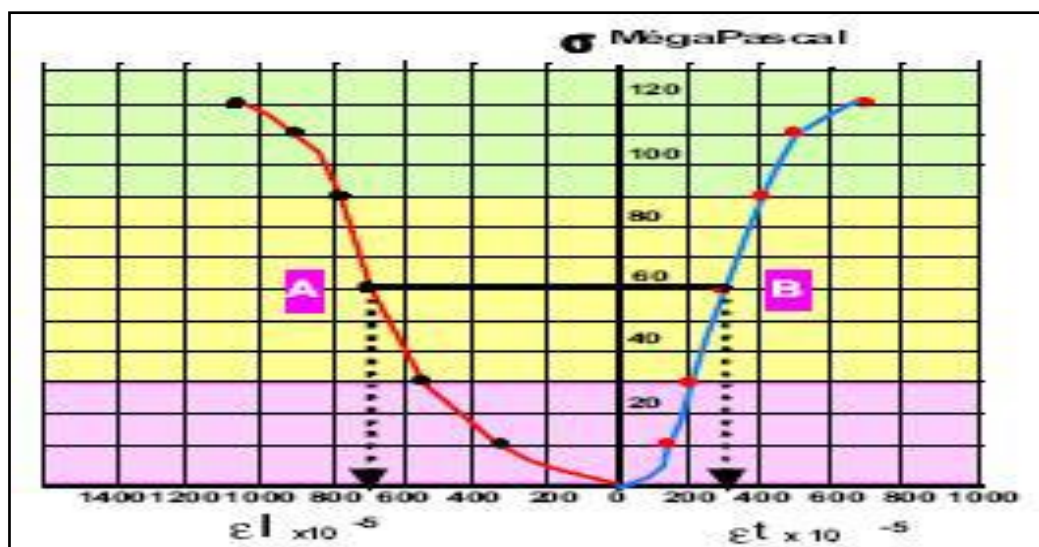


Figure II.1. Courbe contrainte-déformation

Chapitre II Paramètres influant sur le résultat des tirs à l'explosif

Le module de Young caractérise la raideur de la roche. Des roches raides telles que les basaltes ou les granites ont un module élevé (80000 MPa) Les roches tendres ont un module faible (5000 à 8000 MPa) [14].

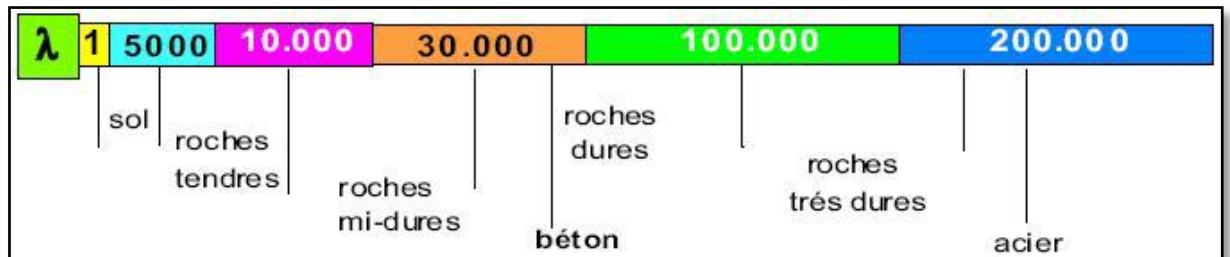


Figure II.2. Caractérisation des roches selon le module de Young.

II.2.1.2. Coefficient de Poisson (ν)

C'est le rapport entre l'écrasement et la dilatance. Il traduit l'aptitude de la roche à se comprimer sur elle-même (serrage) et à transmettre latéralement les pressions qu'elle supporte (poussée).

Le coefficient de Poisson est le rapport de deux rapports, il n'a donc pas d'unité.

$$\nu = \frac{\delta\phi/\delta_0}{\delta\lambda/\lambda_0} = \frac{\epsilon_t}{\epsilon_l} \quad (\text{II.2})$$

Où :

$\delta\phi$: Variation de diamètre en fonction de la contrainte en m.

δ_0 : Diamètre initial de l'échantillon en m.

$\delta\lambda$: Variation de longueur en fonction de la contrainte en m.

λ_0 : Longueur initiale de l'échantillon en m.

ϵ_t : La déformation transversale.

ϵ_l : La déformation axiale.

Les valeurs proches de 0 représentent les roches à forte cohésion (roches éruptives). A l'inverse, les valeurs proches de 0,5 représentent les roches à faible cohésion (marnes humides). [14]

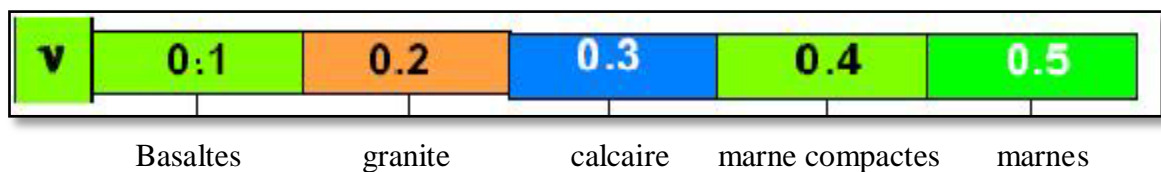


Figure II.3. Caractérisation des roches selon le coefficient de Poisson

II.2.2. Discontinuités structurales

C'est un fait bien connu que l'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif, Ash. [15] (voir chapitre III)

La distance entre les discontinuités a également une grande influence sur l'efficacité d'un tir. Les tendances récentes sur le tir sont dirigées vers l'utilisation de large diamètre de trous, ce qui entraîne de larges espaces et lignes de moindre résistance cependant les discontinuités géologiques deviennent plus prononcées, Ash [15].

Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone, par contre, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée. Lorsque les discontinuités sont ouvertes, les gaz générés par l'explosion s'échappent par celle-ci.

Cela s'accompagne d'un abaissement rapide de la pression de sorte que l'énergie de gaz perde son efficacité. Cependant, une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent. Donc on peut dire que les discontinuités dans le massif rocheux ont une grande influence sur les travaux miniers, surtout, sur le travail de l'explosif pendant les travaux d'abattage des roches.

II.2.3. Conditions climatiques (Eau quelque fois contrôlable)

La présence d'eau dans un terrain est toujours une source de préoccupation pour le mineur :

II.2.3.1. La Foration

L'eau a tendance à réduire la résistance de la matrice rocheuse et par conséquent à faciliter la pénétration de l'outil de foration. Cependant, la vitesse instantanée de la foration est augmentée.

Par contre, la diminution de la résistance de la paroi du trou peut favoriser des éboulements localisés d'où des risques de coincement de l'outil de foration.

II.2.3.2. Le choix de l'explosif

Le choix de l'explosif dépend aussi dans une large mesure de la présence d'eau dans le massif à abattre, parce qu'il y a des explosifs très sensibles à l'eau et d'autres

Chapitre II Paramètres influant sur le résultat des tirs à l'explosif

résistants (comme par exemple le nitrate fioul, leur emploi est prohibé lors de présence d'eau). Cependant c'est à l'utilisateur de bien choisir le type d'explosif ou jouer sur les techniques permettant la conservation ou la protection de l'explosif contre l'eau.

II.3. Paramètres contrôlables

II.3.1. Paramètres liés à l'énergie explosive

Ces paramètres déterminent l'intensité du type d'explosif utilisé et la distribution de son énergie dans le temps.

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif, des roches dures peu fracturées nécessitent pour leur abattage des explosifs ayant de fortes densités et des vitesses de détonation élevées. Dans ce cas un explosif de forte brisance est indispensable pour créer de nouvelles surfaces pendant la fragmentation. Par contre, dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattu sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes, un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante suffit. [12]

➤ L'énergie libérée

L'énergie libérée par un tir peut être principalement celle de l'onde de choc ou de gaz.

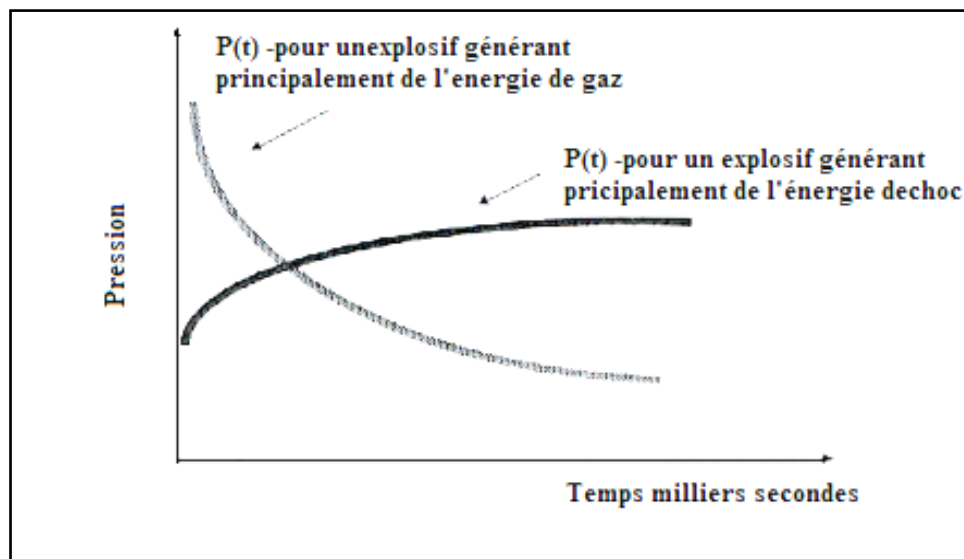


Figure II.4. Courbes idéales pression-temps pour deux types d'explosif. [12]

II.3.2. Types d'amorçages

L'initiation de l'explosif primaire se fait généralement par plusieurs systèmes d'amorçage tel que: les détonateurs électriques et non électriques (mèche et cordeau détonant). Ensuite l'explosif primaire initie en détonation l'explosif secondaire. On peut dire aussi qu'il y a deux types d'amorçage:

- Le premier dit: Amorçage ponctuel (par détonateur électrique).
- Le deuxième s'appelle: Amorçage latéral (par cordeau détonant).

A) Amorçage latérale

L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordeau détonant. Ce cordeau détonant est caractérisé par sa densité de penthrite exprimée en g/m (3,5 à 70 g/m) et par sa vitesse de détonation (6000 à 7000 m/s).

B) Amorçage ponctuel

Avec un détonateur par trou placé sur la première cartouche mise en place. La détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif.

L'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux que l'amorçage ponctuel antérieur. [2]

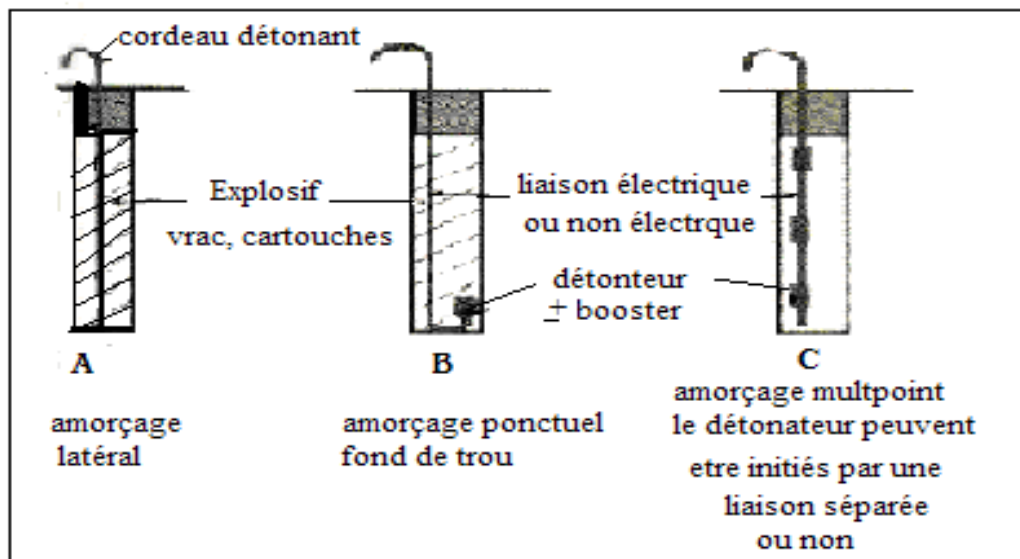


Figure II.5. Différents types d'amorçage. [12]

II.3.3. Paramètres liés au forage

Le choix du mode de forage dépend de quelques facteurs, on peut citer :

- Les propriétés physico-mécaniques des roches ;
- Diamètre du trou à réaliser ;
- Profondeur de trou et la hauteur du gradin.

On distingue plusieurs modes de forage :

- Forage rotatif ;
- Forage percutant ;

Chapitre II Paramètres influant sur le résultat des tirs à l'explosif

- Forage roto percutant ;
- Forage thermique.

Le choix du mode de forage dépend aussi à des indices de forabilité et de tirabilité lesquels on a étudiés dans le précédent chapitre. [16]

Tableau II.2. Choix de sondeuse.

Sondeuse	Diamètre du trou (mm)	Indice de forabilité
A molette	160	5 ÷ 10
	190 ÷ 243	7 ÷ 12
	243 ÷ 262	8 ÷ 14
A vis	125	1 ÷ 3
	160	1 ÷ 6
Roto percutant	105 ÷ 125	6 ÷ 15
	185	10 ÷ 25
	200	10 ÷ 25
Thermique	180 ÷ 400	12 ÷ 25

II.3.4. Paramètres géométriques

II.3.4.1. Banquette

Cette dernière représente la distance entre l'arrêt supérieur du gradin et la première rangée des trous. Dans le cas d'une seule rangée des trous d'abattage, la banquette représente la largeur du volume à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée. Les facteurs affectant le choix de la banquette sont: Le diamètre, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue.

II.3.4.2. L'espacement

On entend par Espacement, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (0,8 et 1,5) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

II.3.4.3. Rapport de maille

Le rapport de maille est égal à la valeur de l'espacement sur celle de la banquette.

- Pour une bonne fragmentation des roches, le rapport doit être aussi élevé que possible, entre (1,1 et 1,5).
- Pour un bon profil du front, ou par commodité, il est souvent voisin de (1).
- La production d'enrichissement, recommande de le réduire à une valeur inférieure à 1. [2]

II.3.4.4. Le diamètre du trou

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue. Baron L, Dimidiuk T et Juanov V argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion. De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée.

Le choix du diamètre du trou dépend aussi des certaines données à savoir :

- L'environnement: le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine)
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera directement sur le choix du diamètre de sondage.
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner.
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.
- La hauteur du front à abattre: l'abaque ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre. [2]

II.3.4.5. L'inclinaison du trou

Le trou incliné améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

L'abattage par trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée. D'autres avantages des trous inclinés sont à signaler :

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison des talus.
- La consommation en explosif est optimale.
- L'inconvénient du rebord se trouve éliminé.

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières et mines à ciel ouvert. [2]

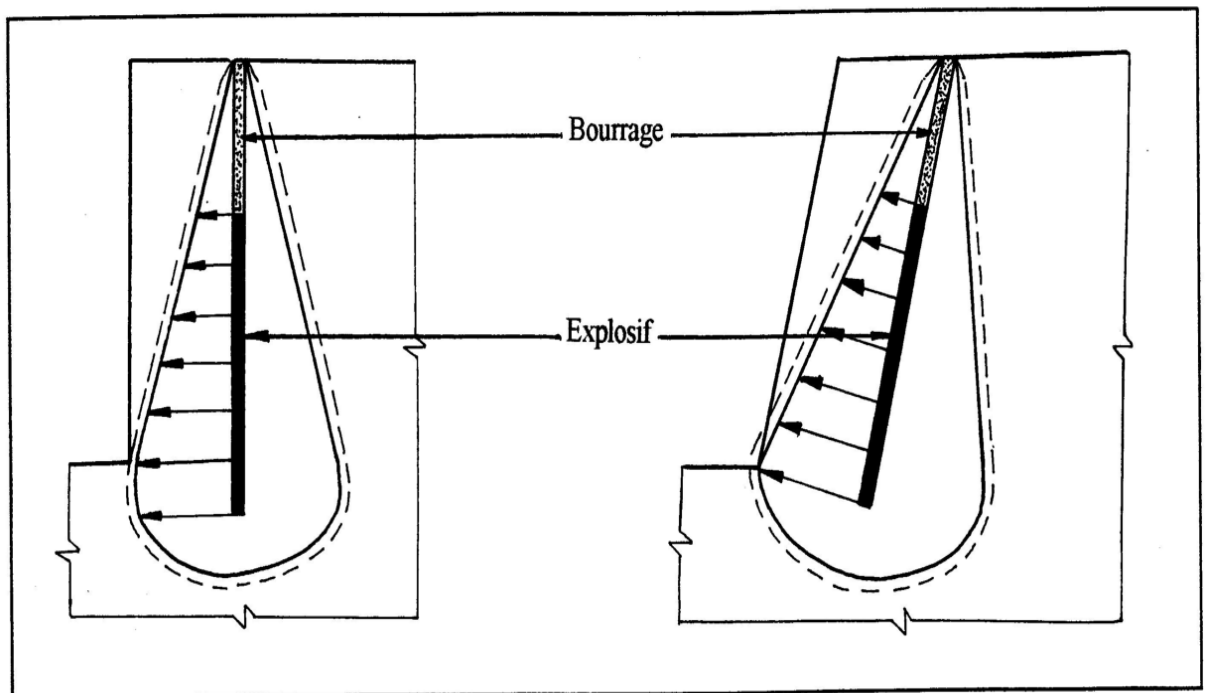


Figure II.6. Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [16]

II.3.4.6. L'excès de forage (sous forage)

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

La longueur de sur-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Celle-

Chapitre II Paramètres influant sur le résultat des tirs à l'explosif

ci est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être voisine de 0,3 fois la banquette. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes. [2]

II.3.4.7. Profondeur du trou

Elle dépend essentiellement de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur de sous-forage.

Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs.

II.3.5. Paramètres liés au Bourrage

II.3.5.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs, il doit être suffisant pour éviter le travail "en cratère" de la dernière charge. En général, il dépend de la banquette. Dans les trous profonds, sa longueur doit être égale à la banquette, et il peut descendre à (0,5 de la banquette) dans les courts trous. Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose en fonction de fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous. Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif. [2]

II.3.5.2. Qualité du matériau de bourrage

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières Algériennes, mais les expériences montrent que dans ces cas toujours il y a des projections et débouillage important au moment du tir. Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive.

II.4. Conclusion

L'élaboration d'un plan de tir adéquat doit s'effectuer sur la base de la prise en compte des différents facteurs en fonction de leurs parts d'influence sur le traitement parfait du massif. Cet indice représente la qualité de fragmentation des roches dans le tas abattu à l'explosif et influence les rendements de tous les processus ultérieurs.

Chapitre III

Influence de la nature du
massif rocheux sur les résultats
de tir



Chapitre III. Influence de la nature du massif rocheux sur les résultats de tir

III.1. Introduction

Une bonne caractérisation de la masse rocheuse est primordiale car elle permet la sélection des données géologiques les plus importantes dans l'évaluation, l'estimation, les calculs et par conséquent mène à une meilleure conception. La caractérisation de la roche masse est essentiellement basée sur les données géo-structurales, les essais de laboratoire et les essais in situ. Les données de levé géo-structurale concerne essentiellement une description systématique et quantitative des discontinuités existantes. On considère discontinuité : les failles, les fractures, les joints tectoniques et les joints de stratifications.

III.2. Généralité sur les massifs rocheux

III.2.1. Les massifs rocheux

Ce sont les surfaces de discontinuité qui ont fondé le concept de massif rocheux, en l'opposant à un continuum, mais il faut aussi prendre en compte des hétérogénéités Macroscopiques, par exemple les filons ou les zones broyées. Comme presque tous ces accidents ont une épaisseur faible ou très faible vis-à-vis de leur étendue, ils confèrent au massif une anisotropie au moins locale qu'on peut exprimer par le modèle du sandwich ; dans le cas général, il y a plusieurs familles de discontinuités et les modèles de base à trois dimensions sont :

- la palette de briques ou de parpaings à trois familles de joints continus et non décalés (au contraire de la maçonnerie, et du figuré conventionnel des roches calcaires, figuratif en apparence, mais trompeur par le décalage des joints) ;
- l'empilement de dalles minces ou de feuillets, alternant souvent des qualités différentes (qu'on peut appeler sandwich multiple) ; le rôle mécanique des diaclases s'efface devant l'anisotropie principale ;
- la zone broyée, au sein de laquelle la direction des surfaces de cisaillement est très dispersée, et qui contient souvent des inclusions dures en forme d'amande. Il convient d'y ajouter des structures tectoniques complexes, comme celles des couches plissées, celles des crochons et des écailles, ainsi que les structures particulières des laves refroidies en surface (colonnes prismatiques jointives à cinq ou six faces). Il faut ajouter aussi les stades de rupture progressive au voisinage des excavations, par exemple :

- l'écaillage localisé des tunnels profonds,
- la fragmentation du toit d'une taille de charbon en exploitation.
- les fracturations parallèles aux surfaces d'érosion. [17]

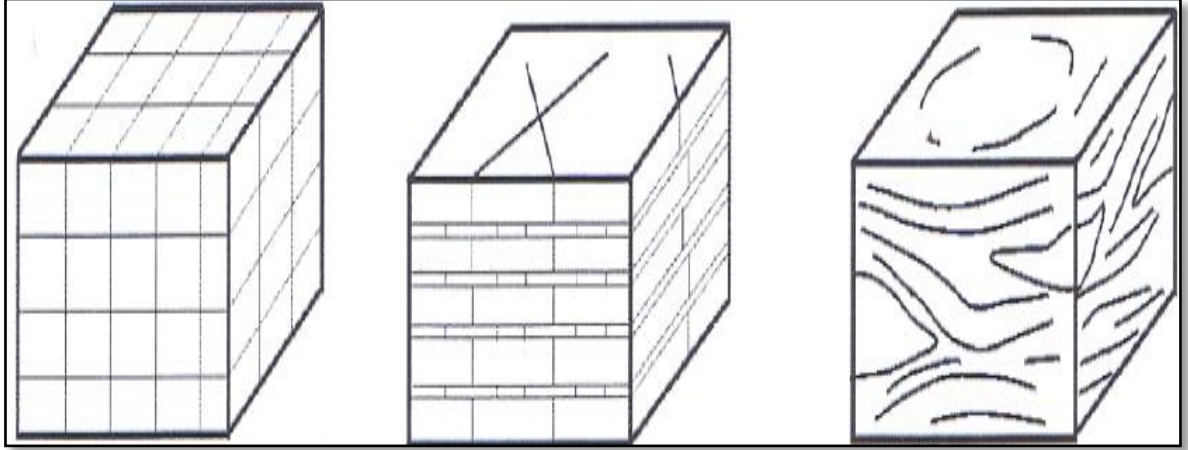


Figure III.1. Les trois principales structures de massifs rocheux, (CFMR-MMR, 2000).

[17]



Figure III.2. Structure géométrique d'un massif rocheux de calcaire.

En règle générale, on considère que les massifs rocheux sont constitués de :

✓ **Roches intactes** : Se sont des blocs de roches non affectés par les discontinuités.

Il s'agit d'un assemblage de minéraux non-affectés de discontinuités.

✓ **Une famille ou plus de discontinuités séparant les blocs de roches intactes.**

Donc la description et la caractérisation des massifs rocheux nécessite doit prendre en considération les propriétés de la roche intacte et celles des discontinuités.

III.2.2. Matrice rocheuse

La matrice rocheuse est définie comme un volume de roche intacte qui possède des propriétés homogènes et non coupée par des discontinuités. La matrice rocheuse fait ainsi référence aux blocs non-fracturés situés entre les discontinuités structurales. En fonction des caractéristiques du massif rocheux et de son histoire géologique, la taille de ces blocs peut varier de quelques millimètres à plusieurs mètres. [18]

III.2.3. Description des discontinuités

Le terme de discontinuité est utilisé pour désigner toute surface qui interrompt physiquement la continuité d'une matrice rocheuse et de ses propriétés mécaniques, hydrauliques et thermiques. Cette surface est en général assimilable, sur une certaine étendue à un plan.

Les discontinuités représentent des types de surfaces très variées dont l'identification géologique, depuis l'échelle millimétrique jusqu'à l'échelle kilométrique, apporte des informations importantes sur le nombre de leurs paramètres géométriques et mécaniques. [5]

III.2.3.1. Types de discontinuités

Les principales discontinuités présentent dans les massifs rocheux sont :

A) Les diaclases

Elles correspondent à une rupture de type fragile. Elles peuvent être des plans liés à la diagenèse et au retrait de la roche pour certains ou d'origine tectonique pour d'autres. Quoi qu'il en soit, dans les roches stratifiées, les diaclases se présentent pratiquement toujours sous la forme de deux familles orthogonales entre elles et perpendiculaires aux plans de stratification. Les diaclases découpent ainsi des éléments parallélépipédiques facilitant les chutes de blocs. [5]



Figure III.3. Les diaclases.

B) Les failles (fractures)

Se sont des surfaces de rupture générées par les effets de cisaillement issus des contraintes de compression (failles inverses ou normales selon l'orientation des contraintes principales) ou par traction.

Le déplacement des lèvres de part et d'autre du plan de la rupture (le rejet) peut avoir une amplitude nulle ou atteindre plusieurs kilomètres. Les plans de failles sont souvent marqués par des stries indiquant le sens du mouvement. [5]

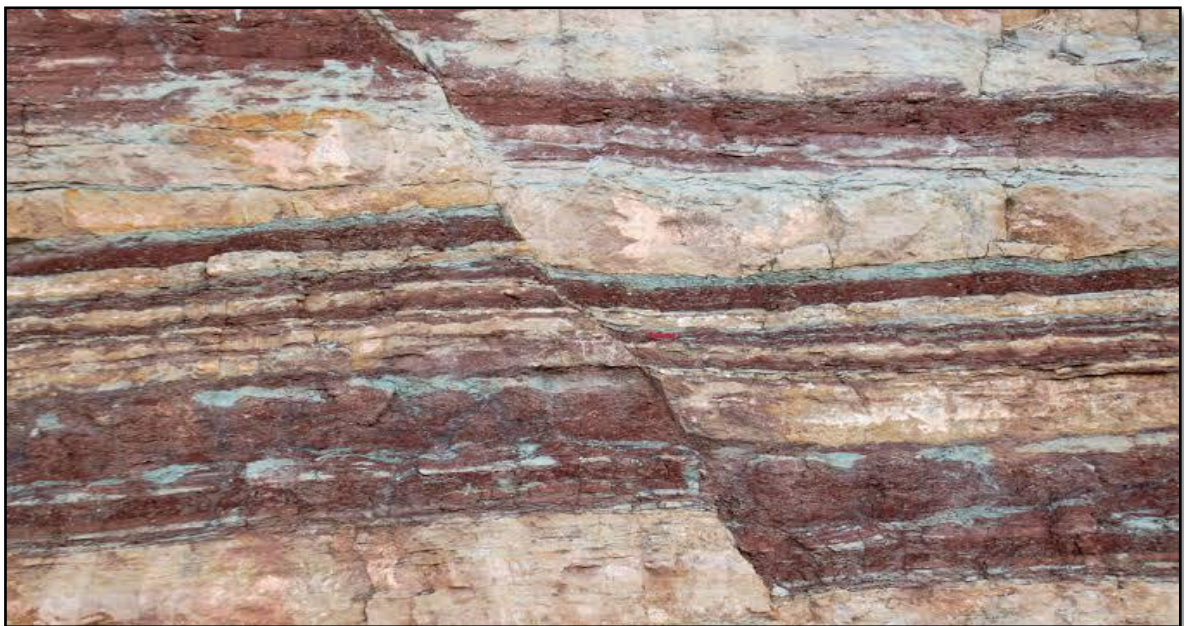


Figure III .4 : Une faille d'un massif.

C) Joints de stratification

Ils marquent une discontinuité dans le phénomène de sédimentation des formations sédimentaires. Ils présentent une forte extension et souvent une faible ondulation. Ils sont plus ou moins réguliers séparant les strates. Ils créent une interface

de deux matériaux rocheux et ces derniers peuvent être soulignés comme de minces dépôts argileux ou schisteux favorisant le glissement.

Les joints de stratifications caractérisés par un plan de rupture préférentiel dans les roches sédimentaires et glissement bancs sur bancs. [5]

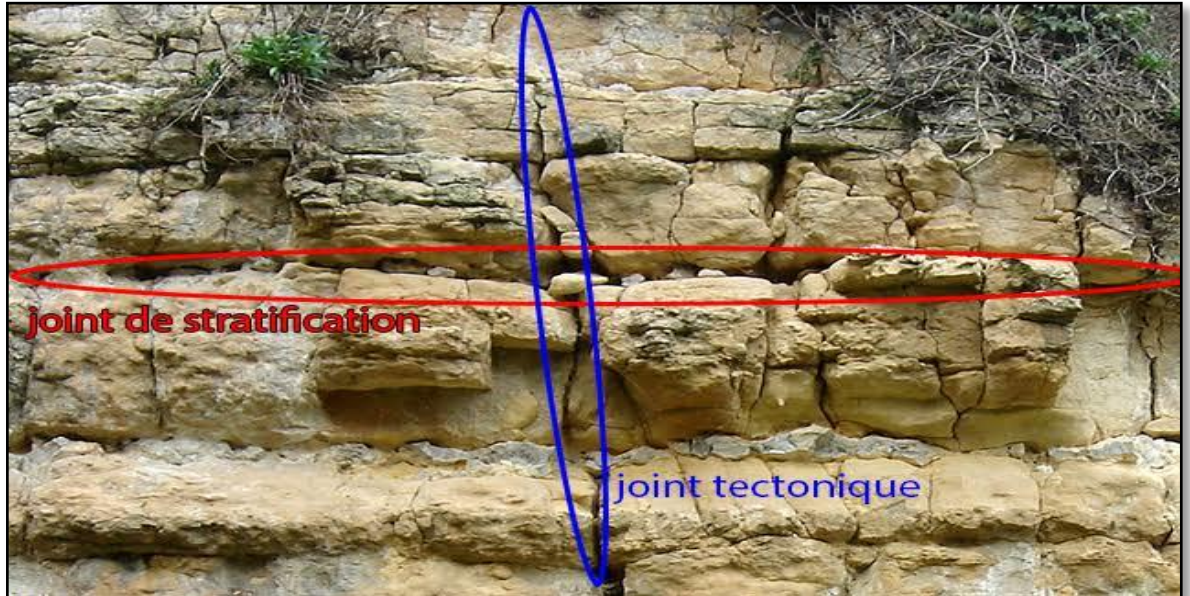


Figure III.5. Joint de stratification d'un gradin de calcaire.

D) La schistosité

Dans les roches métamorphiques, la forte compression perturbé et transformé l'organisation des minéraux internes. Ceux-ci se sont alignés selon une direction orthogonale à la compression et ont entraîné la formation de plans de rupture préférentiels. L'ardoise, qui est fendue selon cette schistosité, en est une bonne illustration. Les discontinuités sont généralement des lieux de grande déformabilité, où la rupture est plus facile et où l'eau circule plus facilement. Elles transforment l'état de contrainte du massif à leur proximité. [19]

III.2.3.2. Caractéristiques des discontinuités

Une famille de discontinuité est caractérisée par :

- a) **Son orientation** : définie par celle du plan à laquelle elle est assimilée ;
- b) **Sa fréquence** : inverse de l'espacement moyen entre deux discontinuités de la même famille et sa continuité.

Ces deux premières caractéristiques permettent de définir un bloc élémentaire permettant d'apprécier les dimensions des blocs susceptibles de s'ébouler.

- **Sa morphologie**: rugosité, altération, remplissage... ;
- **Ses propriétés mécaniques**: L'angle de frottement, la dureté des épontes...etc.

III.2.3.3. Paramètres géométriques

Beaucoup de discontinuités sont le résultat d'une ou plusieurs actions mécaniques que le massif a subi au cours de son histoire tectonique. A chacune de ces actions, on peut associer une ou plusieurs familles de discontinuités.

L'étude statistique fait apparaître généralement les familles de discontinuités qui existent dans le massif. Parfois, il est cependant nécessaire de renoncer à représenter le système de discontinuités par un ensemble de familles directionnelles. Les discontinuités sont toujours assimilées à des surfaces planes. On définit pour une discontinuité ou une famille de discontinuités les paramètres géométriques suivants :

a) Orientation

En tout point l'orientation d'un plan dans l'espace est définie par deux angles, respectivement par rapport au nord géographique et à la verticale, mesuré avec une boussole et un clinomètre, il existe des appareils combinant les deux fonctions qui saisissent ces angles de façon automatique.

- Les lignes de niveau du plan définissent la direction ou azimuth du plan (anglais Strike), compté de 0 à 180 degrés en tournant vers l'Est.
- Les lignes de plus grandes pentes du plan définissent le pendage (anglais Dip), compté de 0 pour un plan horizontal à 90 degrés pour un plan vertical, assorti de l'indication du côté vers lequel le plan est incliné. [17]

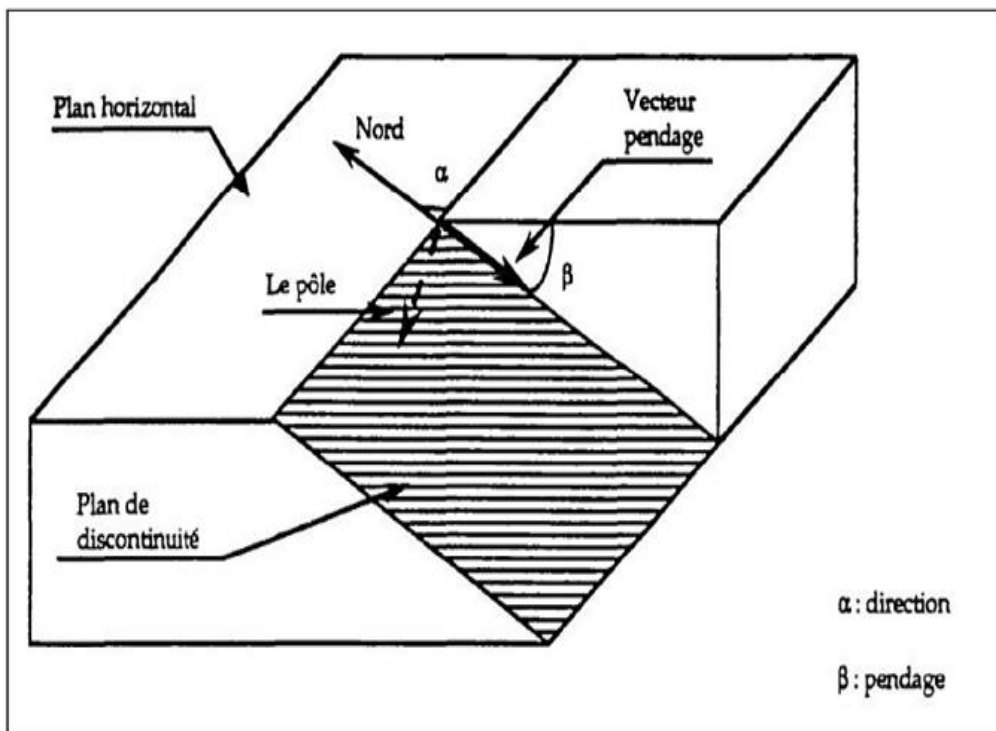


Figure III.6. Orientation d'un plan de discontinuité. [20]

b) Extension

L'extension caractérise la dimension de la discontinuité dans l'espace. Ce paramètre est difficile à évaluer car sur le terrain on n'observe pas la totalité de la discontinuité mais uniquement sa trace sur un parement.

L'extension peut être estimée à partir de la distribution de la longueur de trace de la discontinuité. [20]

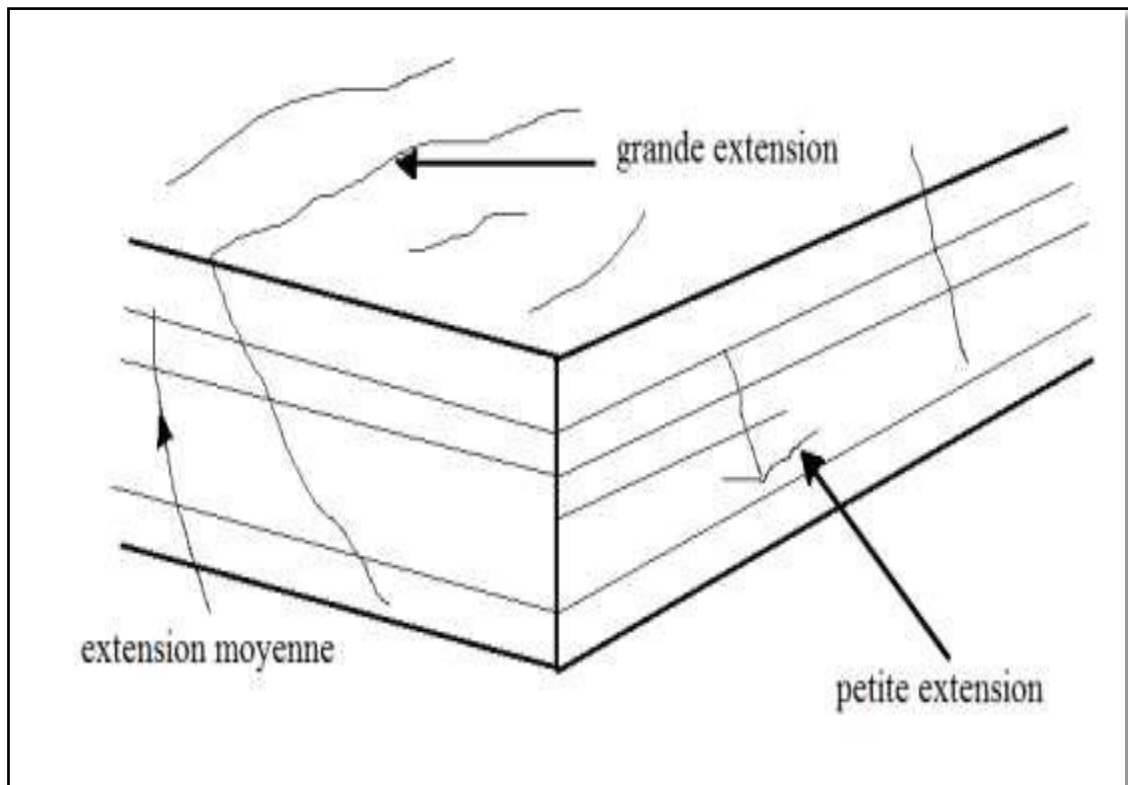


Figure III.7. L'extension. [5]

c) L'espace des joints et densité

L'espace représente la distance perpendiculaire entre les joints de telle façon à obtenir le véritable écart entre les plans. On mesure souvent l'espace apparent et on mesure l'espace des joints qui varie selon les différentes faces et directions de mesure. Cet espace contrôle la taille des blocs individuels et le mode de rupture et l'écoulement. La densité définit le nombre de discontinuités, d'une même famille, par unité de volume ou de surface ou de longueur.

Ces paramètres sont liés et souvent, la densité est estimée à partir de l'espace puisque ce dernier est facile à mesurer en pratique.

Ces paramètres sont essentiels car ils donnent une idée de la fracturation moyenne du massif et de la continuité in-situ du massif. [5]

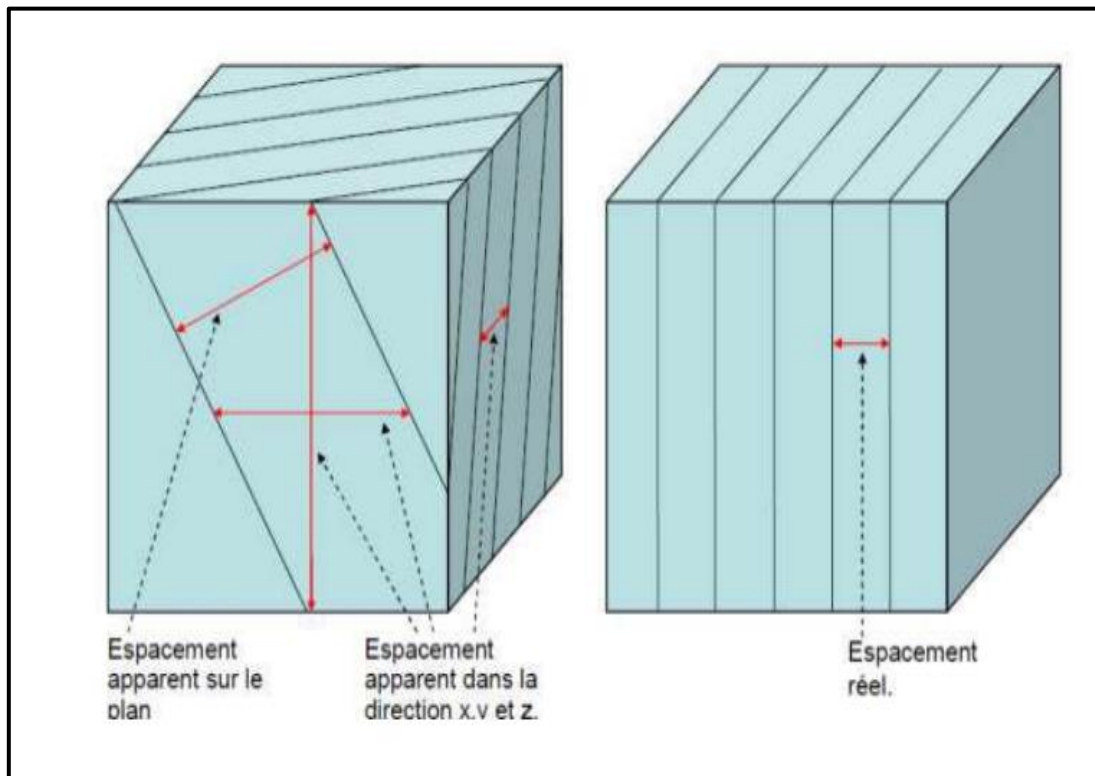


Figure III.8. Mesure de l'espacement. [21]



Figure III.9. L'espacement entre les joins.

Tableau III .1. Description de l'espace des discontinuités.

Espacement des discontinuités (m)	Description
<0.02	Espacement extrêmement étroit
0.02-0.06	Espacement très étroit
0.06-0.2	Espacement étroit
0.2-0.6	Espacement modéré
0.6-2	Espacement large
2-6	Espacement très large
>6	Espacement extrêmement large

d) Ouverture

C'est la distance qui sépare les deux lèvres d'une discontinuité. Elle est très difficile à évaluer à cause du remplissage de la discontinuité et de sa rugosité, elle est déterminante pour l'écoulement et le comportement mécanique des fissures. [20]

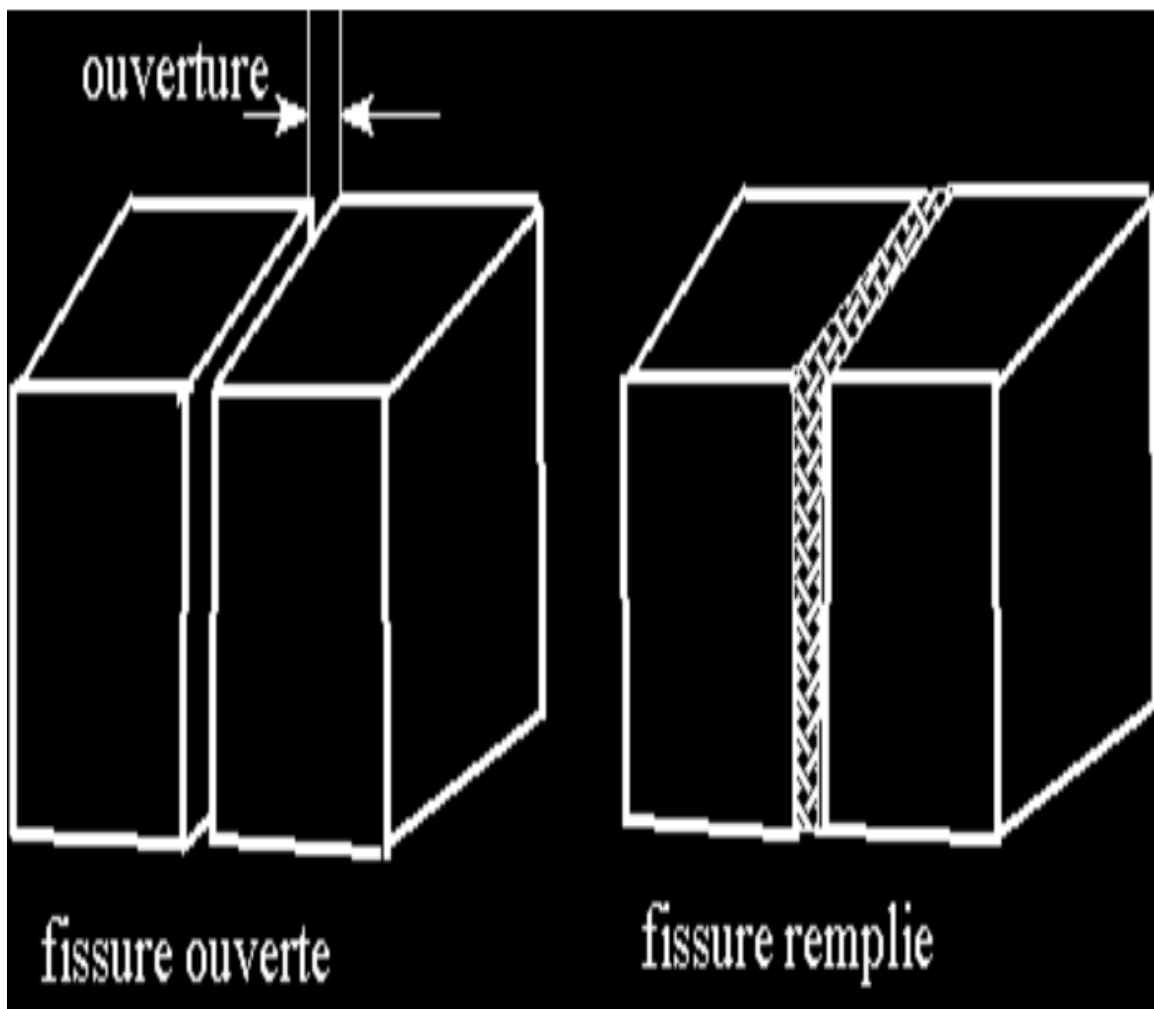


Figure III.10. Fissure ouverte et fissure remplie.

En général, les propriétés du matériel de remplissage affectent la résistance au cisaillement, la déformabilité et la perméabilité des discontinuités. On peut distinguer :

- **Matériaux tendres** : qui peuvent être rayés à l'ongle ou essuyés à la main (argile, sable);
- **Matériaux durs** : qui ne peuvent être rayés à l'ongle (minéraux comme la calcite, le quartz, etc.).

Tableau III .2. Description des discontinuités selon la mesure des ouvertures.

Ouverture	Dispositif	Description	Dispositif
< 0.1 millimètre		Très étroit	Dispositif fermé
0.1 – 0.25 millimètre		Étroit	
0.25 – 0.5 millimètre		Partiellement ouvert	
0.5 – 2.5 millimètre		ouvert	Dispositif espacé
2.5 – 10 millimètre		Largement ouvert	Dispositif ouvert
1 – 10 centimètre		Très largement ouvert	
10 – 100 centimètre		Extrêmement ouvert	
>1 mètre		caverneux	

e) Persistance

C'est la mesure de la longueur continue ou de la surface d'une discontinuité. La longueur des traces des discontinuités est la seule quantification possible de la dimension des discontinuités sur le terrain.

On classe les persistances des discontinuités selon la longueur de leurs traces :

Tableau III.3. Classification des discontinuités selon leur extension.

Persistance	Longueur de la trace (m)
Persistance très faible	<1
Persistance faible	1-3
Persistance moyenne	3-10
Persistance élevée	10-20
Persistance très élevée	> 20

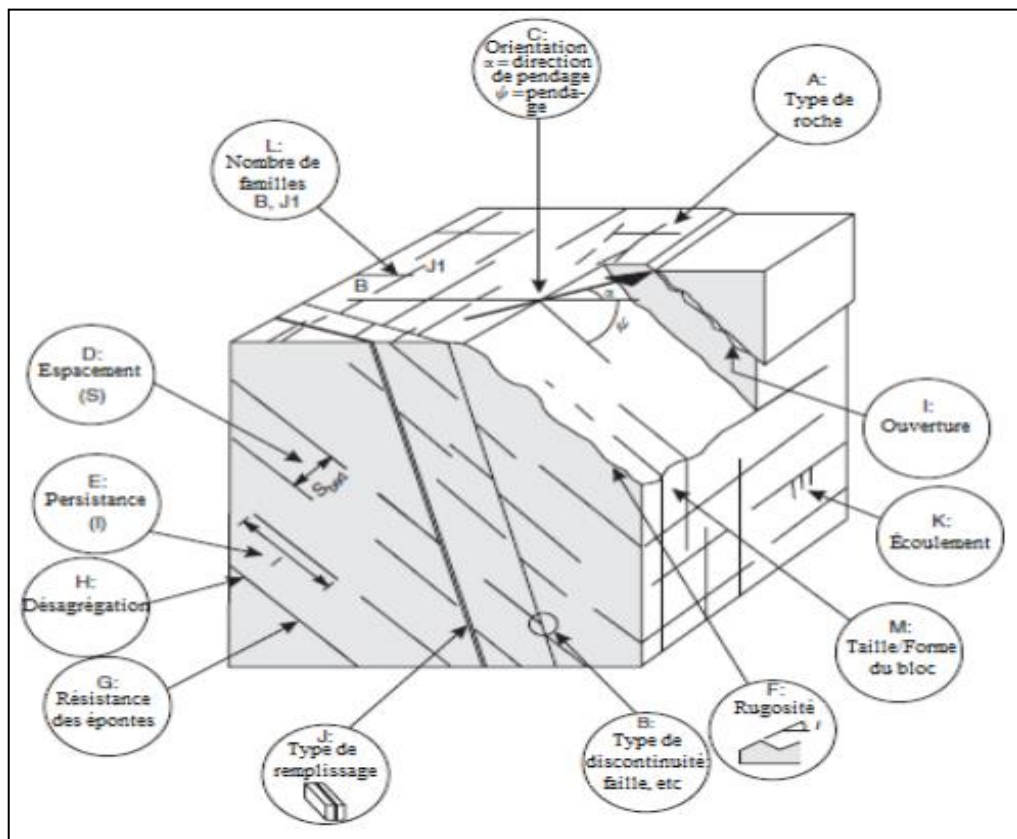


Figure III.11. Caractéristiques des discontinuités dans un massif rocheux, traduit de Wyllie et Mah (2004). [22]

f) Rugosité

La rugosité d'une surface de discontinuité est souvent un élément important en matière de résistance au cisaillement, en particulier là où la discontinuité est sans déplacement et imbriquée. La rugosité devient moins importante lorsque la discontinuité est remplie. Il convient d'utiliser les termes suivants :

- ✓ **Très rugueuse** : la surface est très rugueuse et présente d'importantes aspérités visuelles, semblables à du gravier fin ou de calibre moyen.
- ✓ **Rugueuse** : lorsqu'on passe la frôle du doigt, la surface est rugueuse comme du papier de verre à gros grain. Les aspérités peuvent être visuelles.
- ✓ **Légèrement rugueuse** : la surface est rugueuse comme du papier de verre à grain plus fin. Les aspérités ne sont pas visibles à l'œil nu.
- ✓ **Lisse** : la surface est plutôt lisse, comme du papier.
- ✓ **Miroir de faille** : la surface est très lisse, voire polie, et présente une striation due à un déplacement en cisaillement. [5]

Un coefficient de rugosité du joint (JRC) peut être adapté : il va de 0, pour une surface plane et lisse, à 20, pour une surface très rugueuse (Voir Figure13).

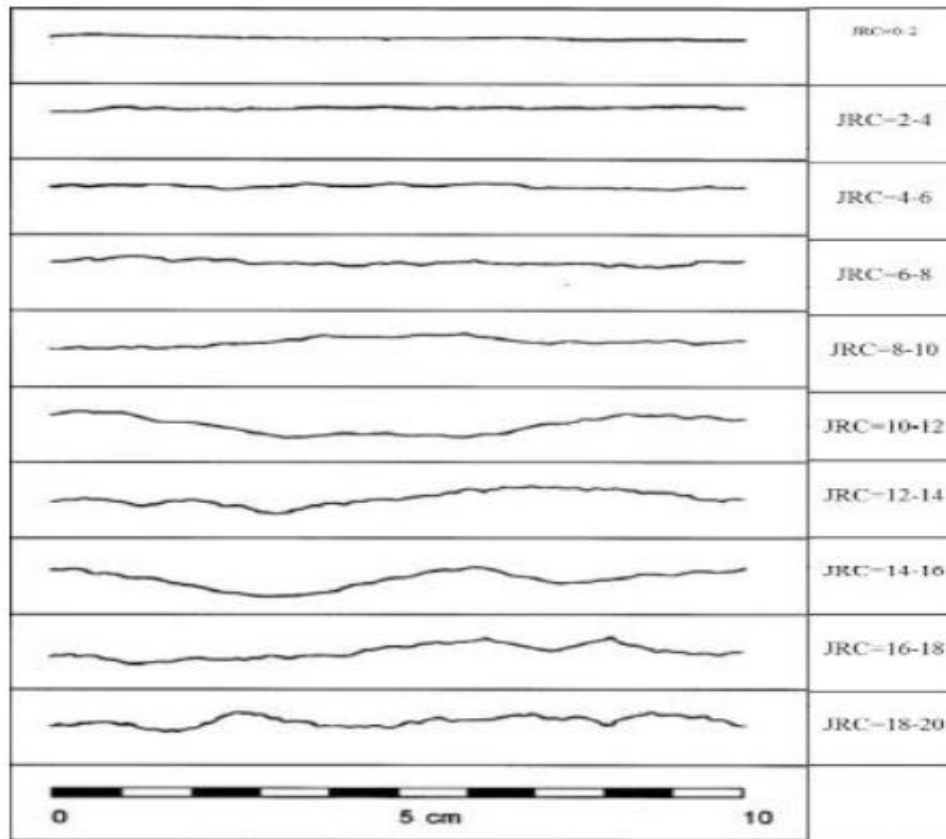


Figure III.12. Profils de référence et chiffres-clés pour la détermination du coefficient de rugosité du joint (JRC). [5]

g) Nombre de familles de discontinuités

Une famille de discontinuités consiste en un ensemble de discontinuités parallèles ou subparallèles. La projection stéréographique est une représentation graphique en deux dimensions de données géologiques structurales. Hudson et Harrison (1997) discutent de la méthodologie d'analyse stéréographique. Cette dernière permet de distinguer les discontinuités d'une famille avec des discontinuités aléatoires. Elle peut être utilisée de façon manuelle ou à l'aide de logiciel commerciaux tel que DIPS V5.1 (Roc science, 2004). L'analyse de la projection stéréographique permet de déterminer le nombre de familles de fractures ainsi que l'orientation des pôles moyens de chaque famille de discontinuités identifiée. Une fois que les fractures sont regroupées en familles, les valeurs moyennes de pendage et de direction de pendage et leurs fonctions de densité probabiliste peuvent être déterminées.

h) Le degré de fissuration des roches

Les fissures ou les discontinuités sont la clef du comportement des roches et des massifs rocheux. On peut les définir comme des vides plats dont le rapport de

l'épaisseur à la longueur est de l'ordre de 10⁻³. Sous l'effet des charges, ces fissures se referment progressivement, donc avec un changement de géométrie et, comme pour les sols, avec une non-linéarité entre efforts et déformations, du moins tant que les fissures ne sont pas complètement fermées, ce qui se produit à des pressions variables selon les roches et leur état de fissuration, mais qui peut être de l'ordre de 25 à 50 Mpa pour un calcaire (soit la pression géostatique correspondant à une profondeur de 1000 à 2000 m). La présence des fissures a une importance considérable (à l'échelle du joint de grains). [23] L'indice de fissuration *ID* est égal à la distance moyenne entre les fissures :

$$ID = L/n \quad \text{(III.1)}$$

Où :

L : Longueur de la partie étudiée du massif en m.

n : Nombre de fissures sur la partie mesurée.

Tableau III.4. Classification des discontinuités en fonction d'ID (d'après B.R.G.M.- Guide de prospection des matériaux de carrière). [24]

Classe	Intervalle moyen en m	Densité des discontinuités
ID1	>200	Très faible
ID2	60 à 200	Faible
ID3	20 à 60	Moyenne
ID4	6 à 20	Forte
ID5	< 6	Très forte

III.3. Influence du la nature de massif rocheux sur les résultats de tir

III.3.1. Nature de la matrice rocheuse

Globalement les caractéristiques de la roche influent beaucoup sur :

- Les performances de la foration.
- La transmission de l'énergie explosive au massif rocheux et la fragmentation de celui-ci.

Une classification de la facilité d'un massif à être fragmenté par le tir à été proposé par (Muller. B, 1997) sur la base de la mesure de son impédance (vitesse x densités) et de la taille moyenne des blocs du massif in situ où blocométrie (figure III.14), le premier paramètre est fonction de la matrice, le second paramètre de la densité de discontinuités. [17]

La nature de la matrice peut, dans des cas assez rares, poser des problèmes pour le bon fonctionnement d'un tir. (Tableau III.5)

Tableau III.5. La matrice et son influence sur le tir (Mouza. D. J, Hadj Hassen. F, 2002)

Elément	Mesure / Analyse	Influence sur le tir
Nature		
Texture et composition minéralogique	Analyse géologique et minéralogique	<ul style="list-style-type: none"> •Choix de la méthode de foration et usure de l'équipement •Transmission de l'énergie explosive
Micro fracturation	Ultrasons (indice de continuité)	<ul style="list-style-type: none"> •Efficacité de la foration •Fragmentation et micro-fragmentation des blocs
Altération, présence d'hétérogénéités	Diagraphies et méthodes géophysiques	<ul style="list-style-type: none"> •Difficultés de foration •Stabilité du trou de tir •Adaptation du plan de tir •Risques de projection, granulométrie inadéquate, etc. •Venues d'eau •Taux d'avancement variables (travaux souterrains en particulier)
Propriétés physiques et mécaniques		
Densité (1.5- 3),	Mesure au laboratoire	Transmission de l'énergie explosive au massif
porosité (0 - 30 %)	Mesure au laboratoire	Présence d'eau, propagation des fissures créées par le tir
Propriétés sismiques (vitesse des ondes longitudinales et transversales)	mesure au laboratoire ou in situ	<ul style="list-style-type: none"> •Type d'explosifs appropriés (rapport d'impédance) •Propagation des vibrations (atténuation et filtrage fréquentiel)
Propriétés mécaniques : résistance (traction et compression), module de Young et coefficient de poisson	Essai mécanique en laboratoire	Facilité de foration et de fragmentation de la roche
Propriétés abrasives	Laboratoire (indice LCPC)	Usure des outils de foration

III.3.2. Influence de l'hétérogénéité du massif

La principale caractéristique d'un massif rocheux est son hétérogénéité, ce qui complique la conception et la réalisation d'un tir, elle affecte aussi la structure du massif en présence de discontinuités ; (Tableau III.6).

La transmission de l'énergie explosive sera fonction des contrastes de propriétés induites par la présence et le volume respectif de roches de natures différentes.

Un changement de nature de roche, par exemple, passage de schistes à des micaschistes ou des gneiss et inversement, va correspondre à une différence de dureté qui va affecter la vitesse d'avancement de creusement, et il faut alors adapter le plan de tir à cette nouvelle situation,

Dans une zone de faible résistance, où des vides sont détectés lors d'un forage, la charge de colonne devra être interrompue par un bourrage intermédiaire au niveau des discontinuités, afin que l'énergie explosive soit libérée dans les zones massives et ne s'échappe pas avec le risque de provoquer des projections aériennes dangereuses, en particulier dans les zones karstiques pour les massifs calcaires, (figure III.13).

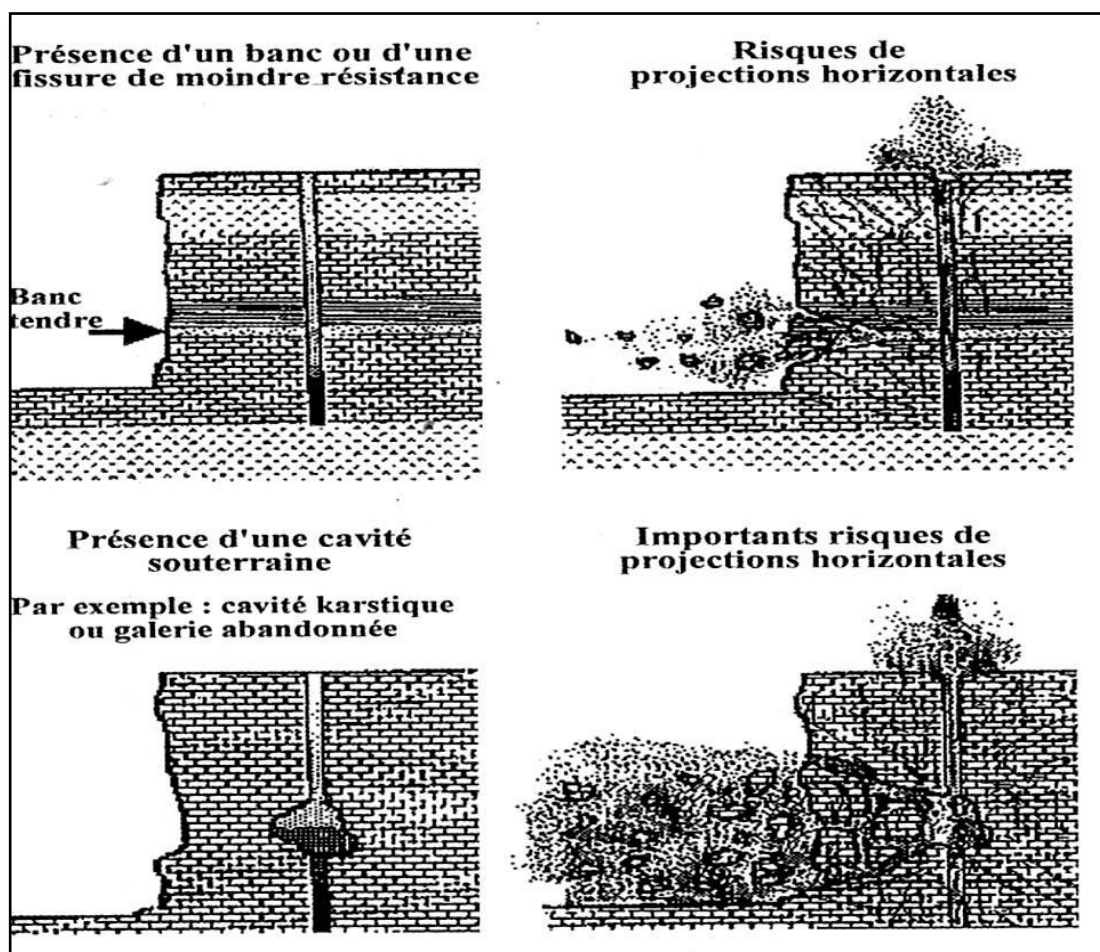


Figure III.13 Risques de projection liés à la présence de zones de faiblesse. [26]

Tableau III.6. Type d'hétérogénéités rencontrées dans un massif sédimentaire.

Roches sédimentaires
1- Hétérogénéités syngéniques
<ul style="list-style-type: none"> • variations latérales et verticales des faciès. • présence de blocs. • structures sédimentaires. (plan et joints de stratification).
2- Hétérogénéités post-génétiques.
<ul style="list-style-type: none"> • altération (transformation minéralogique liée à l'action météorique ou hydrothermale). • latérisation (dissolution : vides, Karst). • tectonique (structure) (fracturation, failles, filon).

De façon générale, la présence des hétérogénéités, vient compliquer la mise en œuvre du tir et son fonctionnement. Il faut toujours adapter au cas par cas le plan de tir (choix de la maille, type d'explosif et sa répartition, énergie spécifique mettre en œuvre, etc.) pour obtenir un résultat satisfaisant.

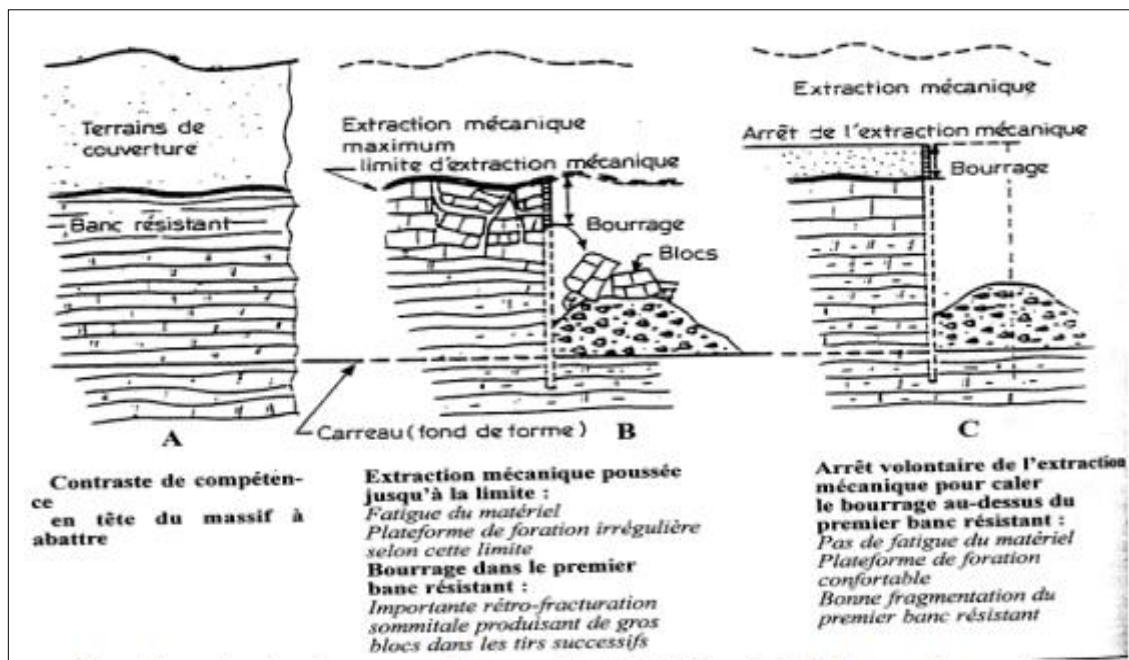


Figure III.14. Adaptation du chargement des trous de tir à l'hétérogénéité de compétence du massif rocheux. [27]

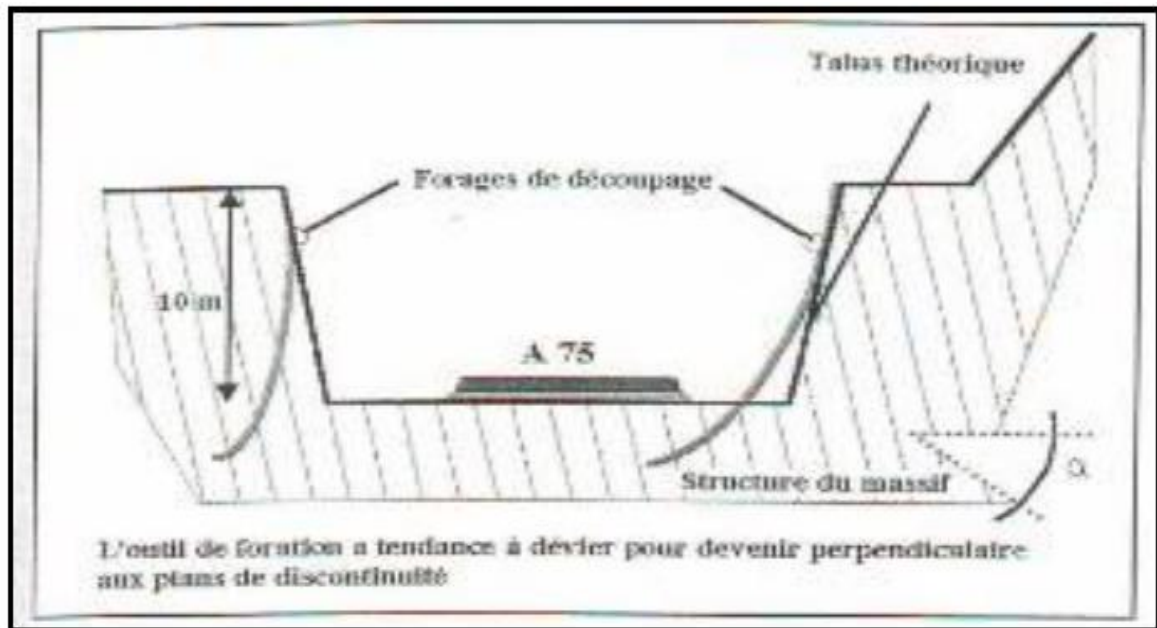


Figure III.15. Déviation de foration due à la structure du massif : présence d'une famille de plans de discontinuité majeure. [28]

III.3.3. L'influence des discontinuités

La structure d'un massif a une influence très importante sur le tir, elle détermine tout d'abord la taille des blocs in situ, elle conditionne la mise en œuvre du tir, le fonctionnement même de l'énergie explosive et sa transmission au massif, et peut occasionner des problèmes de stabilité au niveau des trous de tir ou de gradins, voire de talus entiers ou de galeries dans les mines ou les travaux souterrains, (tableau III.7).

Tableau III.7. Les discontinuités et leur influence sur le tir [29].

Les discontinuités et leur influence sur le tir		
Élément	Mesure/Analyse	Influence sur le tir
Géométrie (orientation et extension) et intensité (espacement/ fréquence)	Analyse géologique et modélisation (normes ISRM ^o) RQD Diagraphies radar	<ul style="list-style-type: none"> • Blocométrie du massif • Direction du tir/orientation du front(ou de la séquence d'amorçage) • Développement et intensité des effets arrières • Facilité et précision de forage : déviation, conséquences sur la maille et le fonctionnement du tir • Stabilité du trou de tir, du front ou de la paroi

Propriétés mécaniques (cohésion et angle de frottement)	Test au cisaillement au laboratoire ou in situ	•Efficacité du tir en terme résultat: transmission de l'énergie d'explosive, consommation d'explosif
Configuration structural global	Analyse géologique	•Efficacité du tir en terme d'opération: possibilité de raté, découpage des charges partiel ou total •Propagation des vibrations •Condition hydrogéologique
Caractéristique de remplissage (nature et épaisseur)	Analyse géologique	•Stabilité du front
ISRM^o: International Society of Rock Mechanics		

III.3.3.1. Influence de la blocométrie du massif

L'intersection des discontinuités va déterminer des blocs dans l'espace, dont la distribution granulométrique, ou blocométrie, sera fonction de leur orientation, de leur extension et de leur densité. Cette blocométrie doit être prise en compte pour la conception du tir, et influera sur la géométrie du tir (choix de la maille, espacement entre trous), et de l'énergie explosive à mettre en jeu en fonction des objectifs du tir (granulats, roches ornementales, travaux souterrains, etc.), pour certains auteurs, elle intervient dans la classification des massifs rocheux pour leur facilité à être fragmentés. [17]

III.3.3.2 Influence de l'orientation des discontinuités

La classification des discontinuités en familles et leurs hiérarchisations par ordre d'importance permet de choisir l'orientation des fronts d'abattage et le sens de progression de ces fronts les plus favorables qui minimisent les difficultés. Elle permet de prendre le massif dans le bon sens.

a) Tir avec le pendage (front en travers banc)

Quand les bancs pendent vers la fosse, il conduit à un bon travail de l'énergie explosif à une bonne orientation des discontinuités pour la réflexion de l'onde de choc et pour le mouvement vers le haut de la masse abattue, le carreau est régulier et le tas

bien étalé ce qui crée des conditions favorables au chargement. Cependant, il conduit à un soulèvement des bancs supérieurs induisant des effets arrière important provoquant un gêne pour la foration et le rendement des tirs suivant à cause de la perte d'énergie dans les fractures. [12]

b) Tir contre pendage

Quand le front est aussi en travers banc mais le pendage des discontinuités est opposé à la fosse. Ses avantages sont de bon travail de l'énergie explosive, la réduction des effets arrières des parties supérieures et une meilleure stabilité dus talus Burkle, (1979), les inconvénients sont l'inclinaison des bancs opposé au mouvement de la masse rocheuse rendant difficile le traitement du pied par conséquent irrégularité du carreau. Le tas est moins étalé et plus haut. [12]

Les essais sur les effets de la direction de tir par rapport à la direction des discontinuités principales dans le massif ont conduit à des résultats contradictoires, (Burkel, 1979) avança qu'une orientation du front de tir parallèle à la direction des joints principaux provoquerait la propagation à plus grande distance de l'énergie de la déformation dans la zone limitée par les discontinuités, ce qui favoriserait une meilleure fragmentation, Belland(1966) arriva, en effet aux mêmes conclusions pendant des essais de tir dans une mine de Fer. Tham (1983) observa les mêmes phénomènes dans une mine de cuivre. En effet, en orientant le front de tir perpendiculairement à la direction des joints principaux.

Cependant, des essais effectués dans une carrière de dolomie par Ash (1973) donnèrent les résultats contraires, en général il obtient une meilleure fragmentation pour les tirs effectués sur les talus orientés perpendiculairement à la direction des joints principaux, Lande (1983) observa les mêmes résultats pendant ses essais sur les séries de calcaire et de grès. [12]

Burkle, 1979, repris par Fourmaintraux. Propose l'adaptation des plans de tir à partir de la classification des discontinuités en familles :

1. Si l'orientation de la famille de discontinuités est inclinée par rapport au front d'abattage, on dit que l'on prend le massif en travers bancs, le tir est alors effectué avec le pendage vers la face libre du massif ;
2. Si l'orientation de la famille de discontinuités est verticale par rapport au front d'abattage, on dit que l'on prend le massif en travers bancs, le tir est alors effectué contre le pendage vers l'intérieur du massif ;

3. Si l'orientation de la famille de discontinuités est horizontale par rapport au front d'abattage, on dit que l'on prend le massif en direction, le tir est alors effectué avec la direction du pendage.

Tableau III.8. Avantages et inconvénients des plans de tir à partir de la structure géologique du massif rocheux. (Burkle, 1979 repris par Fourmaintraux. D et al, 1983)

Adaptation du tir	Avantages	Inconvénients
Tir en travers bancs avec le pendage, orientation de discontinuités inclinées	<ul style="list-style-type: none"> •Bon travail de l'énergie explosive, bonne orientation des discontinuités pour la réflexion de l'onde et pour le mouvement vers le haut de la masse abattue • Carreau régulier, tas bien étalé, conditions favorables au chargement 	<ul style="list-style-type: none"> •Soulèvement des bancs supérieurs induisant effets arrière importants, d'où gêne pour la foration et production de blocs dans abattages suivants par perte d'énergie dans les fractures. •risques de glissements de blocs et problèmes de stabilité du front, dépendant de la résistance au cisaillement des plans et des conditions hydrauliques
Tir en travers bancs, contre le pendage, orientation de discontinuités verticales	<ul style="list-style-type: none"> •Bon travail de l'énergie explosive (cf. ci-dessus) •réduction des effets arrière dans les parties supérieures •pas d'instabilité par glissement sur les discontinuités. 	<ul style="list-style-type: none"> •Inclinaison des bancs opposés au mouvement de la masse rocheuse, difficulté de faire sauter le pied, irrégularité du carreau, •tas moins étalé et plus haut, •instabilité du type basculement.
Tir en direction, orientation des discontinuités horizontale	<ul style="list-style-type: none"> •Tir recoupant les mêmes formations. 	<ul style="list-style-type: none"> •Possibilités d'effet arrière important localisés au droit des couches de faible résistance au frottement fracturées •Profil d'excavation en dents de scie en cas fort contraste dans le massif ou de distribution irrégulière des discontinuités, en pied de talus

III.3.3.3. Effets de la direction de tir par rapport à la direction des discontinuités principales

Les essais sur les effets de la direction de tir par rapport à la direction des discontinuités principales dans le massif ont conduit à des résultats contradictoires, (Burkel,1979) avança qu'une orientation du front de tir parallèle à la direction des joints principaux provoquerait la propagation à plus grande distance de l'énergie de la déformation dans la zone limitée par les discontinuités, ce qui favoriserait une meilleure

fragmentation, Belland(1966) arriva, en effet aux mêmes conclusions pendant des essais de tir dans une mine de Fer. Tham (1983) observa les mêmes phénomènes dans une mine de cuivre. En effet, en orientant le front de tir perpendiculairement à la direction des joints principaux. [12]

Tableau III.9. Hydrogéologie et influence des conditions hydrologiques sur le tir. [12]

Hydrogéologie et influence des conditions hydrologiques sur le tir		
Elément	Mesure/Analyse	Influence sur le tir
Niveau de l'eau	Mesure in situ	Choix de l'explosif approprié, augmentation du cout explosif + amorçage, et de la mise en œuvre du chargement de l'explosif
Débit	Essais de pompage	<ul style="list-style-type: none"> •Interaction massif rocheux/ l'explosif •Augmentation de transmission d'énergie, diminution des propriétés mécaniques globales du massif rocheux •Stabilité du trou de tir •Stabilité du front •Augmentation du temps de mise en œuvre du tir

III.3.3.4. Effets des discontinuités sur la consommation spécifique

La consommation spécifique de l'explosif dont dépend la réserve totale de l'énergie de la charge est un des facteurs qui influe bien sur l'action de des explosifs et sur la qualité de la fragmentation des roches.

L'expérience riche des travaux de tir depuis cent ans témoigne que la variation de la consommation spécifique de l'explosif permet de faire varier à volonté le degré de fragmentation.

Comme, la consommation spécifique d'explosif est l'un des principaux paramètres des travaux d'abattage des roches à l'explosif, l'Académicien «Ashby» a développée une formule empirique entre la consommation spécifique d'explosif et les propriétés de la masse rocheuse. [15]

$$q_{exp} = \frac{1.4 \tan(\varphi+i)}{\sqrt[3]{\text{fracture/mètre}}} ; \text{Kg/m}^3 \tag{III.2}$$

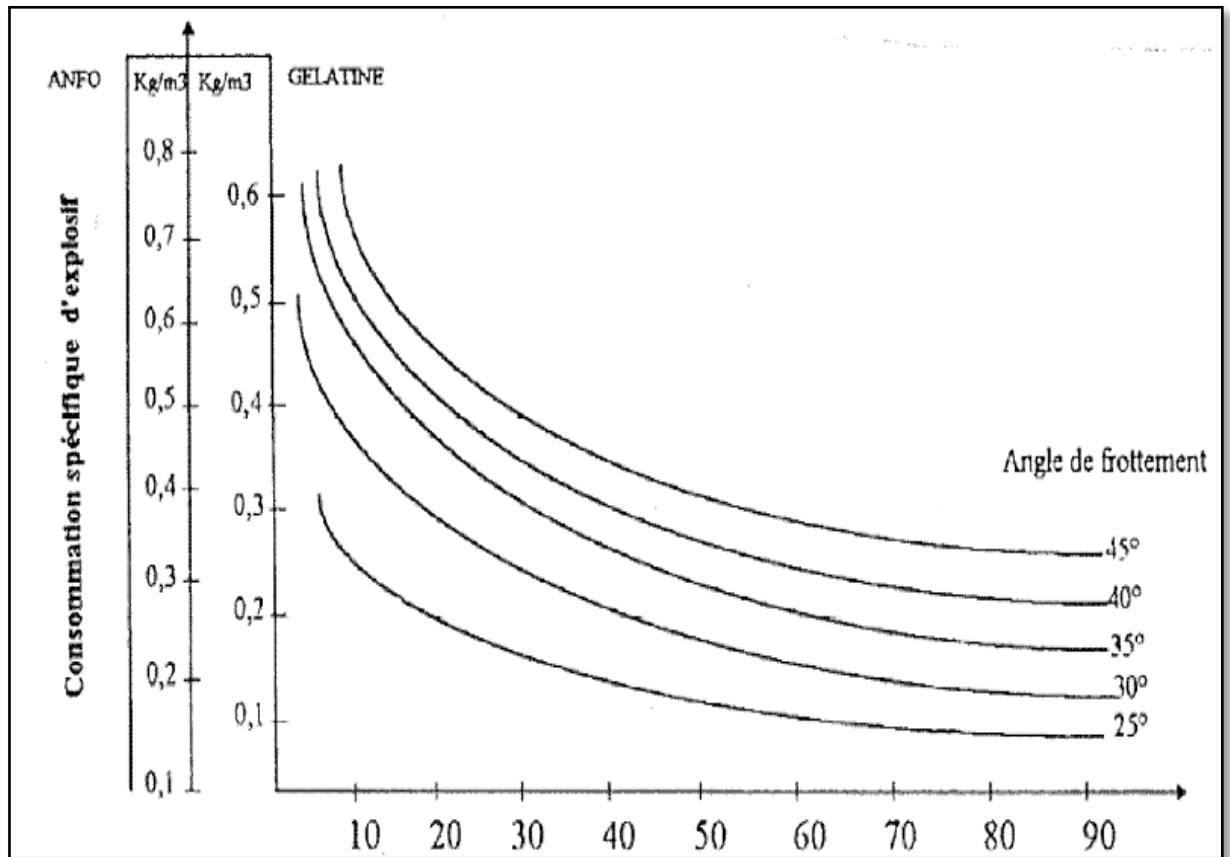


Figure III.16. Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par «Ashby».

Où :

φ : Angle de frottement interne de la roche en (degré).

i : Angle de rugosité des surfaces de ruptures en (degré), caractérisant l'état de surfaces de contact entre les blocs de roches du massif.

III.4. Etude des causes de provenance des hors-gabarits

Pour les principales causes qui provoquent le taux élevé des hors-gabarits, on peut citer :

- La fissuration du massif ;
- La consommation spécifique insuffisante ;
- Mauvais choix de l'inclinaison et de diamètre des touts ;
- Mauvaise construction de la charge ;
- Mauvais mode d'initiation de la charge ;
- Dimensions de la maille ;
- Quantité insuffisante d'explosif dans un trou. [30]

a) La fissuration naturelle

Elle influe directement sur l'effet de tir puisque l'énergie des ondes n'est pas totalement consommée par la fragmentation ce qui diminue la qualité de la fragmentation des roches puisque une grande partie s'échappe à travers les fissures et par conséquent, l'apparition d'un taux élevé de hors-gabarits.

L'importance pratique de l'étude de la fissuration, dans les conditions de notre carrière et d'autre, consiste à la détermination des directions de fissures et leur pendage qui sont des paramètres très importants lors l'élaboration des plans de tir permettant une exploitation optimale des gisements. [30]

b) Quantité d'explosif dans un trou

Les roches de dureté moyenne et dures nécessitent les travaux de forage et tir. Pour cela, il faut que la consommation d'explosif soit suffisante pour la fragmentation complète des roches et l'obtention d'un tas de roches de granulométrie souhaitée.

c) Paramètres de la maille

Leur mauvais calcul provoque des blocs hors-gabarits, par exemple (a : la distance entre deux trous) qui doit être la même entre tous les trous.

III.5. classification du massif rocheux**III.5.1. Introduction**

Le rôle principal qu'on attribue généralement des méthodes de classification des massifs rocheux est celui d'aide à la conception d'ouvrages en milieux rocheux. Ces systèmes sont en effet à la base des méthodes de dimensionnement empiriques. Leur rôle consiste de combiner les informations provenant d'observations, de mesures ou encore de l'expérience de manière à fournir des estimations quantitative et qualitative sur la situation du massif.

III.5.2. Les buts des systèmes de classification des massifs rocheux

La classification géomécanique consiste à quantifier un massif rocheux par une note empirique décrivant sa qualité par une série de termes allant d'un très bon rocher à un rocher très médiocre. Les buts principaux de ces classifications se résument comme suit :

- Estimer indirectement les propriétés mécaniques à grande échelle d'un massif fracturé, en particulier son module de déformation, sa résistance à la compression simple, sa cohésion et son angle de frottement interne.

- Estimer le temps durant lequel le massif rocheux peut tenir sans soutènement (stand-up time). C'est un indice très essentiel dans la détermination de la portée d'excavation.
- Donner des recommandations de soutènement des ouvrages. [5]

III.5.3. Classifications du massif rocheux

Il existe 16 systèmes de classification des massifs rocheux qui ont été développés pour leur utilisation en génie civil et minier, et ce, en se basant, en grande partie, sur la fissuration et le comportement mécanique de ces massifs. Malgré que ces systèmes soient largement utilisés en ingénierie, leur habilité à considérer la résistance anisotropie et l'effet d'échelle demeure limitée (Maciejka, 2012).

Les méthodes de classifications utilisées sont :

- La méthode du RMR (Rock mass rating) ou méthode de Z. BIENAWSKI ;
- RQD (Rock Quality Designation) d'après Deere (1968) ;
- SMR (Slop Mass Rating) d'après Romana (1985);
- GSI (Geological Strength Index) Hoek et Brown (1997).

III.5.3.1. Les différents systèmes de classification des massifs rocheux

III.5.3.1.1. Systèmes du RQD (Rock Quality Designation)

Proposé par Deere en 1964 et obtenu à partir de carotte de forage géologique, c'est un indice représentant l'évaluation du pourcentage des carottes récupérées sur une longueur de course précise. [20]

A. Principe de calcul du RQD

Basé sur un procédé qualitatif, seule la somme des longueurs de morceaux de plus de 10 cm (4 pouces) est conservée. Cette somme est divisée par la longueur de course de la carotte de forage. Ce paramètre est défini comme suit:

$$\text{RQD} = \frac{\sum \text{longueur des carotes} > 10 \text{ cm}}{\text{Longueur de la passe du forage (longueur total des carottes extraites)}} * 100 \quad (\text{III.3})$$

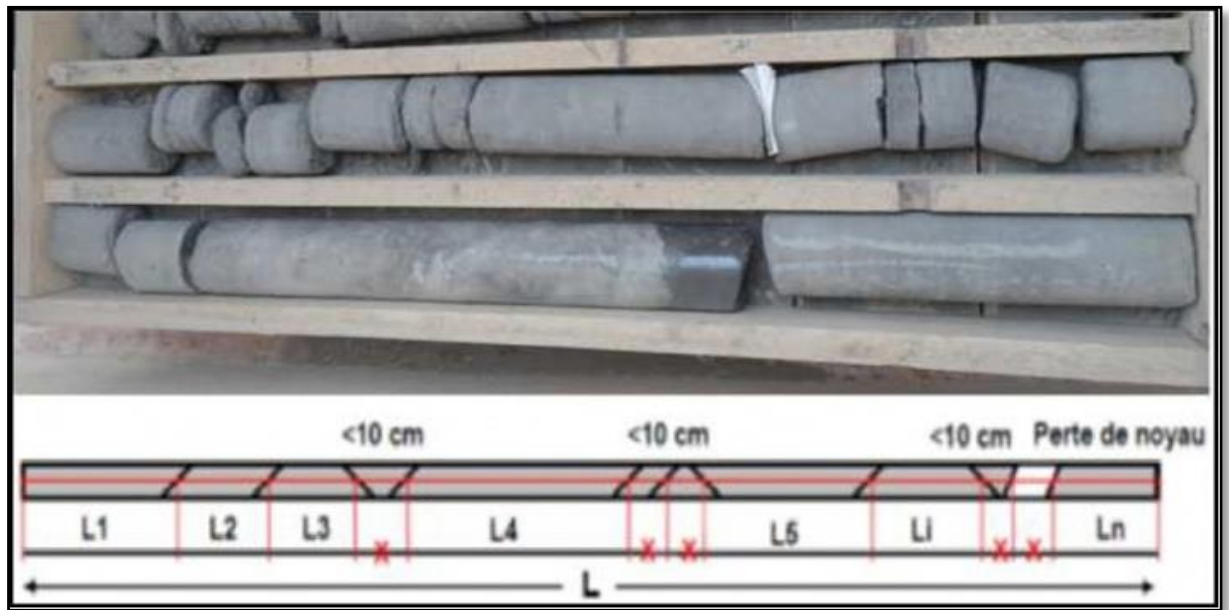


Figure III.17. Une carotte (Zhao J., 2008)

Palmström (1982) a suggéré que, lorsque les carottes ne sont pas disponibles mais les discontinuités sont visibles à la surface d'exposition (face libre du gradin), le RQD peut être estimé à partir du nombre de discontinuités par unité de volume. La relation suggérée pour des masses rocheuses contenant de l'argile libre est :

$$\text{RQD} = 115 - 3,3 J_v \quad (\text{III.4})$$

Où : J_v est le nombre de joints de fissure par mètre cube. Si J_v est inférieur à 4,5 on utilise $\text{RQD} = 100$. Dans ce cas les fractures et fissures induites par le tir ne sont pas comptabilisées.

Le RQD est supposé représenter la qualité de la masse rocheuse in-situ. [20]

B. Classification de massifs rocheux par RQD

La relation entre la valeur du RQD et la qualité du massif peut être établie selon la proposition de Deere en 1988. Les résultats obtenus sont consignés dans le tableau ci-dessous.

Tableau III.10. Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux.

RQD	Qualité des roches
<25	Très médiocre
25-50	Médiocre
50-75	Moyenne
75-90	Bonne
90-100	Excellente

III.5.3.1.2. La méthode de Z. Bieniawski (RMR)

Le RMR a été développé par Bieniawski dans les années 1970. Il est basé sur l'expérience professionnelle de l'auteur dans des tunnels de faible profondeur pour des massifs sédimentaires. [18]

Depuis son apparition, le système initial a reçu de nombreuses modifications et extensions, par Bieniawski, 1974 ; 1976 ; 1979 et dernièrement en 1989 :

- En 1974, Bieniawski présente la première modification qui est un réarrangement des paramètres de la classification (il passe de 8 à 6 paramètres).
- En 1976, Bieniawski effectue des modifications par rapport au design de support de terrain, réduit le nombre de classes de roche à 5 groupes dominants de 20 points chacun et introduit le concept de rugosité.
- En 1979, Bieniawski réajuste pour la dernière fois la valeur du coefficient pour l'eau, la condition et l'espacement de joints.
- En 1989, Bieniawski a joint des directives de sélection du patron du support de terrain pour une combinaison de boulons mécanique, béton projeté et arche d'acier selon la qualité du massif rocheux. Dans le domaine minier, plusieurs facteurs influencent ces directives de support de terrain telles que la forme, la grandeur, profondeur de l'excavation ainsi que la technique utilisée. Beaucoup de précautions doivent être apportées lors de l'application du RMR pour le design de support dans le domaine minier. Lors de chaque modification, il y a eu une redistribution des valeurs pour les différents paramètres. Pour cette raison, l'utilisateur du système doit mentionner quelle version est utilisée afin de bien classer le terrain (Bieniawski, 1989). [18]

A) Principe de calcul du RMR

Se repose sur la simplicité à déterminer les différents paramètres suivants :

- A1 : Résistance en compression uniaxiale de la roche intacte;
- A2 : RQD(Rock Quality Index);
- A3 : Espacement moyen des discontinuités;
- A4 : Condition des discontinuités (ouverture, persistance, rugosité...);
- A5 : Les conditions hydrogéologiques du massif rocheux ;
- A6:Orientation des discontinuités par rapport aux directions représentatives du problème traité.

Ces paramètres sont illustrés sur la figure III.23.

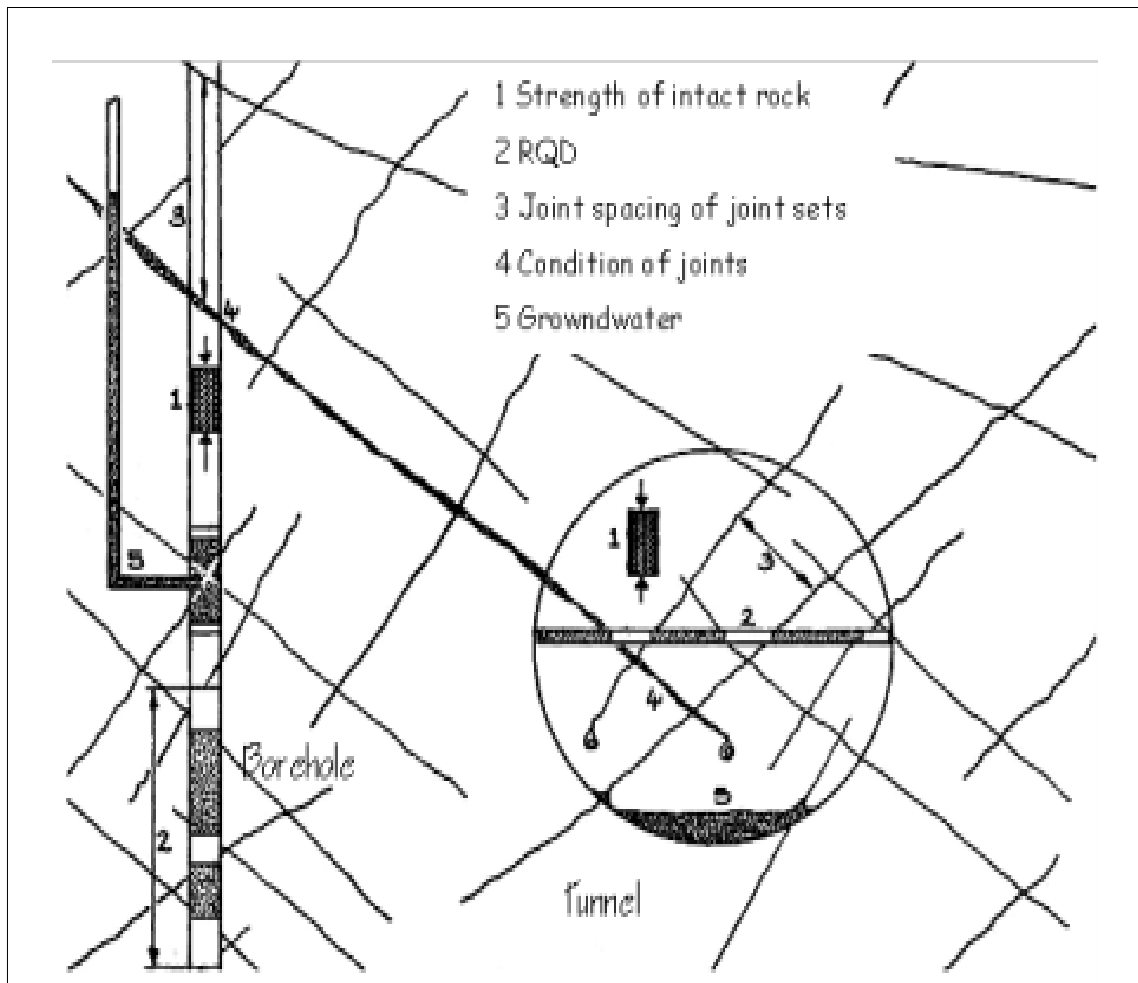


Figure III.18. Illustration graphique des paramètres de caractérisation du RMR. [19]

Les notes A1, A2 et A5 correspondant aux paramètres établies pour l'ensemble du massif rocheux, alors que A3, A4 et A6 sont évaluées pour chaque famille de discontinuités.

$$\text{RMR de base} = A1 + A2 + A3 + A4 + A5 \quad (\text{III.5})$$

Bieniawski (1978) suggère un paramètre de réduction tenant compte de l'orientation du tunnel par rapport à l'indication du pendage. Le paramètre A6 est négatif afin de réduire la qualité du massif rocheux. La classification doit tenir compte de l'influence de conditions externes applicables à l'ingénierie :

$$\text{RMR}_{89} = \text{RMR de base} + A6 \quad (\text{III.6})$$

Tableau III.11. Classification RMR (Bieniawski, 1989).

Paramètres		Coefficients							
1	Résistance de la roche (MPa)	Indice de Franklin (MPa)	> 10	4-10	2-4	1-4	Indice Franklin Non utilisable (MPa)		
		Résistance à la compression (MPa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
	note		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90-100	75-90	50-75	25-50	< 25		
	Note		20	17	13	8	3		
3	Espacement des joints		>2 m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	0,06-0,2 m	< 0,06 m		
	Note		20	15	10	8	5		
4	Nature des joints		Surfaces très rugueuses non continue Eponte en contact Eponte non altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur < 1mm Eponte non altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur < 1 mm Eponte altérées	Surfaces lustrées ou remplissage < 5mm ou joint ouvert 1 à 5 mm joints continus	Remplissage mou >5 mm ou joints ouverts >5 mm joints continus		
	Note		30	25	20	10	0		
5	Venues d'eau	Débit sur 10 m	Aucune venue d'eau	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Pression d'eau contrainte principale	0	< 0,1	0,1 -0,2	0,2- 0,5	>0,5		
		Hydrogéologie	Complètement sec	Humide	Suintements (eau interstitielle)	Pression d'eau modérée	Problèmes sérieux de venues d'eau		
	Note		15	10	7	4	0		
6	direction des discontinuités		0	-5	-25	-50	-60		
	Note		Très favorable	favorable	Bonne	défavorable	Très défavorable		

Bieniawski présente une classification et description pour le massif rocheux selon l'indice RMR final. Cette classification comprend 5 groupes d'intervalle de 20 points par classe dont la description rocheuse variant entre roches de très faible qualité à très bonnes roches.

Tableau III.12. Classes et propriétés globales des massifs rocheux .

Note globale	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20
Classe du massif rocheux	I	II	III	IV	V
Description du massif rocheux	très bon rocher	bon rocher	rocher moyen	rocher médiocre	rocher très médiocre
Cohésion Cm (KPa)	>400	300 à 400	200 à 300	100 à 200	<100
Angle de frottement interne $\varphi_m(^{\circ})$	>45	35 à 45	25 à 35	15 à 25	<15

B) Estimation des caractéristiques mécaniques des massifs rocheux à partir du RMR

Le RMR permet aussi d'estimer des paramètres mécaniques des massifs rocheux tels que la cohésion et l'angle de frottement. Comme on peut estimer le temps de soutien moyen d'une excavation avant l'application du soutènement. Plusieurs auteurs ont proposé des relations entre ces paramètres et la valeur du RMR.

Il existe des corrélations qui permettent d'estimer la cohésion, l'angle de frottement ainsi que le module de Young : [21]

a) La cohésion

$$C_{eq}(kpa) = 5RMR \tag{III.7}$$

b) L'angle de frottement

$$\varphi_{eq}(^{\circ}) = 0.5 RMR + 8.3 \pm 7.2 \tag{III.8}$$

c) Le module de Young

$$E_{eq} (GPa) = 10(RMR - 10) \tag{III.9}$$

C) Limitations du système RMR

Dans le domaine minier, le paramètre de l'orientation des discontinuités (A6) est ignoré, le système conservé redevient le RMR de base. Cette correction est apportée

principalement pour ignorer les conditions environnementales résultant en une classification dépendante du massif rocheux uniquement. [23]

Ce système a réussi à identifier des paramètres géologiques quasi universels permettant d'enregistrer rapidement et simplement toute expérience d'excavations dans la masse rocheuse. De la sorte, l'application du système de classification RMR s'étend avec succès à la conception de fondation, de stabilité de talus, l'évaluation du décapage, ainsi que de nombreuses applications minières. [24]

III.5.3.1.3. Le système GSI Hoek et Brown (1997)

Afin d'estimer le GSI, il est nécessaire de calculer le RMR de base et le Q' qui sont des valeurs modifiées de RMR et de Q. Le RMR de base est calculé en retenant une valeur 15 pour le coefficient relatif à l'eau (A5) et une valeur nulle pour le coefficient de correction relatif à l'orientation des discontinuités (B).

$$RMR_{Base} = A1 + A2 + A3 + A4 + 15 \tag{III.11}$$

De même, Q' se calcule en ne tenant pas compte de l'état initial du massif par rapport à l'eau et aux contraintes (Jw/SRF).

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \tag{III.12}$$

Ayant calculé RMR' et Q' le GSI se détermine comme suit :

$$GSI = RMR' - 5 \text{ Si } RMR'89 > 23 \tag{III.13}$$

$$GSI = 9(\log Q' + 44) \text{ Si } RMR'89 \leq 23 \tag{III.14}$$

L'estimation du GSI s'appuie sur une observation directe de la structure du massif rocheux à partir d'un examen de la qualité de la masse rocheuse in situ. Cet indice varie entre 5 et 85.

Par définition, les valeurs proches de 5 correspondent à des matériaux de très mauvaise qualité, tandis que les valeurs proches de 85 décrivent des matériaux d'excellente qualité.

Tableau III.13. GSI et qualité de massif rocheux

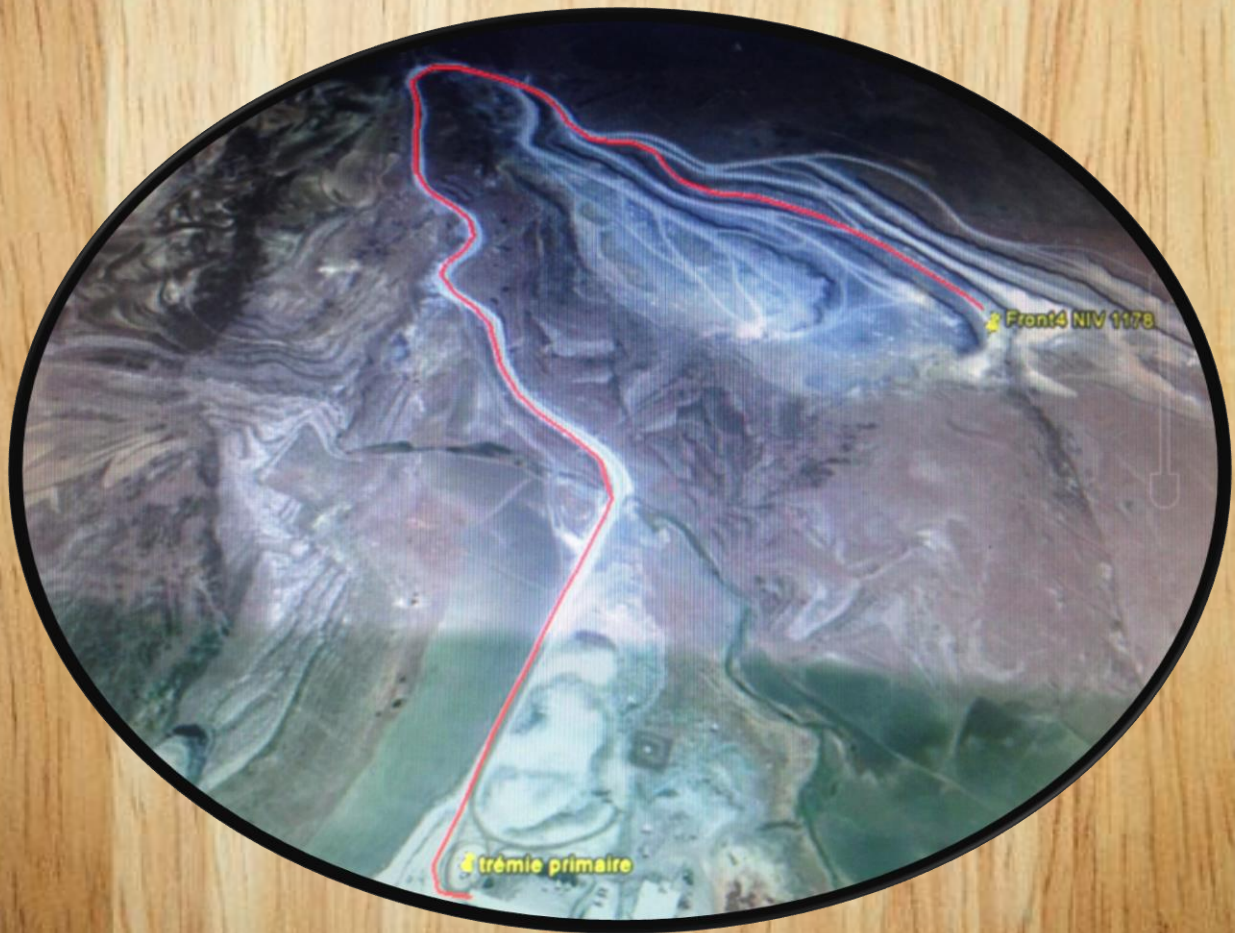
Valeur GSI	76 - 95	56 - 75	41 - 55	21 - 40	< 20
Qualité de massif rocheux	Très bon	Bon	Moyen	Mauvais	Très mauvais

III.6. Conclusion

Il est important d'identifier les paramètres qui peuvent influencer la fragmentation des roches. Cependant, l'interaction de ces différents paramètres est en question à laquelle l'exploitant doit faire face. Il est vrai que les règles de l'art existent, mais il est souvent nécessaire de tenir compte de ces paramètres surtout les paramètres non contrôlables quelque soit la nature des discontinuités, ces dernières constituent un élément prédominant dans la gestion de l'énergie des tirs dans les massifs.

Chapitre IV

Description générale de la carrière de Ain El Kebira



CHAPITRE IV : Description générale de la carrière de Ain El Kebira

IV.1. Présentation de l'Entreprise

La société des ciments de Ain El Kebira (SCAEK) est une SPA (Société Par Actions), filiale du groupe GICA détenteur à 100% de son Capital Social s'élevant à: 2 200 000.000 DA.

Bâtie sur une superficie de 50 hectares, la Cimenterie se trouve à 20 Km au Nord-Est du chef-lieu de Wilaya de Sétif et à 07 km au sud de la Daïra d'Ain El Kebira dont l'Altitude est de 1 040 mètres.

Ses Coordonnées Géographiques sont:

- Longitude Est 5° 27'.
- Latitude Nord 36° 20'.

Le siège de la direction générale se trouve dans la ville de Sétif.

La SCAEK dispose de deux (02) lignes de production d'une capacité contractuelle (installée) de 3 000 000 tonnes de ciment portland (CPA) par an.

La société fabrique actuellement :

- Le ciment Portland aux ajouts CPJ_: CPJ-CEM II/A 42.5 NA 442
- Le ciment résistant sulfate CRS : CPA-CEM I-42,5 ES NA 443

Elle est en mesure de fabriquer le CPA 52.5, le CPJ 32.5 ainsi que le Ciment Pétrolier lorsque les conditions du marché le permettent. La SCAEK est installée à proximité d'une carrière dont les réserves lui permettent de faire face à ses besoins d'exploitation à long terme. Couvrant une superficie de près de 220 hectares, elle tire les principales matières premières à partir du gisement de Djebel Medjounes et d'argile « marne » de (Theniet Moloutou). [31]

IV.2. Situation géographique du gisement d'Ain El Kebira

La ville de Sétif, chef-lieu de Wilaya, se trouve à 300 km à l'Est d'Alger ; elle est délimitée par les wilayas de Bejaïa au Nord, Batna et M'Sila au Sud, Mila à l'Est et Bordj Bou Arreridj à l'Ouest. [32]

Le gisement calcaire d'Ain El Kébira est situé à environ 20 Km au nord-est du chef-lieu de la wilaya de Sétif et à 7 Km au sud de la daïra d'Ain El Kébira dont il porte le nom. La route Ain El Kébira-Sétif passe à proximité de la carrière (Figure II.1).

X= 3648179,3572, Y= 678125,2020, Z= 1040 mètres

Et couvrant une superficie de 60 hectares.



Figure IV.1. Situation géographique du gisement de calcaire d’Ain El Kebira (Google Earth 2021).

Au total, le périmètre est délimité par vingt six (26) points (du n° 1 à 26.) en coordonnées hectométriques.

Les coordonnées en UTM de ses points -limites sont consignées dans le tableau IV.1.

Tableau IV.1. Les coordonnées en UTM de ses points –limitent.

Points	Coordonnées (UTM)		Points	Coordonnées (UTM)	
	X	Y		X	Y
1	724 900	4 022 400	14	723 400	4 021 900
2	724 900	4 021 800	15	723 600	4 021 900
3	724 700	4 021 800	16	723 600	4 022 100
4	724 700	4 021 700	17	723 800	4 022 100
5	724 600	4 021 700	18	723 800	4 022 200
6	724 600	4 021 600	19	724 000	4 022 200
7	724 500	4 021 600	20	724 000	4 022 300
8	724 500	4 021 500	21	724 100	4 022 300
9	724 300	4 021 500	22	724 100	4 022 400
10	724 300	4 021 400	23	724 300	4 022 400
11	724 200	4 021 400	24	724 300	4 022 500
12	724 200	4 021 200	25	724 600	4 022 500
13	723 400	4 021 200	26	724 600	4 022 400

IV.3. Historique de la recherche minière du gisement

Les études géologiques pour la recherche de gisements de matières premières pour l'implantation d'une cimenterie dans la région de Sétif ont débuté en 1971. Une dizaine de gisements ont été localisés, mais ceux du Djebel Medjounès, étudiés à partir de septembre 1973 se sont révélés très favorables pour l'implantation d'une Cimenterie, que ce soit du point de vue qualité et quantité de roches calcaires marnes, que sur le plan infrastructurel (proximité d'une rivière, existence de lignes électriques, routes...). Les travaux de prospection ont été réalisés par la société SARL allemande GmbH (Gesellschaft mit beschränkter Haftung). [30]

Les travaux de construction de la Cimenterie d'Ain El Kebira ont débuté en 1975 et se sont achevés en 1978, année de son inauguration. En janvier 1979, la Cimenterie est entrée en exploitation et a atteint une production journalière de 3000 T. [30]

Le gisement étudié est situé sur le bord Ouest de Djebel Medjounes qui s'étend sur une longueur de 13 km et une largeur de 07 km. Il est limité à son pied Ouest par l'Oued Châabet Rebiba. Sa limite Nord est formée par une dépression large d'environ 150 m et celle Est consiste en une gorge dite Ben Djedda. Quant à sa limite Est, elle se trouve non loin d'une vallée qui descend en serpentant vers le nord. [33]

Par décret exécutif n° 08-79 en date du 04/03/2008, un titre minier fut attribué à la Société des Ciments de Aïn-EI-Kébira (S.C.A.E.K) au profit de la carrière de calcaire du Djebel Médjounès. La carrière a un statut d'une concession minière inscrite sous le numéro 120 CM.

IV.4. Climat de la région

Le territoire de la wilaya de Sétif se divise en trois (03) zones morphologiques principales qui sont comme suit, du Nord au Sud :

- L'Atlas tellien (Tell Sétifien) ;
- Les hautes plaines Sétifiennes ;
- Les monts du Hodna.

Le gisement étudié se situe à Djebel Medjounès lequel est attaché à l'extrémité Sud de l'Atlas Tellien.

Le réseau hydrographique est constitué essentiellement par l'oued Rhummel à l'Est, les oueds Boussellam et Soumam à l'Ouest.

Le climat de la région est rude, avec des hivers rigoureux (neige, gel) et des étés très chauds et secs. La pluviométrie annuelle moyenne est de 382mm. [32]

IV.5. Géologie régionale

IV.5.1. Stratigraphie de la région du Djebel Medjounès

La série stratigraphique du massif et de son voisinage comprend les formations sédimentaires du Trias, du Crétacé, du Tertiaire et du Quaternaire (Figure IV.2). Les formations du Crétacé et du Tertiaire appartiennent à la nappe de Djemila qui couvre des surfaces considérables sur la moitié nord de la carte géologique de Sétif au 1/200.000.

Le sondage réalisé sur le flanc ouest du Djebel Medjounès donne une colonne stratigraphique du massif (Figure IV.3). [1]

IV.5.1.1. Le Trias

Au pied du Djebel Medjounès (dans sa partie Sud-Est) affleure le Trias sous forme d'un amas composé d'argiles bariolées, de gypses roses ou rouges et de gros blocs de cargneules et de calcaires dolomitiques. [1]

IV.5.1.2. Le Crétacé

Les roches du Djebel Medjounès appartiennent en grande partie au Crétacé Supérieur. On distingue les séries suivantes :

- **Marnes noires du Campanien-Maestrichtien inférieur**

Cette formation affleure sur le flanc Sud-Est du Djebel Medjounès et occupe une faible superficie (2 km²). Elle est constituée de marnes noires à boules jaunes.

- **Calcaires bien réglés (dits du Matrouna et du Djebel Medjounès) du Campanien supérieur et Maestrichtien**

Il s'agit d'une puissante série (250 m d'épaisseur) de calcaires massifs noirs bien lités en alternance avec des bancs marneux très minces. Les calcaires sont lités en bancs métriques groupés en barres bien individualisées (4 ou 5) atteignant 80 m d'épaisseur.

- **Marnes noires du Maestrichtien supérieur à Paléocène**

Cette série, qui affleure au pied du Djebel Medjounès, est composée de marnes noires, toujours très froissées, parfois à boules jaunes. Les marnes de cette série qui affleurent au voisinage de la carrière de calcaire sont exploitées pour l'alimentation de la Cimenterie. [1]

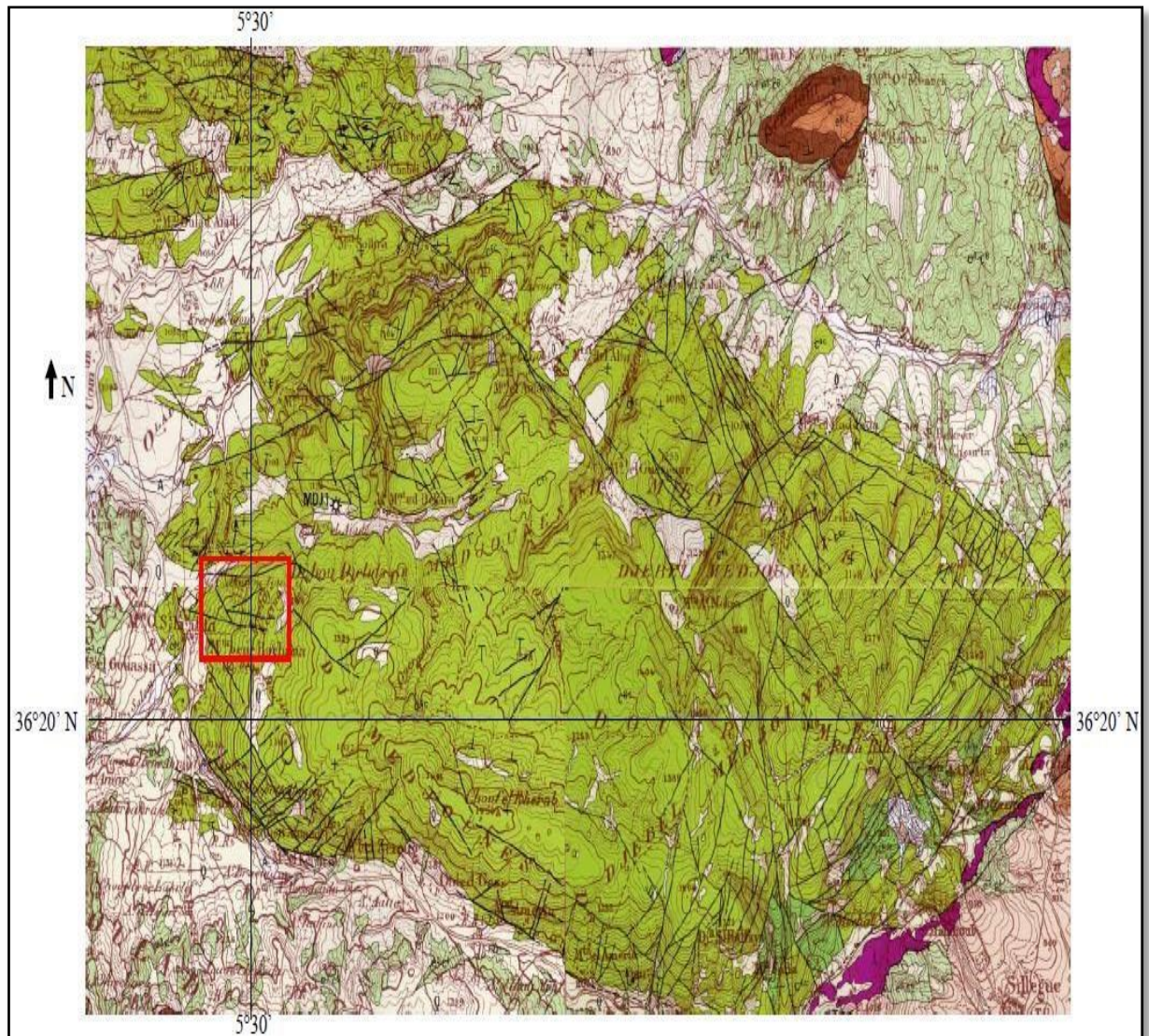
IV.5.1.3. Le Tertiaire









Sur le flanc nord du Djebel Medjounès, les marnes noires du Maestrichtien supérieur-Paléocène passent sans lacunes stratigraphiques à des calcaires bitumineux

blancs de l'Yprésien-Lutétien inférieur. Cette série est couronnée par des marnes noires ou gris à boules jaunes du Lutétien. [1]

IV.5.1.4. Le Quaternaire

Dans la région d'étude, les sédiments quaternaires ne s'observent que localement et pour la plupart avec une faible puissance. [1]



 t	Trias exotique : argiles et gypses.	 c ^s e ^a	Campanien à Maestrichtien inférieur : marnes sombres à boules jaunes.	 c ^{sc}	Campanien supérieur et Maestrichtien inférieur : calcaires.	 e ^a c ^{sc}	Maestrichtien supérieur à Paléocène : marnes noires à boules jaunes.
 e ^s	Yprésien- Lutétien inférieur : calcaires bitumineux.	 e ^t -7	Eocène moyen (et supérieur ?) : marnes noires, brunes ou grises.	 mp	Mio-Pliocène continental : sables, graviers, limons, argiles.	 Q	Quaternaire : Terres arables.

 Zone d'exploitation des calcaires .

Figure IV.2. Carte géologique du Djebel Medjounès, et localisation du gisement de calcaire (d'après Carte Géologique de l'Algérie au 1/50000).

Chapitre IV Description générale de la carrière de Ain El Kebira

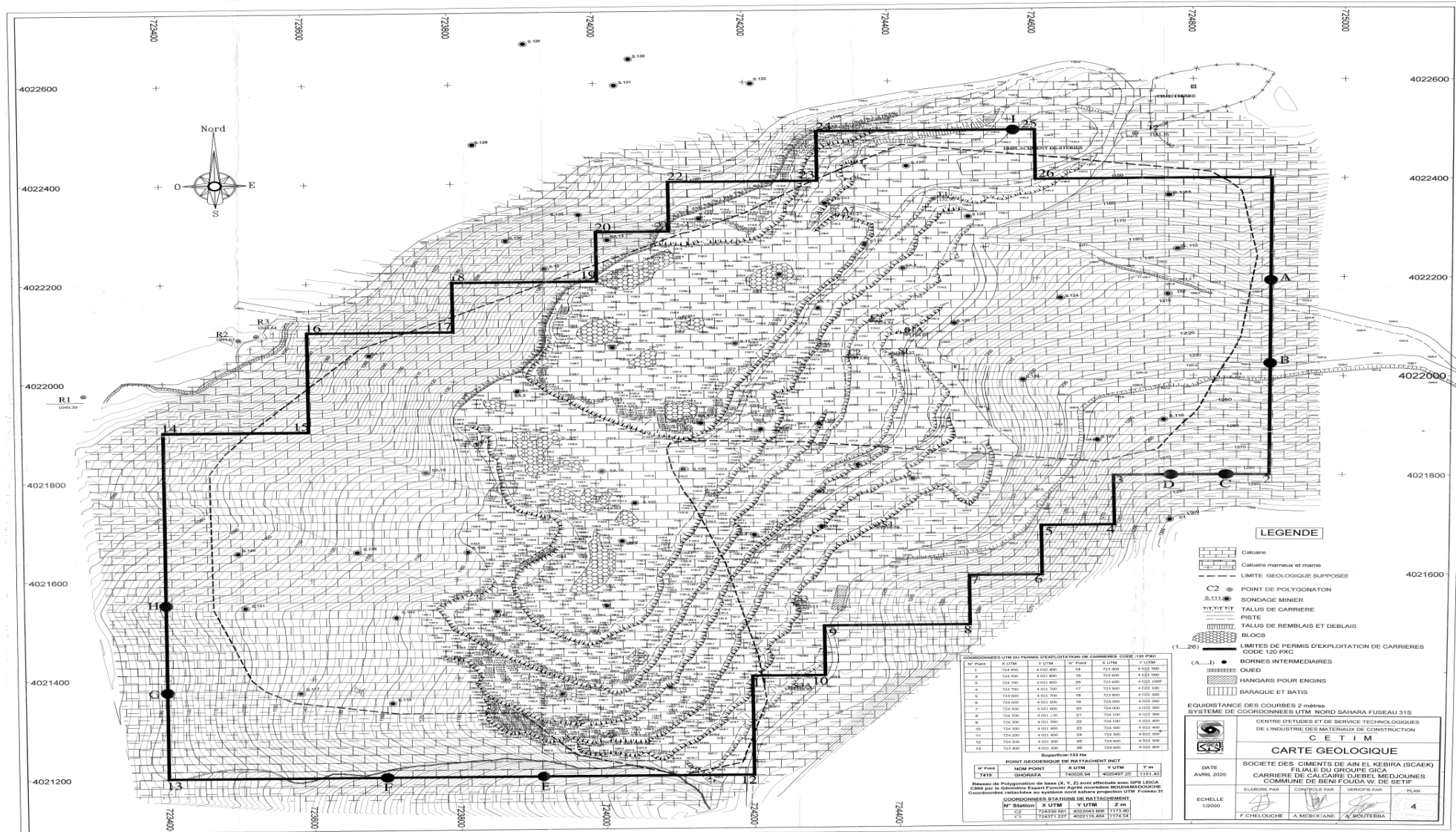


Figure IV.3. Délimitation de la carrière 2021.


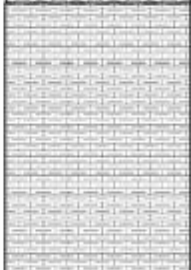



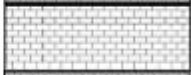

ETAGE	LITHOLOGIE	PROF.	DESCRIPTION DES ROCHES
Sénonien supérieur		865 m	Marnes et barres de calcaire marneux
Sénonien inférieur			Formation marneuse et marno-calcaire compliquée par de nombreux replis
Turonien		1498 m	Intrication de faciès marneux et marno-calcaires et de formations carbonatées sparitiques à éléments abondants de faune ou de microfaune néritique
Cénomaniens supérieur			
Cénomaniens inférieur		2125 m	Série marneuse et marno-calcaire
Albien supérieur			
Albien		2400 m	Marnes gréseuses et pélites sombres
		2750 m	

Figure IV.4. Colonne stratigraphique synthétique du Djebel Medjounés (d'après le sondage MDJ1, réalisé par GmbH). [34]

IV.6. Géologie locale

IV.6.1. Stratigraphie et lithologie du gisement de calcaire

Le gisement calcaire du Djebel Medjounés appartient à la série des calcaires bien réglés du Campanien supérieur et du Maestrichtien. Il est constitué de deux panneaux A et B (Séparés par une faille) avec une étendue totale de 0,9 Km.

Au cours de la réalisation de la carte géologique du gisement au 1/2500 par la société GmbH, le gisement calcaire a été subdivisé en plusieurs couches. Ces couches, numérotées du bas vers le haut, sont les suivantes (figures IV.5):

- **Couche n°1 (succession sous-jacente de calcaires et de roches marneuses sans subdivision)**

Ces couches affleurent au fond du vallon situé au versant Est du Krefdj El-Kerma. Elle consiste en un ensemble de couches qui se caractérisent par une alternance de roches calcro-marneuses et de roches marneuses fortement calcaires. La teneur en marne des roches alternantes varie horizontalement et verticalement, donnant ainsi lieu à de fortes variations dans les proportions des constituants principaux.

L'emplacement stratigraphique des ces couches correspond au Savornin (presque Sénonien) et leur puissance est supérieure à 65m. [32]

- **Couche n°2 (unité principale moyenne de roche marneuse)**

Cette unité affleure à l'intérieur du gisement seulement, dans le même vallon que la couche n°1. Elle se compose de roches marneuses oeuillées fortement calcaires, en alternance avec des couches de calcaires fortement marneux et de roches marneuses faiblement calcaires. Cette même unité devrait se placer stratigraphiquement parmi les « marnes à Ostréa Renoui » du Savornin. Elle est très nettement lenticulaire et soumise à un changement de faciès bien prononcé. Sa puissance est de 18m dans l'affleurement et de 10÷16.5 dans les sondages A1 et B2. Dans les sondages A2, A5 et A7, l'unité se termine complètement en biseau et seul le sondage A4 montre une épaisseur encore plus réduite, de 1.9m. [32]

- **Couches n°3 à n°7 (unité calcaire principale)**

Cet ensemble de couches, dont l'épaisseur totale peut atteindre 49m, représente le calcaire principal du gisement. Il se subdivise dans le panneau A et dans de larges parties du panneau B en membres suivants :

- **Couche n°3 (calcaire principal inférieur)**

A l'intérieur du panneau A du gisement, la puissance de ce complexe ne varie que faiblement entre 20.2 et 24.4m, alors qu'elle est plus grande dans certaines parties du panneau B (environ 32m).

Ici les roches calcaires sont très uniformes, pour la plupart gris noir à gris moyen ; aux cristaux fins à très fins et de texture souvent compacte ou oeuillée.

Dans certains affleurements, les membres inférieurs de ce complexe présentent une stratification particulièrement épaisse avec des puissances de bancs allant jusqu'à

1.5m, alors que la puissance de ces mêmes bancs diminue jusqu'à quelques décimètres vers le toit.

Dans certaines parties du gisement, par exemple dans les zones des sondages A4 et A5, le profil stratigraphique très monotone est interrompu par des intercalations de calcarénites qui sont en partie nettement granuleux, à structure souvent massive mais où on observe assez fréquemment une forte stratification oblique.

Les lits puissants et moins puissants du calcaire principal inférieur se décomposent au cours de l'altération en blocs et morceaux plus ou moins gros.

- Couche n°4 (Roche marneuse intercalée)

Ce complexe intercalé dans l'unité calcaire principale constitue un excellent niveau-repère stratigraphique avec une puissance de 2.1 à 4m.

Les roches marneuses et les calcaires fortement marneux se distinguent très nettement des calcaires sus-jacents et sous-jacents par le fait qu'ils sont friables et s'altèrent en petits morceaux jusqu'à une profondeur de 1 à 3m.

Les éléments constructifs de ce complexe de couches sont des marnes calcaires très dures, en alternance très serrée avec des calcaires fortement marneux. La texture est microcristalline à dense et ocellée.

La puissance de la couche varie selon les régions avec tendance ascendante vers le Nord et le Nord-Ouest.

- Couche n°5 (Calcaire principal moyen)

Les roches formant ce complexe de couches ont beaucoup de ressemblance avec celles du Calcaire principal inférieur. La puissance de ce niveau est cependant plus faible avec des valeurs comprises entre 8.9 et 10.6m dans le panneau A. La puissance dans le panneau B semble être légèrement plus grande (environ 15m).

La couleur normale des roches varie entre gris foncé, gris moyen et gris brunâtre. Les lits atteignent assez souvent des puissances supérieures à 0.5m.

L'existence de pyrite visible à l'œil nu, en forme de couches diffuses et de nodules atteignant la grosseur d'œufs de poule, semble être une caractéristique de cette couche.

- Couche n°6 (roche marneuse intercalée supérieure)

Cet ensemble de couches ressemble beaucoup, dans la composition de ses roches, aux "marnes intercalées intérieures". Fraîchement exposée, la roche présente une alternance étroite très variée de structures ocellée et de nodules roulés de calcaire

fortement marneux et de roche marneuse calcaire. Par contre, des calcaires marneux à faiblement marneux s'observent assez rarement.

La teinte de la roche est généralement gris-brunâtre, similaire à celle de la marne intermédiaire inférieure.

La puissance du complexe de couches semble être très uniforme, entre 6.3 et 6.5m. Semblable aux marnes intercalées inférieures, les marnes intercalées supérieures constituent un niveau-repère excellent. Mais au Krefdj El Kerma, il y a quelques parties où elles forment une cuesta.

- Couche n°7 (calcaire principal supérieur)

Cette couche constitue le membre le plus récent du calcaire principal du gisement. Ses roches ressemblent largement à celles du calcaire principal inférieur et moyen et se composent surtout de calcaire faiblement marneux à très faiblement marneux. On y observe de fréquentes intercalations de calcarénites de faible puissance.

Ces mêmes roches se distinguent des complexes plus anciens du calcaire principal par un certain recul de la matière finement cristalline en faveur d'une texture dense. La couleur est également un peu différenciée avec prépondérance des teintes brunâtres.

Sur certains plans de stratification, on observe des nodules de pyrite très dispersés, de la grosseur d'œufs de poule au maximum.

Dû à l'érosion récente, le calcaire principal supérieur ne subsiste que dans certaines parties du gisement, mais il y occupe de larges aires. Sa puissance est d'environ 07 mètres en moyenne. [32]

• Couche n°11 (unité de roche marneuse sus-jacente)

Le calcaire principal du gisement est superposé par une unité de roche marneuse à alternance très prononcée.

Entre des groupes de lits de roche marneuse calcaire de 0.4 à 2.5m de puissance, une succession répétée de lits compacts de calcaire marneux à faiblement marneux se trouve intercalée. Alors que les marnes oillées gris-brunâtres sont presque toujours profondément érodées, les bancs de calcaires décimétriques (0.8m) sont durs et opposent une résistance à l'érosion.

Les calcaires présentent en partie une texture finement cristalline à dense, avec absence de stratification dans de larges parties.

La puissance moyenne des marnes sus-jacentes est de plusieurs dizaines de mètres. Mais dans le domaine du gisement, il ne subsiste que quelques membres à la base dont l'épaisseur est légèrement supérieure à 15m. [32]

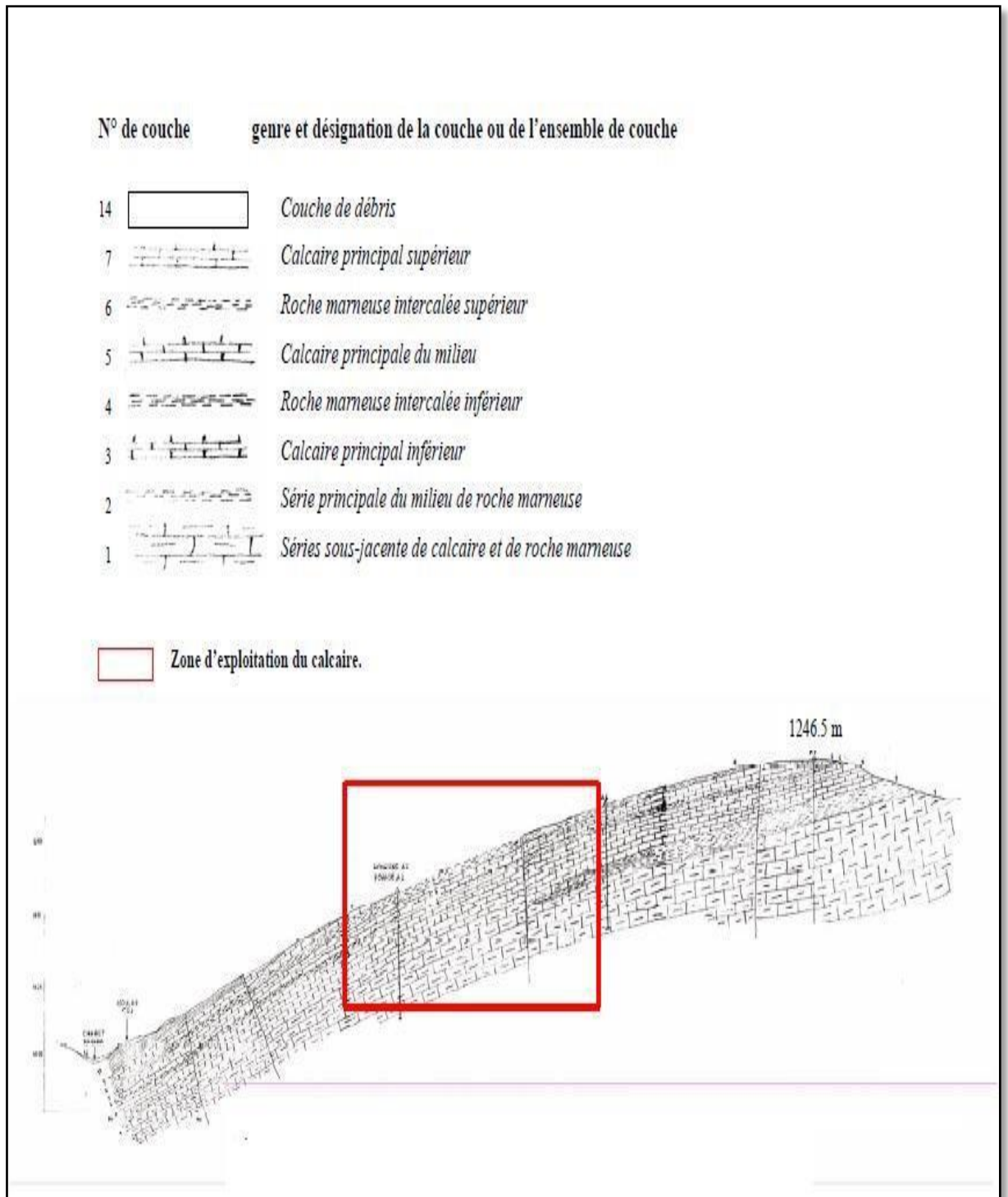


Figure IV.5. Coupe géologique du gisement calcaire de Djebel Medjounés.

Echelle: 1/1250. [35]

IV.7. La tectonique

IV.7.1. Le placement du gisement dans la tectonique régionale

Le massif du Djebel Medjounès se caractérise par le fait que les formes de ses montagnes sont très largement identiques avec les formes des plissements, de telle sorte que les flancs des montagnes coïncident avec les flancs des couches.

Du point de vue tectonique, le gisement calcaire fait partie intégrante de l'anticlinal du Djebel Medjounès, dont l'axe de plissement principal s'étend en direction WSW-ESE. Il repose sur le flanc SW de la voûte principale. Un plissement transversal, dont l'axe prend la direction WSW-ENE, se superpose au premier. Ces plis sont compliqués par quelques grandes et de nombreuses petites failles.

Le pendage des couches change assez doucement. Il diminue en général de 30° à 10° depuis le pied West du Krefdj-El-Kerma vers la cime. Un redressement notable des couches avec changement de direction caractérise le bord Nord du gisement.

Le nombre de failles est considérable, mais celles à forts rejets ne s'observent que dans des cas isolés.

La faille la plus importante est un effondrement qui s'étend en forme de S en direction W-E et qui a été choisie comme limite entre les panneaux A et B. La valeur maximale du rejet de cette faille est de l'ordre de 25 à 30 m.

Un deuxième système de failles s'étend à 250 m au sud de cette dernière, parallèlement à celle-ci. Le rejet ne semble pas dépasser 10 m.

Contrairement au grand nombre de failles d'affaissement caractérisant la partie Sud de gisement, la plus grande partie du panneau A se trouve caractérisée par une prédominance de faille de chevauchement, dont le rejet est très faible.

La majorité des failles, notamment celles de chevauchement peuvent être réunies par groupes suivants le sens de leur direction. Les directions principales de ces failles semblent se présenter par paires selon les directions suivantes :

- 120° à 125° N ; 130° à 140° N.
- 70° à 80° N ; 40° à 50° N.

Ces directions sont aussi celles des diaclases qui caractérisent si souvent les calcaires, se présentant en groupes sensiblement parallèles. [36]

IV.8. Minéralisation du gisement

Dans le rapport géologique établi par l'UREG en 1985, on appelle calcaire des roches à teneur en CaO supérieure à 45%, et marnes celles renfermant moins de 45% de CaO. Suivant ce principe, le gisement est divisé en trois (03) couches :

A) Première Couche

Découverte représentée par des calcaires, marnes et argiles détritiques ainsi que par des marnes brun jaunâtre à inter lits calcaires gris sombre épais de 0,3 à 0,5 m. Les roches stériles ont une extension assez limitée sur le gisement. Leur puissance varie de 0 à 3,5 m. [30]

B) Deuxième Couche

Assise utile constituée de calcaires stratifiés, couleur beige gris foncé. Au sein de l'assise utile, on dénote des passes de marnes gris sombres à noires rapportées à la substance utile pour les raisons suivantes :

- Leur extraction sélective est difficile.
- Elles ne nuisent pas sensiblement à la qualité du matériau.

Les couches n° 3 à 7 (KHD) sont considérées comme une seule et même couche avec teneur en CaO de 45%. Suivant le rapport complémentaire de (KHD), (après critique de SNMS), et intitulé ; « Résultats des études géologiques et chimiques des matières premières pour la Cimenterie de AIN EL KEBIRA », suivant le rapport intitulé « Interprétation des résultats des sondages complémentaires exécutés dans le gisement de calcaire de DJEBEL MEDJOUNES » en 1976.

Pour cette raison le projet prévoit l'exploitation de cette couche, dont les réserves sont suffisantes suivant extension d'UREG, pour le délai d'amortissement de l'usine. L'épaisseur de cette assise utile est comprise entre 15 et 100 m. [30]

C) Troisième Couche

Ce sont des Roches sous- jacentes constituées de marnes noires accusant une faible teneur en CaO (< 45 %). [30]

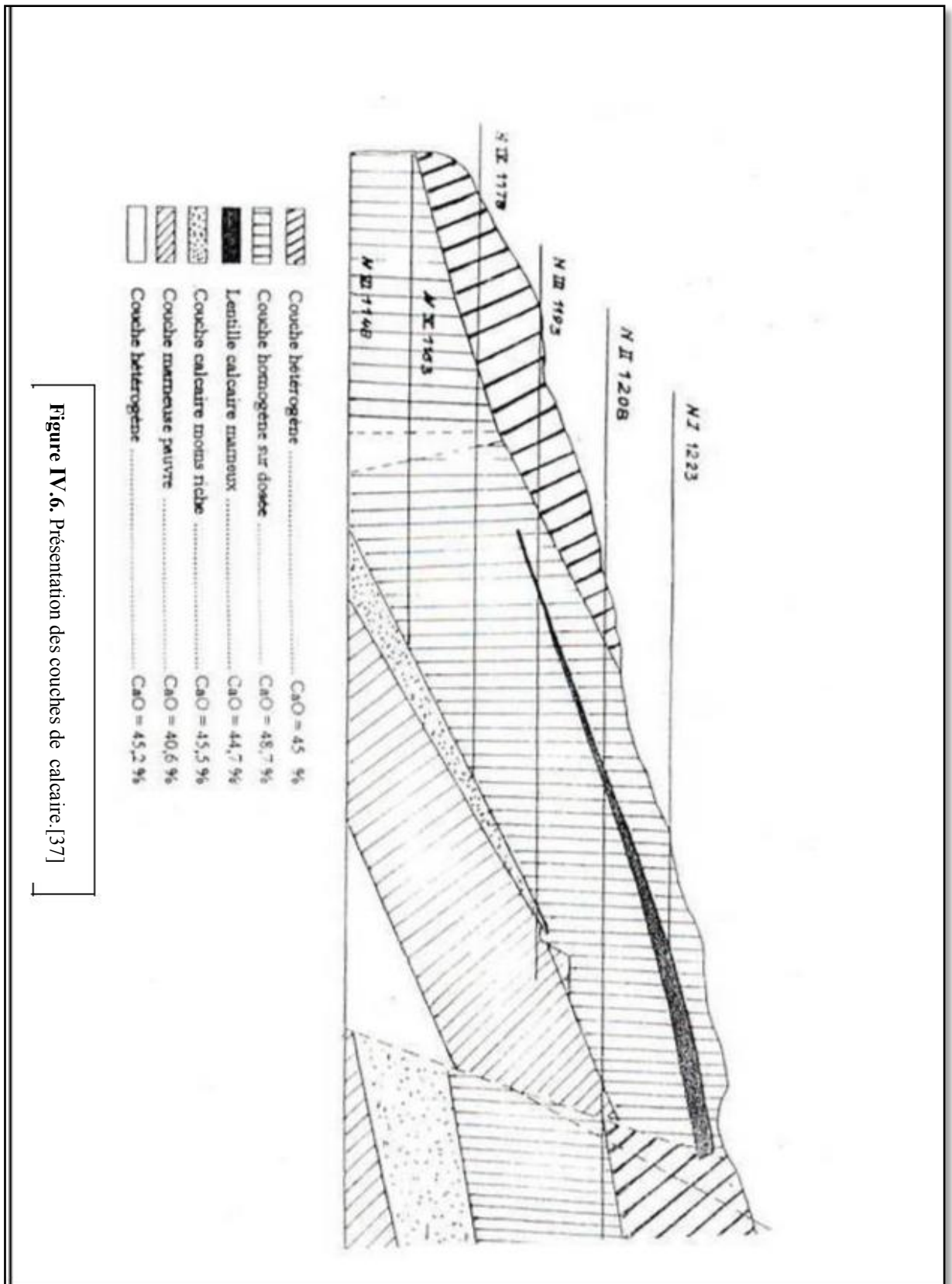


Figure IV.6. Présentation des couches de calcaire. [37]

IV.9. Caractéristiques qualitatives

IV.9.1. Composition chimique du gisement

La composition chimique du gisement représentée par son unité principale utile (couches n°3 à 7) est telle que présentée dans le tableau IV-2. Il est à noter que cette composition a résulté de la considération des résultats de tous les travaux réalisés, ceux de 1973, 1974 et 1981. Elle est donnée pour tous les gradins constituant le gisement. [32]

Tableau IV.2. Composition chimique du gisement. [32]

GRADIN	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	PF
1238	9,16	0,84	0,49	48,85	0,80	0,16	0,08	0,07	-	39,10
1223	10,59	1,14	0,53	47,65	0,98	0,43	0,10	0,09	-	37,96
1208	10,70	1,20	0,48	47,92	0,91	0,05	0,07	0,06	-	37,92
1193	9,75	1,12	0,48	48,06	0,88	0,13	0,09	0,08	-	38,26
1178	10,40	1,27	0,58	47,67	1,05	0,24	0,14	0,08	-	38,46
1163	9,78	1,09	0,50	48,32	0,88	0,11	0,08	0,09	-	38,70
1148	10,82	1,38	0,73	47,41	0,94	0,25	0,14	0,09	-	37,97
1133	10,29	1,07	0,58	47,98	0,85	0,30	0,13	0,06	-	38,50
1118	10,31	1,15	0,63	47,56	0,99	0,25	0,08	0,07	0,05	38,40
1103	10,17	1,05	0,55	47,80	1,09	0,21	0,08	0,11	0,24	38,79
1088	10,40	1,22	0,62	47,47	1,00	0,27	0,10	0,11	0,09	37,76
1073	12,29	2,25	0,49	45,36	1,09	-	-	-	-	38,54
Moyenne-Gisement	10,22	1,21	0,58	47,71	0,96	0,23	0,10	0,08	0,15	38,36

Les teneurs majeures en éléments entrant dans la composition du clinker que CaO, SiO₂, Fe₂O₃ sont très régulières. Pour les oxydes nuisibles (MgO, SO₃, K₂O et Na₂O) leurs teneurs sont conformes aux tolérances.

Les diverses composition du cru évoquées dans le rapport géologique nous enseignent qu'avec la matière de tous les niveaux du gisement de calcaire, on peut procéder à la production de ciment. Le débit moyen naturel par 1 T de clinker est de :

- 1349,7 kg (85,05%) Sur dosé.
- 216,2 kg (13,62%) Sous dosés.
- 21,1 kg (1,33%) Minerai de fer.

Au total ça fait 15.870 kg de matière première.

IV.9.2. Propriétés physico-mécaniques

La masse volumique des calcaires est de 2.6 t/m³, leur résistance à la compression atteint 772,4 kgf/cm², et leur humidité naturelle est de 0.5%. La broyabilité des roches, déterminée suivant le procédé de broyage ventilé en utilisant un appareil MBK (Zeisel), a affiché des résultats variant entre 10,7 et 13,6 ; la moyenne étant de 11,73. [32]

IV.10. Caractéristiques hydrogéologiques du gisement

Dans la région de Sétif, les quantités d'eau souterraine captables sont assez faibles. Il en est de même dans les environs du gisement, à la différence que cette région faisant partie du bord septentrional du bassin de Sétif, les précipitations sont un peu plus abondantes, et donc la région d'étude est favorisée vis à vis des régions situées plus au Sud. Cette situation se traduit par l'existence de petits et moyens cours d'eau pérennes dans lesquels s'amassent les eaux souterraines locales. [30]

IV.11. Réserves géologiques

Les réserves de calcaires ont été estimées dans le contour du futur chantier :

- Longueur maximale en surface : 1600 m.
- Longueur maximale du fond de carrière : 860 m.
- Largeur en surface : de 460 à 820 m.
- Largeur du fond de carrière : de 150 à 300 m.
- Profondeur : de 15 à 100 m.

Tableau IV.3. Les résultats de calcul des réserves. [30]

Gradin	Minerai	
	Volumes (m ³)	Réserves (t)
1238	154,008	400,421
1223	890,647	2.315,682
1208	1.902,914	4.947,536
1193	3.367,602	8.775,765
1178	4.690,500	12.195,300
1163	5.386,882	14.005,737
1148	5.882,700	15.295,020
1133	6.467,442	16.815,349
1118	6.154,560	16.001,856
1103	5.567,700	14.416,020
1088	4.737,900	12.318,540
1073	2.355,900	6.125,340
TOTAL	47.558,695	123.652,606

IV.12. Réserves géologiques restant

Les réserves géologiques ont été calculées par la méthode des coupes géologiques verticales. A cet effet, sept (07) coupes ont été établies le long des profils d'orientation Nord-Ouest, Sud-est, sur la base d'un plan topographique actualisé en Décembre 2019 à l'échelle 1/2000.[4]

Le poids volumique pris sur le calcul des réserves est de 2.6 t/m³.

La quantité des réserves de chaque bloc a été obtenue d'après la formule :

$$Q = V \cdot P_V \quad \text{(IV.01)}$$

Où :

Q : quantité des réserves en tonnes.

V : volume en m³.

P_V : poids volumique en t/m³.

Les réserves calculées des calcaires du gisement du Djebel Medjounès sont données dans le tableau I.4. Ce calcul, réalisé par la société GmbH en 1973. [32]

Tableau IV.4. Réserves calcaires du gisement du Djebel Medjounès. [32]

N° du bloc	N° des coupes	Superficie des coupes	Distance entre coupes	volume	Poids volumique	quantité
		<i>m²</i>	<i>m</i>	<i>m³</i>	<i>t/m³</i>	<i>tonnes</i>
BLOC-1	I-I'	21 175.61	303.05	8 133 572,08	2.60	21 147 287,41
	II-II'	31 321.43				
BLOC-2	II-II'	31 321.43	91.9	2 184 111,74	2.60	5 678 690,52
	III-III'	16 944.57				
BLOC-3	III-III'	16 944.57	232.4	3 334 779,08	2.60	8 670 425,61
	IV-IV'	110519.00				
BLOC-4	IV-IV'	110519.00	394.10	8 664 187,32	2.60	22 526 887,03
	V-V'	31 753.00				
BLOC-5	V-V'	31 753.00	121.60	4 697 797,58	2.60	12 214 273,71
	VI-VI'	450512.00				
BLOC-6	VI-VI'	450512.00	274.10	6 733 046,23	2.60	17 505 920,20
	VII-VII'	7 249.00				
Total				33 747 494,03	2.60	87 743 484,48

IV.13. Substances extraites

Le projet d'exploitation du gisement calcaire de Djebel Medjounes a été élaboré dans le but évidemment d'alimenter en grande quantité et sans interruption la Cimenterie de Ain El Kebira, cette dernière utilise un mélange cru à trois (3) composants intégrant les matières premières suivantes :

- Calcaire de Djebel Medjounes (88%).
- Marnes argileuses (10%).
- Minerai de fer (2%).

Ainsi, en sus du calcaire, les marnes sont également extraites dans la partie ouest de la carrière.

Chapitre IV Description générale de la carrière de Ain El Kebira

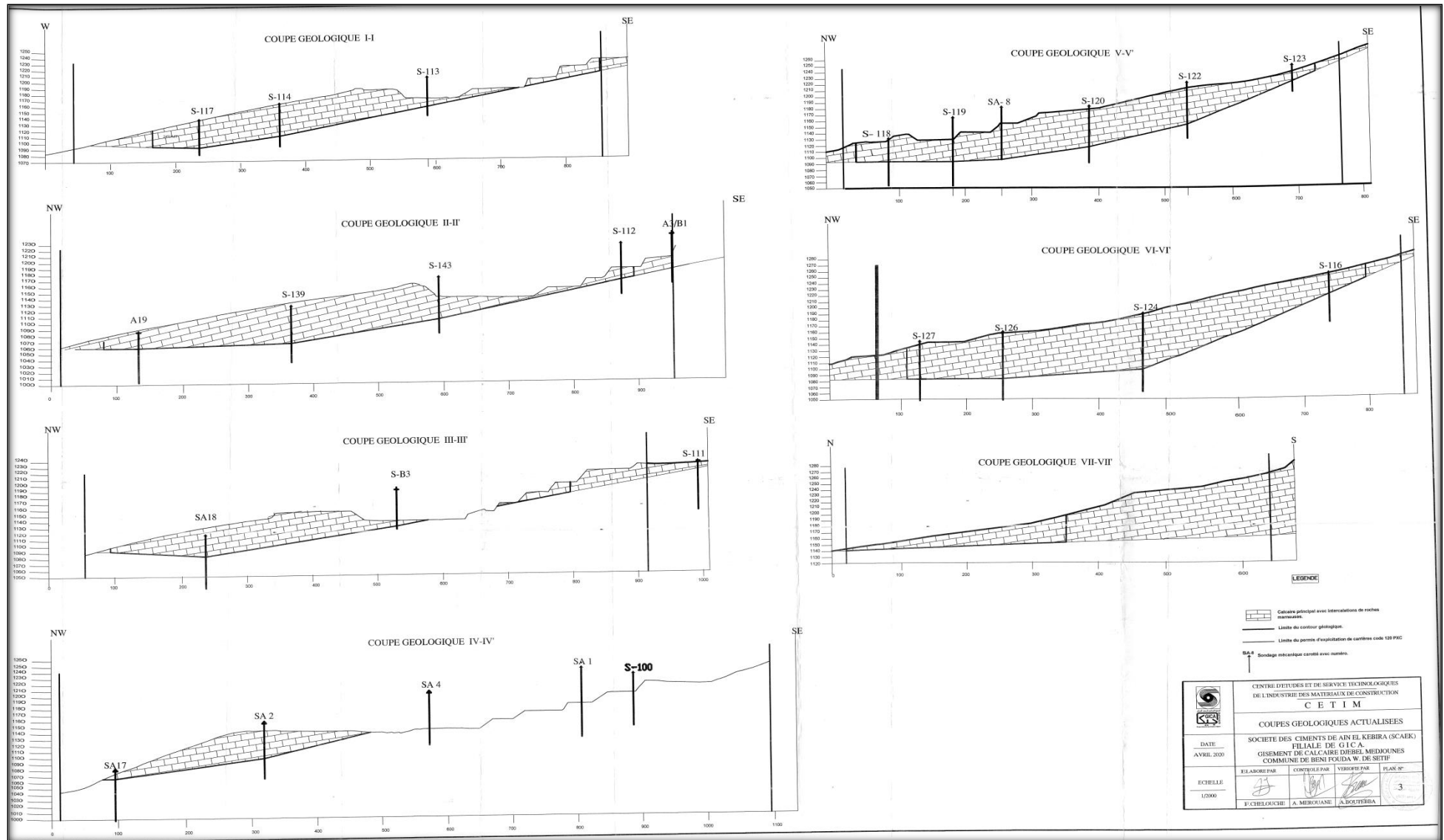


Figure IV.7. Coupes géologiques actualisées.

IV.14. L'état actuel de la carrière

IV.14.1. Système d'exploitation

Compte tenu des conditions géologiques du gisement de calcaire et l'état actuel des travaux, ainsi que les moyens disponibles, l'exploitation s'effectue par gradins allant de haut en bas avec un ordre de progression sur six (06) gradins successifs de la cote 1230m à 1125 m(**carrière N° 1**)et Deux gradins (1325 m – 1310 m carrière N° 2). L'exploitation du gisement de calcaire " Djebel Medjounes " se fait par la méthode de forage et de tir à l'explosif.

IV.14.2. Productivité projetée

Tableau IV.5. La production de la carrière.

Capacité de la carrière					
Annuelle		Mois		Journalière	
T	m ³	T	m ³	T	m ³
2 000 000	769 231	166 667	64 102	5556	2137

IV.14.3. Ordre d'exploitation

Suite aux conditions actuelles de la carrière de Djebel Medjounès qui sont favorables pour poursuivre l'exploitation des niveaux (1230 m jusqu'à 1125 m) et (1325 m – 1310 m) avec un sens général d'avancement de l'exploitation du NORD-EST vers SUD – OUEST.

Le plan projette de poursuivre l'extraction des réserves de calcaire contenue dans les niveaux 1230 m, 1215 m, 1200 m, 1185 m , 1170 m, 1155 m , 1140 m et 1125m de la carrière N° 1 et les niveaux (1325 m – 1310 m) pour la carrière N°2.

IV.14.4. Les principaux paramètres de la carrière "AIN EL KEBIRA"

Tableau IV.6. Les paramètres principaux de la carrière.

N°	Paramètres géométriques de la carrière	unité	Valeur
1	Profondeur :		
	- actuelle	m	105
	- projetée	m	180
2	Angle du bord inexploitable de la carrière.	degré	70 – 80
3	Contour de la carrière supérieur :		
	- longueur	m	1600
	- largeur	m	480
4	Contour de la carrière inférieur :		
	- longueur	m	860
	- largeur	m	200

IV.14.5. Paramètres d'exploitation

Le gradin est une tranche du minerai ou du stérile ayant la surface de travail sous forme d'une marche d'escalier.

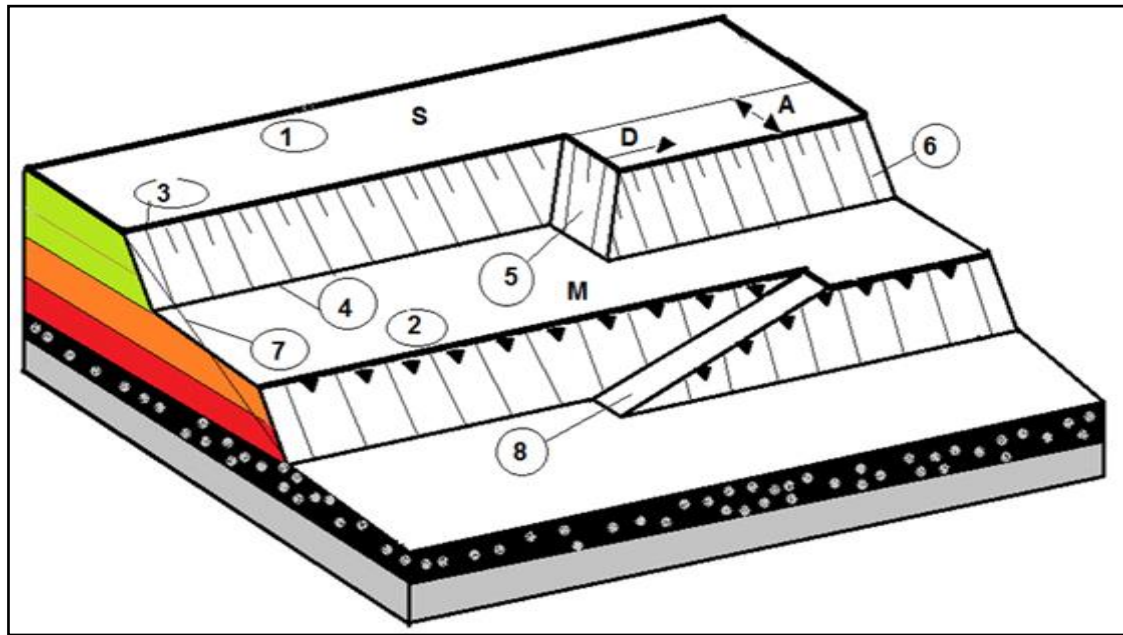


Figure IV.8. Les éléments d'une carrière.

On distingue les éléments suivants du gradin :

Tableau IV.7. Les éléments d'une carrière de AIN EL KEBIRA.

Symbole	Paramètres	Valeur	Unité
A	la largeur d'enlevure.	3	M
S	le gradin en activité de stériles.	/	/
M	le gradin de minerai.	15	M
D	le sens de progression du chantier.	Par tranche horizontale	
1	la plateforme supérieure du gradin.	70	M
2	la plateforme inférieure du gradin.	70	M
3	l'arête supérieure du gradin de stériles.	/	/
4	l'arête inférieure du gradin de stériles	/	/
5	le chantier (ou front de taille)	/	/
6	le talus du gradin de stériles	70° -80°	Degré
7	le bord de la carrière en activité	/	/
8	la tranchée d'accès intérieure.	/	/

L'angle d'inclinaison du talus d'un gradin dépend de la dureté des roches et du mode de creusement de celle-ci. [10]

Tableau IV.8. Paramètres de plate forme de travail.

Symbole	Paramètres	Valeurs	Unités
H_{gr}	La hauteur de gradin	15	m
H_t	La hauteur de tas abattus	9	m
A	largeur d'enlevure	7.5	m
X	largeur en dehors d'enlevure	43	m
C	distance de sécurité	3	m
T	berme de transport	14	m
Z	prisme d'éboulement	3.5	m
A	Angle du talus en activité	70°-80°	degré
B	Angle du talus de gradin	80°	degré
Lp	largeur de plate-forme de travail	70	m

IV.14.6. Régime de travail

Le régime de travail de la carrière d'AIN ELKEBIRA est comme suivant :

- Nombre de jours ouvrables par an : 365 jours.
 - Nombre de jours ouvrables par semaine : 7 jours.
 - Nombre de postes par jour : 2 postes.
 - Nombre de postes par semaine : 14 postes.
 - Nombre d'heurs de travail par poste : 8 heures
- 01 poste de 11 heures durant tous les jours calendaires : deux équipes se relaient pour travailler dans un cycle de quatre jours.

IV.14.7. Travaux de forage appliqués

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est recommandé de forer les trous de mine avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.

IV.14.7.1. Les moyens de forage utilisés

L'opération de forage au niveau de la carrière d'Ain El Kebira s'effectue avec les sondeuses FURUKAWA FRD DCR-20, ATLAS COPCO ROC F6 avec un forage de type roto- percutant et d'un marteau fond de trou, chariot de foration.

Tableau IV.9. Les sondeuses de la carrière de Ain Kebira.

Type de sondeuse	Nombre	Etat
Furukawa FRD DCR-20	4	3 en marche et 1 en panne
ATLAS COPCO ROC F6	2	En marche
INGERSOLLRONDE DM25	1	En panne
INGERSOLLRONDE DM30	1	En panne
chariot de foration	1	En marche

A) Caractéristiques des sondeuses

➤ Sondeuse Furukawa FRD DCR-20

La DCR-20. Cette foreuse de type fond de trou a été spécialement conçue pour des trous de 89 à 152 mm de diamètre et une profondeur allant jusqu'à 43,3 m.

La foreuse Furukawa DCR-20 de type fond de trou sera un choix indispensable pour tous travaux exigeant un forage de précision même dans une roche fissuré ou un mort-terrain.



Figure IV.9. Sondeuse Furukawa FRD DCR-20.

Tableau IV.10. Caractéristiques de la sondeuse Furukawa FRD DCR-20. [20]

Paramètres	Valeurs	UNITES
Profondeur	40	Mètre (m)
Diamètre	110	Millimètre (mm)
Type de mécanisation	translation sur chenille	/
Moteur	Caterpillar C-13 Tier 3	/
Type	Turbochargé diesel	/
Puissance de moteur	153	KW
Longueur de la tige	5	m
Vitesse d'avancement du train	Jusqu'à : 31,7	m/h
Vitesse de déplacement	3,6	Km/h
Nombre de tiges	8	Tiges
Capacité du réservoir	700	L
Pression de travail	24	Bar

➤ Sondeuse ATLAS copco ROC F6



Figure IV.10. Sondeuse ATLAS copco ROC F6.

Tableau IV.11. Caractéristiques de la sondeuse ATLAS copco ROC F6. [38]

Paramètres	Valeurs	UNITES
Profondeur	40	M
Diamètre	110	Mm
Type de mécanisation	translation sur chenille	/
Moteur	Caterpillar C-7 Tier 3	/
Type	Caterpillar diesel	/
Puissance de moteur	186	KW
Longueur de la tige	5	M
Vitesse d'avancement du train	Jusqu'à : 31,7	m/h
Vitesse de déplacement	3,6	Km/h
Nombre de tiges	8	Tiges
Capacité du réservoir	380	L
Pression de travail	14	Bar

IV.14.7.2. Les explosifs utilisés dans la carrière de "AIN EL KEBIRA"

Généralement, on utilise la marmanite comme charge d'amorçage et l'anfomil comme charge principale, les détonateurs électriques sont utilisés pour provoquer la détonation, et des cordons détonants simples.

IV.14.7.3. Caractéristiques des explosifs utilisés

Tableau IV.12. Caractéristiques des explosifs.

Caractéristiques	Anfomil	Marmanite	Gelanit	Unité
Densité	0.9	1	1.5	g/cm ³
Nature	Poudre	Poudre	gélatineux	
Résistance à l'eau	Faible	Moyenne	bonne	
Vitesse de détonation	4500	4400	4500	m/s
Couleur	Blanc	Gris	rouge	
Diamètre de cartouche	/	80	80	Mm
Poids de cartouche	Sac 25	2.5	2.5	Kg
Longueur de cartouche	/	50	50	Cm



Figure IV.11. Sac anfomil de 25 kg



Figure IV.12. Cartouche de marmanite.

➤ Caractéristiques des cordeaux détonants :

Tableau IV.13. Caractéristiques des cordeaux détonants.

Caractéristiques	Cordeau détonant	unité
Nature	Graine en matière plastique	/
Vitesse de détonation	6700	m/s
Résistance à la rupture	60/24	Kg/h
Résistance à l'eau	Très bonne	/
Couleur	Rouge, jaune	/
Poids	20	g/m



Figure IV.13. Cordeau détonant.

➤ Caractéristiques de DMR (Détonateurs Micro Retard) :

Micro retard est de 25ms



Figure IV.14. DMR (Détonateurs Micro Retard).

IV.14.8. Plan de tir

Tableau IV.14. Paramètres de forage et de tir.

Paramètres de forage et de tir	Symbole	Valeur	Unité
Hauteur du gradin	H_g	15	m
Diamètre de trou	D_t	110	mm
Angle de forage	/	80°/horiz 20°/vertic	/
Facteur de correction (déviation)	/	0.50	m
Ligne de moindre résistance pratique	W	3.90	m
Chargement explosif de fond	/	12.10	kg/m
Hauteur de charge de fond	/	5.07	m
Poids de la charge de fond	Q_1	61.35	kg
Charge d'explosif de colonne	/	4.84	Kg/m
hauteur de bourrage	L_b	3.90	m
Hauteur de charge de colonne	/	8.17	m
Poids de charge de colonne	Q_2	39.52	kg
Poids total d'explosif par trou	Q	100.87	kg
Consommation spécifique d'explosif	/	0.35	Kg/ m ³
Poids volumique des roches	/	2.60	t/ m ³
Longueur totale du trou	L_{tr}	16	m
Longueur de la charge d'explosif	L_{ch}	13 - 14	m
Ligne de résistance au pied du gradin	W	6	M
Distance entre deux trous dans un rangé	a	3	M
Volume du bloc à abattre	V_{bl}	5670	m ³
Nombre de trous par rangé	N_{tr}	20	Trous
Nombre de rangés par volée	N_r	2	Rangés
Nombre de trous par volée	N_{tr}	40	Trous
Quantité d'explosif par volée	Q_{ex}	4000	kg

IV.14.9. Chargement et transport

IV.14.9.1. Chargement

Les engins de chargement et d'excavation utilisés dans les carrières sont les excavateurs à godet. Parmi les excavateurs à godet unique utilisés dans la carrière d'Ain El Kebira, on trouve les chargeuses sur pneus VOLVO et Caterpillar 990 K (voir Tableau II.11) pour le chargement des roches abattues dans les camions.



Figure IV.15. Chargeuse CAT 990K

Tableau IV.15. Caractéristiques techniques de chargeuse CAT 990K

Caractéristiques techniques	Valeur	Unité
Poids	80.97	t
Largeur de godet	4.61	m
Capacité de godet	8.4	m ³
Largeur de transport	4.45	m
Longueur de transport	13.07	m
Hauteur de transport	5.24	m
Vitesse	24.5	km/h
Diversement hauteur max	4.06	m
Rayon de braquage à l'extérieur	10.38	m
Puissance de moteur	521	kw
Vitesse de rotation	1200	tr/min

Tableau IV.16. Les engins de chargement utilisés au niveau de la carrière.

Type	Nombre	Capacité du godet (m ³)	L'état
KOMATSU WA 700-3	2	7 - 9.4	En marche
Caterpillar 990 K	6	8 – 10	1 en panne, 5 en marche
KOMATSU WA600-3	1	6 – 8	En marche
VOLVO L350F	1	8	En marche



Figure IV.16. Parc des engins de chargement

IV.14.9.2. Transport

Le but principal du transport consiste à déplacer la masse minière bien fragmentée des chantiers (front de taille) jusqu'aux points de déchargement (concasseur, trémies de réception, aires de stockage...). Dans le cas qui nous concerne, la distance est de 3 Km approximativement.

Les caractéristiques des moyens de transport disponibles dans la carrière de djebel- Medjounes sont données dans le tableau ci-dessous :

Tableau IV.17. Caractéristiques techniques de camion komatsu.

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
Marque : komatsu HD605-7	*	*
Puissance du moteur (Diesel)	551	Kw
Régime nominal du moteur	2000	Tpm
Charge utile max	58,1	T
Capacité de la benne du camion	40.00	m ³
Vitesse de translation maxi « avant »	70	Km/h
Rayon de braquage du camion	08	M
La largeur du camion	5395	Mm
La longueur du camion :	9355	Mm
La hauteur du camion	4550	Mm



Figure IV.17. Camion komatsu.

Tableau IV.18. Caractéristiques techniques de camion Hitachi EH1000. [39]

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
Marque : Hitachi EH1000	*	*
Puissance du moteur (Diesel)	522	Kw
Régime nominal du moteur	2000	Tpm
Charge utile max	61.2	T
Capacité de la benne du camion	36	m ³
Vitesse de translation maxi « avant »	61.3	Km/h
La largeur du camion	4750	Mm
La longueur du camion :	9300	Mm
La hauteur du camion	4620	Mm



Figure IV.18. Camion Dumper HITACHI EH1000.

Tableau IV.19 : Les engins de transport utilisés au niveau de la carrière.

Type de camion	Nombre	Capacité du charge (t)	L'état
HITACHI EH1100-5	13	60	2 en panne, 11 en marche
HITACHI EH1000	08	60	En marche
KOMATSU HD465	02	60	1 en panne, 1 en marche
Caterpillar 773 G	05	60	1 en panne, 4 en marche



Figure IV.19. Parc des engins de transport.

Chapitre V

Analyse des processus de travaux d'abattage



Chapitre V. Analyse des processus de travaux d'abattage

V.1. Introduction

Le cadre de notre stage de fin d'étude a lieu à la carrière de calcaire de Ain El-Kebira dans la Wilaya de Sétif. L'intitulé du mémoire « Etude du processus d'abattage à l'explosif dans la carrière de calcaire de Ain-El-Kébira – W. de Sétif » proposé par notre encadrement et dont la finalité était de mieux connaître la chaîne d'extraction du produit calcaire à la base de production du ciment.

Par le biais de la technologie de télédétection et de traitement d'images satellitaires (**Landsat filtrée LC08_L1TP bande5, Zone 31**) nous avons obtenu des données en images de toute la région de Sétif, et dont il a été extrait les linéaments. Nous avons délimité la zone d'étude (Zone I) de la carrière d'agrégat, zone constituée de huit gradins ; notre intérêt s'est porté sur le gradin n°6 d'altitude 1140 mètres. Les tâches réalisées consistaient à être présents avant, pendant et après chaque opération de foration et tir et de prendre les mesures géométriques et granulométriques des tas abattus, d'estimer le rendement du tir et de ses effets arrière, mais aussi et surtout le comportement du gradin du point de sa stabilité. Il s'agissait pour nous de mettre en évidence les différentes catégories de discontinuités présentes dans le front étudié et qui feront l'objet d'un traitement spécifique.

V.2. Description de la Zone d'étude (carrière de Ain El-Kebira, ligne 01)

Le gisement de calcaire du Djebel Medjounès est constitué de deux panneaux A et B (Séparés par une faille) avec une étendue totale de 0,9 Km. Ce massif est affecté par un réseau de discontinuités de différents types (failles, diaclases, joints de stratification, fissures engendrées par le tir, effets arrières ...) (voir annexe) et que nous pourrions classer en quatre familles au moins.

La majorité des failles, notamment celles de chevauchement peuvent être réunies par groupes suivants le sens de leur direction. Les directions principales de ces failles semblent se présenter par paires selon les directions suivantes :

- 120° à 125° N ; 130° à 140° N.
- 70° à 80° N ; 40° à 50° N.

Ces directions sont aussi celles des diaclases qui caractérisent si souvent les calcaires, se présentant en groupes sensiblement parallèles.

- Les joints sont variés entre joints lisse ouvert d'épaisseur (0.5 à 10 mm) et joints remplis soit par des matériaux argileux ou marneux (Figure V.1.)
- Espacement des joints varie de 0,06 à 0,2 m



Figure V.1. Nature des fissures et des joints

V.2.1. Contrôle et observation du terrain

- Les parois du front sont irrégulières (rebord, Blocs suspendus)



Figure V.2. Irrégularité de parois du front

- Chute de Blocs au pied du gradin



Figure V.3. Chute des blocs sur pied de gradin

- Plate-forme étroite



Figure V.4. Plate-forme étroite

- L'irrégularité des fronts de taille (pans suspendu)



Figure V.5. L'irrégularité des fronts de taille et blocs instables

- Front Instable



Figure V.6. Front instable

- Des fissures remplies

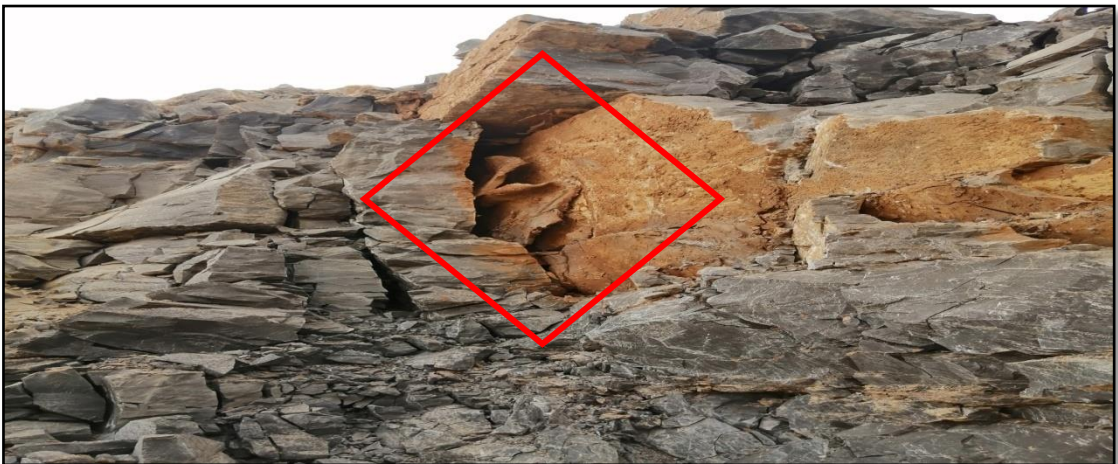


Figure V.7. Fissure avec remplissage par l'argile

- Fissures engendrées par le tir



Figure V.8. Effet arrière di tir (fissuration de front)

- l'angle de talus du gradin est Verticale ($\alpha = 90$) par rapport à l'horizontal



Figure V.9. Foration verticale des trous

- Dislocation de Blocs du massif rocheux



Figure V.10. Chute des blocs de front

- caractéristiques géométriques des tas abattus (hauteur, longueur et blocométrie)



Figure V.11. L'état de tas abattus

- Observation du front de taille après chaque opération de tir, notamment effets arrière de tir, foration, blocs suspendus ...



Figure V.12. Front de taille après le tir

- Hors gabarit



Figure V.13. Présence de hors gabarit

- Difficulté de chargement



Figure V.14. Difficultés de chargement

V.2.2. Levé des discontinuités

Deux méthodes de prélèvement de discontinuités de la zone de Ain-El- Kebira ont été effectuées : l'une a lieu directement sur le front (prise des orientations de discontinuités existantes par boussole et clinomètre) tandis que la seconde est réalisée indirectement par la technique de la télédétection qui permet de cartographier les linéaments de façon affinée et précise (Toutin, 1996) à partir du traitement d'images satellitaires (Landsat, LC08_L1TPbande5, Zone 31).

V.2.2.1. Analyse des données**A) Linéament par traitement d'image satellitaire**

L'extraction des linéaments est faite à partir de traitement d'images filtrées (Landsat LC08_L1TP bande5, Zone 31).

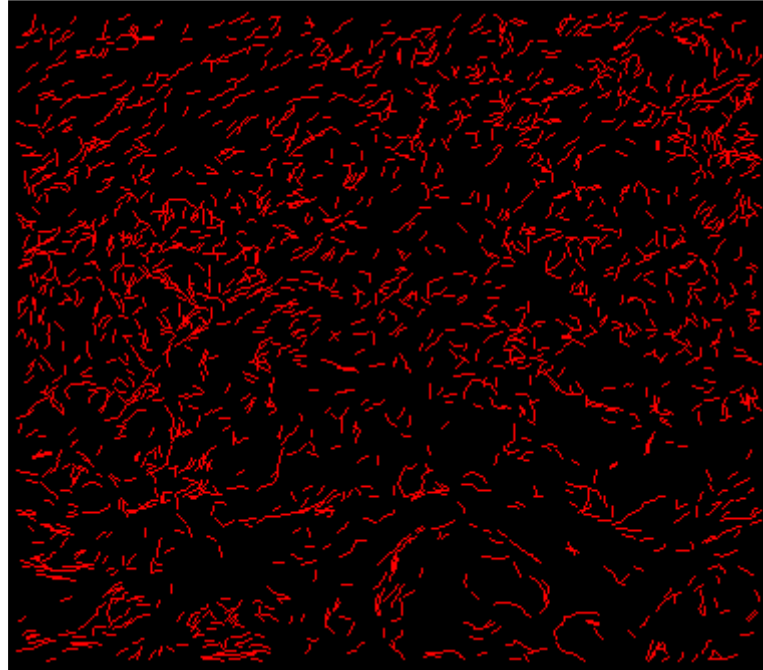


Figure V.15. Linéaments obtenus par images (Landsat LC08_L1TP bande5, Zone 31)

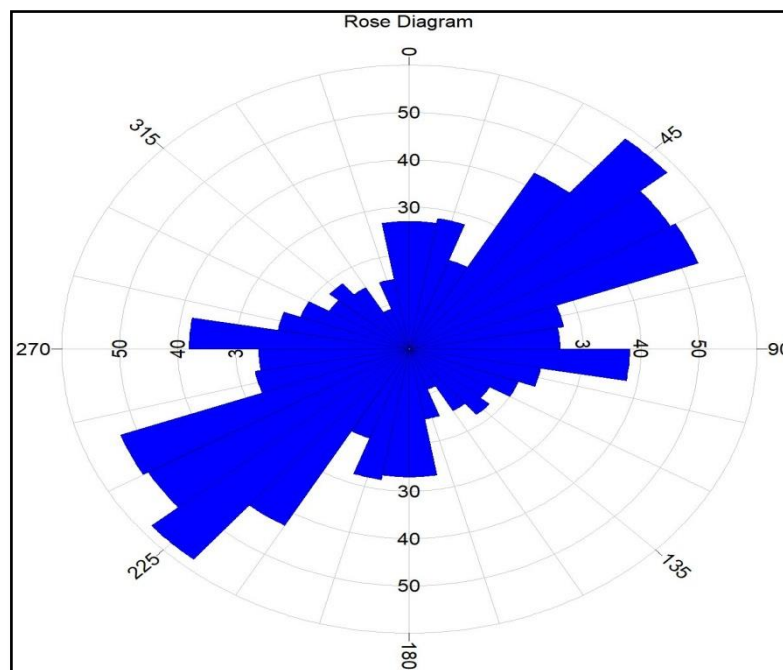


Figure V.16. Rosace issue de linéament

✓ Résultats et Interprétation

Le déchiffrement et la cartographie de ces structures linéaires ainsi que l'étude du comportement spatial (orientation, longueur, densité ou fréquence) livrent de bonnes informations sur leurs origines, signification géologiques et structurale.

Dans notre terrain d'étude, l'extraction des linéaments faite à partir de traitement d'image landsat filtrée (LC08_L1TPbande5,Zone 31) par les Logiciels **Geomatica**, **Globe Mapper 19**, et **Roc Works...**et leur analyse statistique nous a permis de les regrouper (comme le montre la rosace diagramme) selon l'importance en longueur et densité (fréquence) en six familles majeures : NE-SW , ENE-WSW, NNE-SSW , E-W, N-S, SE-NW (figure V.16) .

- ✚ Une Direction dominante SW-NE
- ✚ Une orientation de faible concentration N-S

La Carte des linéaments obtenue a été superposée sur la Carte correspondante de Google Earth (figure V.17) afin de confirmer l'emplacement de la zone d'étude qui s'est révélée à forte densité de linéaments.

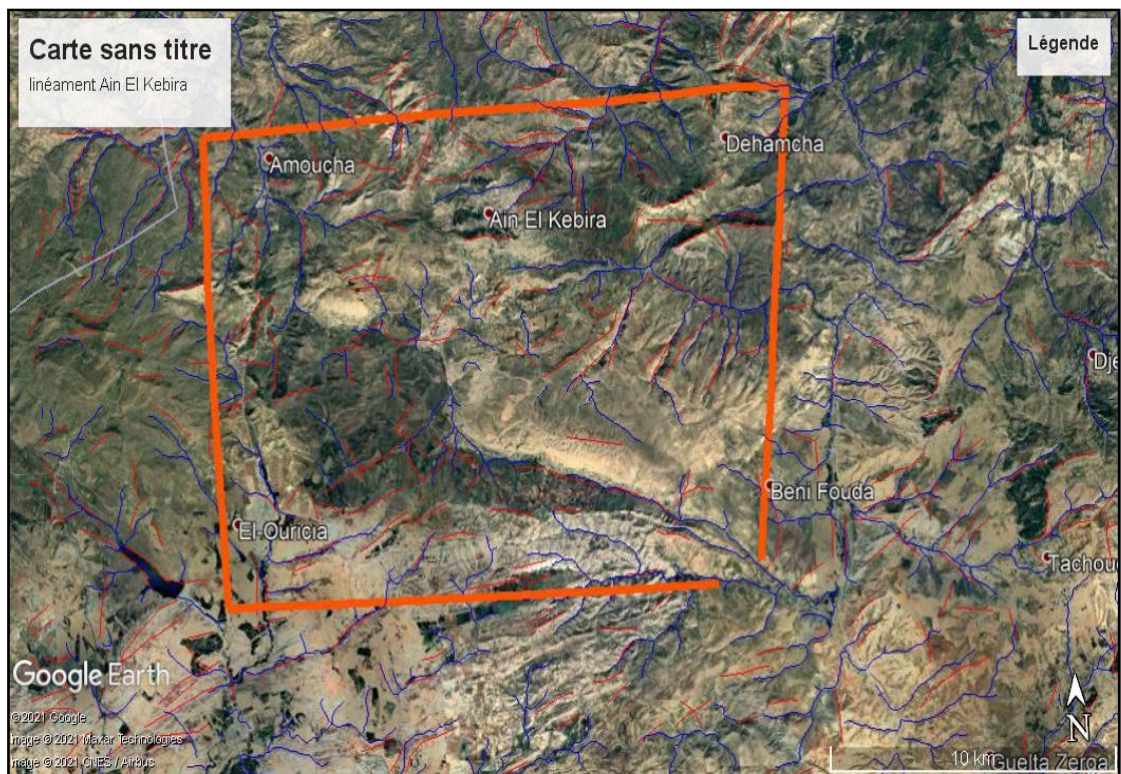


Figure V.17. La carte des linéaments

Légende :

Zone d'étude

Réseau hydrographique

Linéament

B) Projection stéréographique

Les informations mesurables sur les discontinuités sont de natures et géométrique (Orientation du plan, persistance, ouverture des joints, espacement...) et mécanique (altération des épontes matériaux de remplissage, rugosité, présence d'eau...).

Ces mesures ont été effectuées sur les gradins de la carrière d'agrégat de Ain El-Kebira (Zone I). Les discontinuités visibles sur le front résulteraient d'effets arrière de tir ; il est cependant difficile de distinguer les discontinuités initiales de celles créées par le tir (voir tableau annexe).

Les données sont traitées par projection stéréographique.

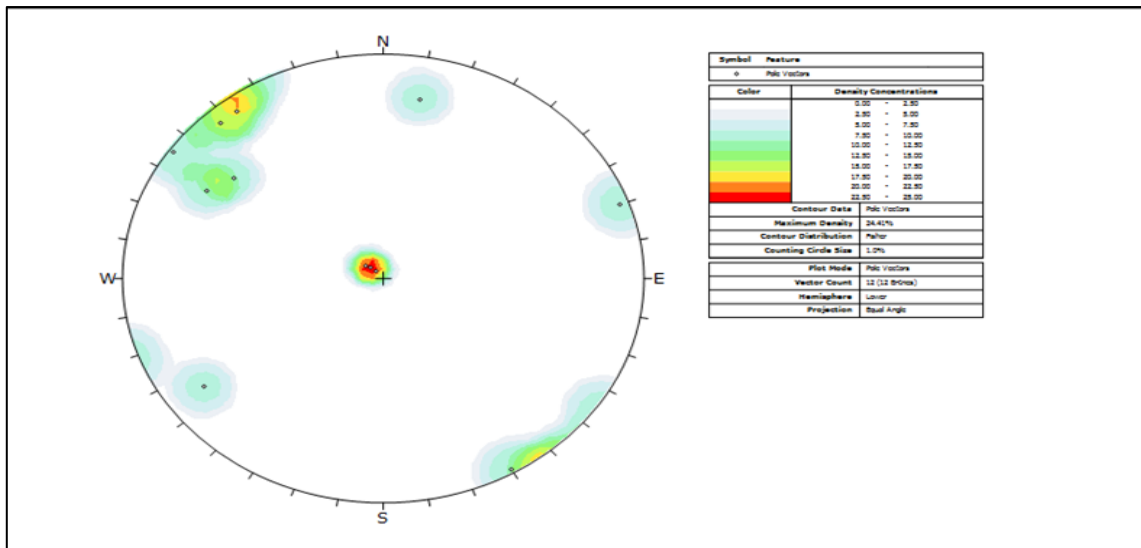


Figure V.18. Projection stéréographique (Nombre de familles)

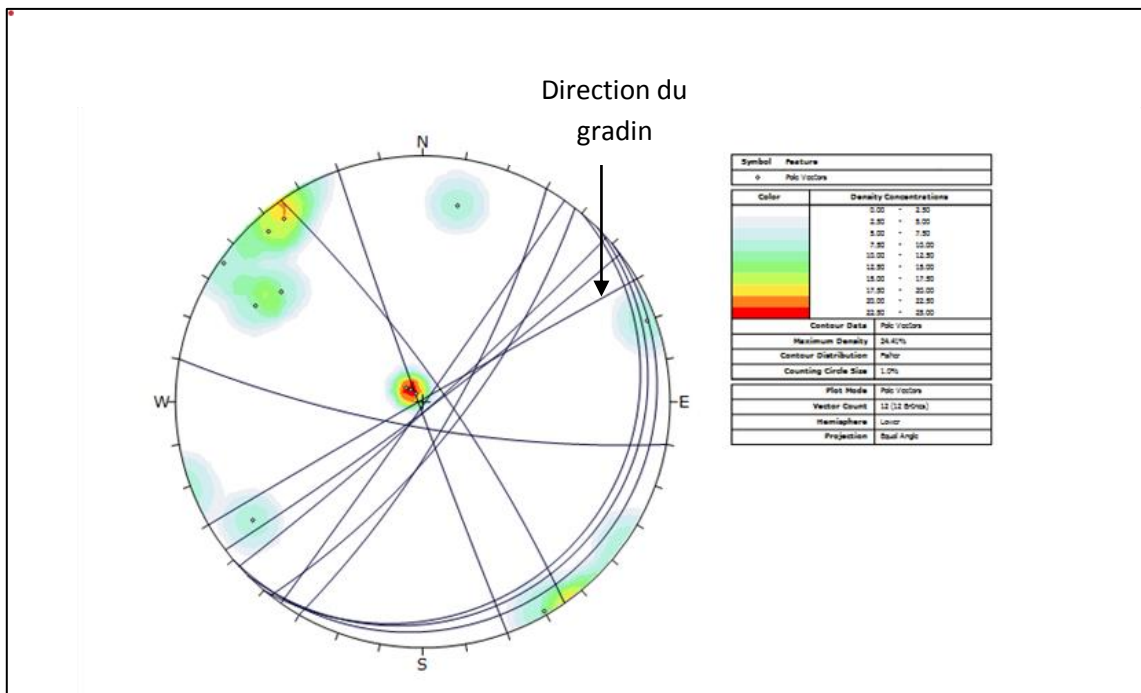


Figure V.19. Projection stéréographique (position du gradin par rapport aux discontinuités)

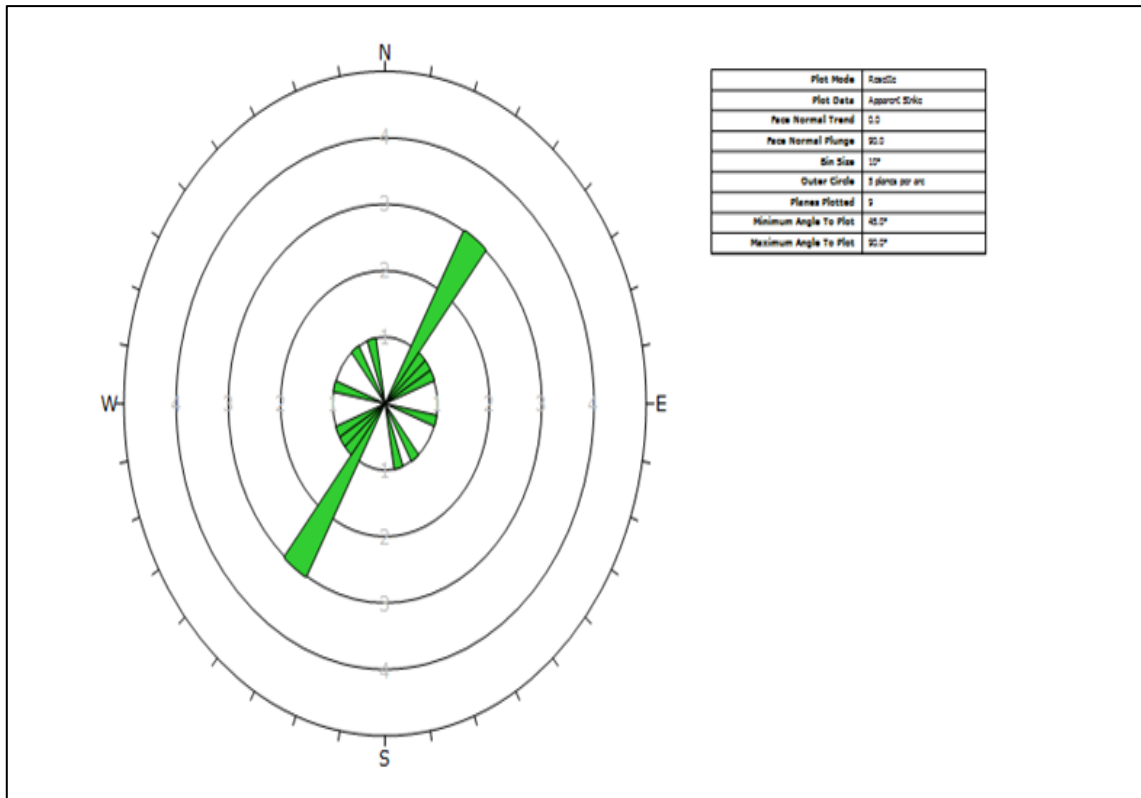


Figure V.20. Projection stéréographique (rosace)

V.3. Classification du RMR

V.3.1. Calcul du RMR pour la roche calcaire de Djebel Medjounes

V.3.1.1 La résistance à la compression uni-axiale (Rc)

La résistance à la compression uni-axiale (Rc) de la matrice rocheuse est obtenue soit par écrasement d'un échantillon, soit par chargement ponctuel de la roche ; pour le massif de Ain-El-Kebira, la valeur de la résistance à la compression uni-axiale est de 76.13 MPa.

➤ **A1 : la résistance à la compression**

D'après le tableau III.11 :

1	Résistance de la roche (MPa)	Résistance à la compression (MPa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
	note		15	12	7	4	2	1	0

Donc : **A1 = 7**

➤ **A2 : Rock Quality designation (RQD)**



Figure V.21. Carotte de calcaire

$$RQD = \frac{\sum \text{longueurs des carotes} > 10 \text{ cm}}{\text{Longueur de la passe du forage (longueur totale des carottes extraites)}} * 100 \quad (\text{V.1})$$

$$RQD = \frac{0.1 + 0.1 + 0.11}{7} * 100 = 4.42\%$$

Selon le tableau III.11 on a :

	RQD	90-100	75-90	50-75	25-50	< 25
2	Note	20	17	13	8	3

Donc : A2=3

➤ **A3 : Espacement des joints (Spacing of joints)**

L'espacement des joints est un paramètre qui influe sur la résistance mécanique et par conséquent sur la stabilité de la masse rocheuse. Cet espacement fait souvent partie de la famille des joints dominants (qui ont le plus d'effet sur la stabilité dans notre cas).

Il existe quatre familles principales de joints :

D'après le tableau III.11 :

	Espacement des joints	>2 m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	0,06-0,2 m	< 0,06 m
3	Note	20	15	10	8	5

Donc : A3=8

➤ **A4 : Nature des joints (Condition of discontinuities)**

La nature des joints concerne la rugosité, la résistance, l'altération et la nature des matériaux de remplissage. Ces paramètres influent considérablement sur la résistance au cisaillement qui est une propriété fondamentale dans le processus de déclenchement des glissements dans la masse rocheuse.

D'après le tableau III.11 :

4	Nature des joints	Surfaces très rugueuses non continues, épontes en contact, épontes non altérées	Surfaces légèrement rugueuses d'épaisseur < 1 mm épontes non altérées	Surfaces légèrement rugueuses d'épaisseur < 1 mm épontes altérées	Surfaces lustrées ou remplissage < 5mm ou joints ouverts 1 à 5 mm, joints continus	Remplissage mou > 5 mm ou joints ouverts > 5 mm, joints continus
	Note	30	25	20	10	0

Donc : A4= 10

➤ **A5 : Venue d'eau : (Ground water conditions)**

La valeur du RMR est inversement proportionnelle à la venue d'eau. L'eau, quand elle est sous pression, affecte négativement la stabilité des pentes rocheuses.

D'après le tableau III.11 :

5	Venues d'eau	Débit sur 10 m	Aucune venue d'eau	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min
		Pression d'eau contrainte principale	0	< 0,1	0,1- 0,2	0,2- 0,5	>0,5
		Hydro-géologie	totalemment sec	Humide	Suintement eau interstitielle	Pression d'eau modérée	Problèmes sérieux de venues d'eau
	Note	15	10	7	4	0	

Donc : A5=10

➤ A6 : Note d'ajustement pour l'orientation des joints

Tableau V.1. Note d'ajustement pour l'orientation des joints

Direction perpendiculaire à l'axe du tunnel				Direction parallèle à l'axe du tunnel		Pendage 0-20°
Creusement du tunnel dans le sens du pendage		Creusement du tunnel dans le sens inverse du pendage		Pendage 40-90°	Pendage 20-45°	
Pendage 45-90°	Pendage 20-45°	Pendage 45-90°	Pendage 20-45°			
Très favorable	favorable	Moyen	défavorable	Très défavorable	moyen	Défavorable

Orientation Des joints	Très Favorable	Favorable	Moyen	Défavorable	Très défavorable
Note D'ajustement	0	-2	-5	-10	-12

Donc : A6 = -5

Tableau V.2: Classification RMR du gradin de calcaire d'après Bieniawski

Paramètre	Paramètre Estimé	Classe	Rating
Compression (Co) de la roche intacte	76.13Mpa	50-100	7
Qualité du massif estimé RQD	4.42	< 25	3
Espacement entre les discontinuités	0.08	0.06 à 0.2	8
Conditions des discontinuités	Surfaces lustrées ou remplissage < 5mm ou joint ouvert 1 à 5 mm, joints continus	Condition4	10
Venues d'eaux	humide	humide	10
Note d'ajustement pour l'orientation des joints	Pendage 45-90	moyen	-5

Selon toutes les notes des paramètres on a :

$$RMR_{89} = A1 + A2 + A3 + A4 + A5 + A6 \quad (\text{V.2})$$

$$RMR_{89} = 7 + 3 + 8 + 10 + 10 - 5 = 33$$

Chapitre V Analyse des processus de travaux d'abattage

Selon le tableau III.12 Classes et propriétés globales des massifs rocheux selon RMR :

Note globale	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20
Classe du massif rocheux	I	II	III	IV	V
Description du massif rocheux	très bon rocher	bon rocher	rocher moyen	rocher médiocre	rocher très médiocre
Cohésion Cm (KPa)	>400	300 à 400	200 à 300	100 à 200	<100
Angle de frottement interne $\varphi_m(^{\circ})$	>45	35 à 45	25 à 35	15 à 25	<15

Alors : Massif est de mauvaise qualité

A) Estimation des caractéristiques mécaniques des massifs rocheux à partir du RMR

a) La cohésion:

$$C_{eq} = 5RMR \quad (V.3)$$

$$C_{eq} = 5 \times 33 = 165 \text{ KPa}$$

b) L'angle de frottement

$$\varphi_{eq} = 0.5 RMR + (8.3 \div 7.2) \quad (V.4)$$

$$\varphi_{eq} = 0.5 \times 33 + 8.3 = 24.8^{\circ}$$

c) Le module de Young

$$E_{eq} = 10 \times \frac{RMR-10}{40} \quad (V.5)$$

$$E_{eq} = 10 \times \frac{33-10}{40} = 5.75 \text{ GPa}$$

V.4. le système GSI

$$\text{Tant que : } RMR_{89} = 33 > 23 \quad (V.7)$$

$$\text{Alors : } GSI = RMR_{89} - 5$$

$$GSI = 33 - 5 = 28$$

$$\mathbf{GSI = 28}$$

Tableau V.3. GSI et qualité du massif rocheux

Valeur GSI	76 - 95	56 - 75	41 - 55	21 - 40	< 20
Qualité de massif rocheux	Très bon	Bon	Moyen	Mauvais	Très mauvais

D'après Hoek et Marinos 2000 le massif de Ain El kebira est considéré comme de qualité inférieure avec une grande blocométrie (Fig. V.22)

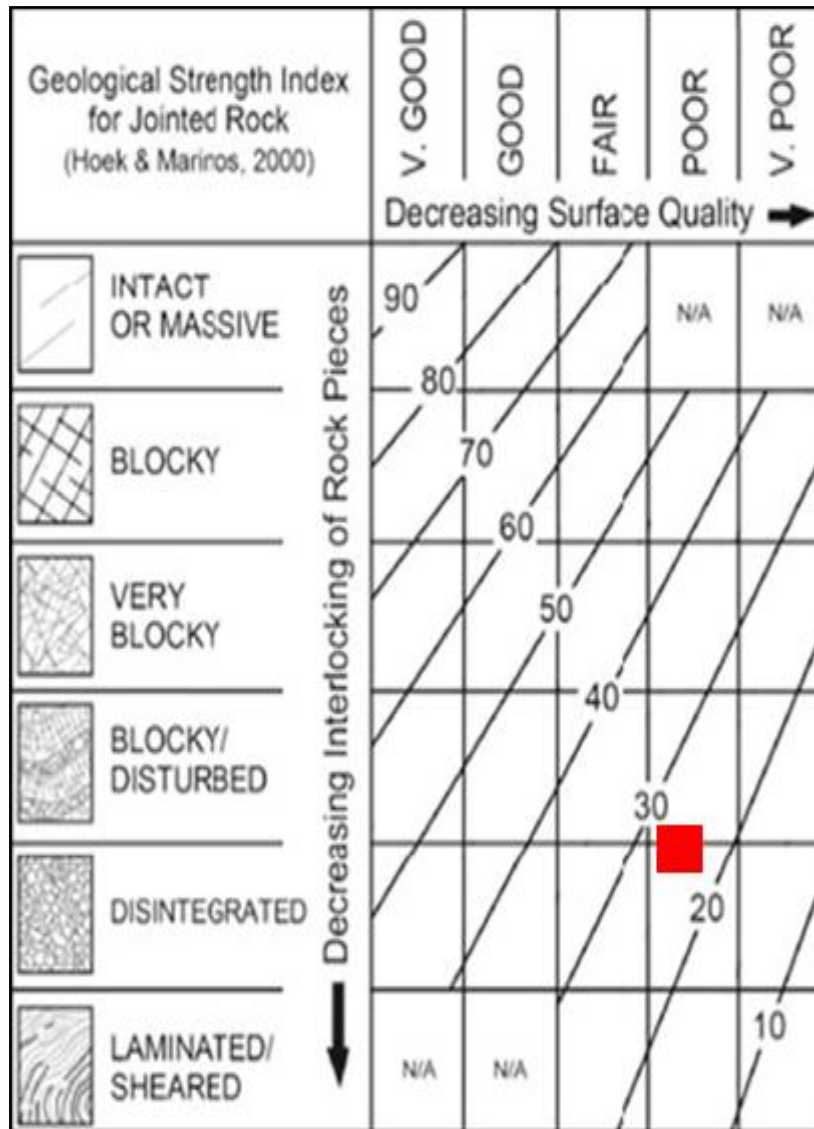


Figure V.22. Geological strength index for jointed rock (hoek and marinos, 200)

V.5. Calcul du rendement de la sondeuse

Tableau V.4. Temps réel de foration chronométré

Types de sondeuse	Numéro	Trou 1	Trou 2
DCR20	02	22.45 min/trou	20.09 min/trou
ROC F6	01	45.7 min/trou	42.10 min/trou

Le rendement postier de la sondeuse permet de déterminer la probabilité technique de la machine pendant un poste de travail, il se détermine comme suit :

$$Rs = \frac{Tp \times Ku}{\frac{1}{V_f} + Taux}; \quad m/p \quad (V.8)$$

Où :

- T_p : Durée d'un poste de travail (8heures) ;
- k_u : Coefficient d'utilisation de la machine, varie entre 0.8 à 0.9 ; on prend :
 $K_u=0.85$;
- V_f : La vitesse de forage;

$$V_f = \frac{L_{tr}}{T_f}; \quad m/h \quad (V.9)$$

Où :

L_{tr} : longueur totale de trou en mètre, 16m

T_f : Temps effectif de forage en heure,

Cas de la Sondeuse FURUKAWA DCR20 $T_f = 21.27 \text{ min} = 0.35\text{h}$.

$$V_f = \frac{16}{0.35} = 45.71; \quad m/h$$

Cas de sondeuse Atlas copco ROK F6 $T_f = 43.9 \text{ min} = 0.73\text{h}$.

$$V_f = \frac{16}{0.73} = 21.9 \text{ m/hs}$$

- Le temps auxiliaire pour forer un mètre de trous, 0,03 à 0,09 h, soit approximativement 0.05 h.

Donc:

Cas de sondeuse FURUKAWA DCR20 :

$$Rs = \frac{8 \times 0,85}{\frac{1}{45.71} + 0,05} = 94,60 \text{ m/p}$$

Cas de sondeuse Atlas copco ROC F6

$$Rs = \frac{8 \times 0,85}{\frac{1}{21.9} + 0,05} = 71.01 \text{ m/p}$$

➤ **Nombre de sondeuses :**

$$N_{sondeuse} = \frac{Q_c \cdot K_r}{R_s \cdot N_p \cdot N_j \cdot V_m \cdot \gamma} \quad (\text{V.10})$$

Où :

- Q_c : la production annuelle de la carrière, $Q_c = 2\,000\,600$ t/an ;
- K_r : coefficient de réserve, $K_r = 1,2 - 1,4$;
- R_s : rendement de la sondeuse, $R_s = 95,43$ m/p ;
- N_p : nombre de poste de travail, $N_p = 1$ poste ;
- N_j : nombre de jours ouvrables par an, $N_j = 300$ jours ;
- γ : masse volumique, $\gamma = 2,6$ t/m³ ;
- V_m : volume de la roche à abattre par un mètre de trou.

$$V_m = \frac{V_{tr}}{L_{tr}} ; \quad m^3 \quad (\text{V.11})$$

Où :

V_{tr} : volume de trou en m³.

$$V_{tr} = \frac{H_g \cdot B \cdot E}{\cos \beta} ; \quad m^3 \quad (\text{V.12})$$

Où :

B : la largeur de la banquette ; $B = 3,9$ m.

E : l'espacement entre les trous ; $E = 3$ m.

β : L'inclinaison de trou ; $\beta = 20^\circ$ par rapport à la verticale

$$V_{tr} = \frac{15 \cdot 3,9 \cdot 3}{\cos 20^\circ} = 188,70 \quad m^3$$

L_{tr} : Longueur de trou en m.

$$V_m = \frac{188,70}{16,1} = 11,72 \quad m^3$$

Donc :

Cas de la Sondeuse FURUKAWA DCR20

$$N_s = \frac{2000600 \cdot 1,2}{94,60 \cdot 1 \cdot 300 \cdot 11,72 \cdot 2,6} = 2,77, \quad \text{soit 3 Sondeuses}$$

Cas des Sondeuses ATLAS-COPCO ROC F6 :

$$N_s = \frac{2000600 \cdot 1,2}{71,01 \cdot 1 \cdot 300 \cdot 11,72 \cdot 2,6} = 3,69, \quad \text{soit 4 Sondeuses}$$

D'après les données de l'entreprise, on constate que le nombre de sondeuses utilisées est de trois (03) de marque FURUKAWA DCR20 et de quatre de marque ATLAS-COPCO ROC F6. Réellement, il est utilisé trois sondeuses (deux sondeuses pour la première ligne et une pour la deuxième) ce qui signifie que ces trois machines assurent l'objectif de production.

V.6. Calcul des Paramètres des travaux de forage et de tir dans la carrière de Ain-El-kebira

- Hauteur de gradin $H_g = 15\text{m}$
- Diamètre de trou $D_{tr} = 110\text{ mm} = 0,11\text{m}$.
- Inclinaison du trou $\beta = 0^\circ$ (foration verticale)

V.6.1. Longueur de trou

$$L_{tr} = (H_g / \sin \beta) + l_{ex} ; m \quad (\text{V.13})$$

Où :

L_{tr} : Longueur de trou en m.

l_{ex} : Longueur de l'excès de forage en m.

$$L_{ex} = K_s * D_{tr} ; m \quad (\text{V.14})$$

Où :

K_s : Coefficient tenant compte des propriétés des roches et de l'inclinaison de trou.

$$K_s = 10 \div 15$$

$$L_{ex} = (10 \div 15) D_{tr} ; m$$

$$L_{ex} = (10 * 0.11) = 1.1\text{ m}$$

$$L_{tr} = (15 / \sin 90) + 1.1 = 16.1\text{ m}$$

$$L_{tr} = 16.1\text{ m}$$

V.6.2. Capacité métrique de trou

$$P = \frac{\pi D_{tr}}{4} * \Delta_{moy} ; (Kg/m) \quad (\text{V.15})$$

Où:

P : Capacité métrique de trou en Kg/m .

D_{tr} : Le diamètre du trou, $D_{tr} = 110\text{ mm}$.

Δ_{moy} : Densité moyenne d'explosif utilisé, (Kg/m^3)

Dans le cas de la carrière on utilise 50% de gélanite I et 50% de l'anfomil.

Avec :

La densité de Anfomil = $0,90 \text{ t/m}^3 = 900 \text{ kg/m}^3$

La densité de marmanite = $1 \text{ t/m}^3 = 1000 \text{ kg/m}^3$

On calcule la densité moyenne de ces deux explosifs :

$$\Delta_{moy} = \frac{\Delta_{anf} * 50\% + \Delta_{mar} * 50\%}{100\%} ; \text{ Kg/m}^3 \quad (\text{V.16})$$

$$\Delta_{moy} = \frac{900 * 0.50 + 1000 * 0.50}{1} = 950 \text{ Kg/m}^3$$

Donc :

$$P = \frac{3.14 * (0.110)^2}{4} * 950 = 9.02 \text{ Kg/m}$$

$$P = 9.02 \text{ Kg/m}$$

V.6.3. la consommation spécifique

q : La consommation spécifique d'explosif.

$$q_p = q_{et} * k_{ex} * k_f * k_d * k_s * k_v * k_{sd} ; \text{ g/m}^3 [40] \quad (\text{V.17})$$

Où :

q_{et} : La consommation spécifique d'explosif étalon ($q_{et}=26,36 \text{ g/m}^3$).

K_{ex} : coefficient qui tient compte de la différence d'aptitude du travail d'explosif.

D'où :

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}} ; \quad (\text{V.18})$$

A_{et} ; A_{ut} : Sont respectivement les aptitudes au travail de l'explosif étalon et utilisé.

$$A_{et} = 360 \text{m}^3, A_{ut} = 320 \text{m}^3$$

Donc :

$$K_{ex} = \frac{360}{320} = 1.13$$

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

$$K_f = 1.2 * lm + 0.2 \quad (\text{V.19})$$

lm : Dimension moyenne du bloc dans le massif.

La valeur moyenne entre 02 fissures est estimée à 1 m.

$$\text{Donc : } K_f = 1.2 * 1 + 0.2 = 1.4$$

K_d : Coefficient qui tient compte de la valeur maximum admissible du morceau abattu.

$$K_d = \frac{0.5}{d_{moy}} \quad (\text{V.20})$$

Avec : $d_{moy} = (0.25 \div 0.4)$

$$\text{Donc : } K_d = \frac{0.5}{0.32} = 1.56$$

K_c : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge.

Pour les trous du diamètre >100mm, K_c sera égale respectivement :

- Pour les roches à tirabilité facile, $K_c = (0,95 \div 1,0)$;
- Pour les roches à tirabilité moyenne, $K_c = (0,85 \div 0,9)$;
- Pour les roches à tirabilité difficile, $K_c = (0,7 \div 0,8)$;

Dans notre cas, la tirabilité des roches est difficile, on prend $K_c = 0.8$.

K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_{gr}}} \quad (\text{V.21})$$

Dans ce projet on va prendre l'ordre de gradin à 15 m.

$$\text{Donc : } K_v = \sqrt[3]{15/15} = 1 \text{ m}$$

K_{sd} : Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées du massif tiré.

Tableau V.5. Valeur de K_{sd} dépend le nombre de surface libre.

Nombre de surface	K_{sd}
6	1
5	2
4	4
3	6
2	8
1	10

Pour notre cas, on a trois surfaces libres alors

$$K_{sd}=6$$

$$\text{Donc : } q_p = 26.36 * 1.13 * 1.4 * 1.56 * 0.8 * 1 * 6 = 312.26 \text{ g/m}^3 = 0.31 \text{ Kg/m}^3$$

La consommation spécifique utilisée au niveau de la carrière $q_p = 0,35 \text{ kg/m}^3$

V.6.4. Ligne de moindre résistance

Pour $\beta < 90^\circ$ on utilise la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{0.5P^2 + 4*(m*q*H_{gr}*L_{tr}*P) - 0.75P}}{2*m*q*H_{gr}} ; m \quad [40] \quad (\text{V.22})$$

Où :

P : La capacité métrique du trou = 10,92 kg/m ;

m : Le coefficient de rapprochement entre deux trous :

- m=0,8 pour les roches très dures ($f > 12$).

- m=1 pour les roches dures ($6 < f < 12$).

- m=1,2 pour les roches assez dures ($f < 6$).

Dans notre cas la roche est de dureté $f = 7,72$. Donc on prend $m = 1$

Application numérique :

$$W = \frac{\sqrt{0.5 * 9.02^2 + 4 * (1 * 0.35 * 15 * 16.1 * 9.02)} - 0.75 * 9.02}{2 * 1 * 0.35 * 15} = 4.65 \text{ m}$$

La valeur utilisée au niveau de la carrière $W = 4,5 \text{ m}$

V.6.5. Distance entre deux trous dans une rangée

$$a = m * W ; m \quad (\text{V.23})$$

$$m = 1, \text{ donc } a = W$$

$$a = 4.65 \text{ m}$$

V.6.6. Construction de la charge

A) Quantité d'explosifs nécessaire dans un trou

$$Q = q_p * W * H_g * a ; Kg \quad (\text{V.24})$$

$$Q = 0.35 * 4.65 * 15 * 4.65 = 113.51 \text{ Kg}$$

$$Q = 113.51 \text{ Kg}$$

La quantité utilisée au niveau de la carrière est : 100 Kg

B) Quantité d'explosifs nécessaire dans un trou

$$Q_{ex} = q_p * W * H_g * a ; Kg \quad (\text{V.25})$$

$$Q_{ex} = 0.31 * 4.65 * 15 * 4.65 = 100.54 \text{ Kg}$$

$$Q_{ex} = 100.54 \text{ Kg}$$

➤ Quantité de la charge inférieure (Qch inf)

$$Q_{ch \text{ inf}} = (0.6 \div 0.7) \times Q_{ex}; \text{ Kg/trou} \quad (\text{V.26})$$

$$Q_{ch \text{ inf}} = 0.65 \times 100.54 = 65.35 \text{ Kg/trou}$$

$$Q_{ch \text{ inf}} = 65.35 \frac{\text{Kg}}{\text{trou}}$$

- **Longueur de la charge inférieure ($L_{ch\ inf}$)**

$$L_{ch\ inf} = \frac{Q_{ch\ inf}}{p}; \quad m \quad (V.27)$$

$$L_{ch\ inf} = \frac{65.35}{9.02} = 7.24 \text{ m}$$

$$L_{ch\ inf} = 7.24 \text{ m}$$

- **Quantité de la charge supérieure ($Q_{ch\ sup}$)**

$$Q_{ch\ sup} = (0.3 \div 0.4) \times Q_{ex}; \text{ Kg/trou} \quad (V.28)$$

$$Q_{ch\ sup} = 0.35 \times 100.54 = 35.18 \text{ Kg/trou}$$

$$Q_{ch\ sup} = 35.18 \text{ Kg/trou}$$

- **Longueur de la charge supérieure ($L_{ch\ sup}$)**

$$L_{ch\ sup} = \frac{3Q_{ch\ sup}}{p}; \quad m \quad (V.28)$$

$$L_{ch\ sup} = \frac{35.18}{9.02} = 3.90 \text{ m}$$

$$L_{ch\ sup} = 3.90 \text{ m}$$

C) Longueur de la charge inférieure et supérieure dans un trou

- Longueur de la charge dans chaque trou

$$L_{ch} = \frac{Q_{ex}}{p}; \quad m \quad (V.29)$$

$$L_{ch} = \frac{100.53}{9.02} = 11.14 \text{ m}$$

$$L_{ch} = 11.14 \text{ m}$$

D) Longueur de bourrage total, L_b

$$L_b = L_{tr} - L_{ch}; \quad m \quad (V.30)$$

$$L_b = 16.1 - 11.14 = 3.52 \text{ m}$$

$$L_b = 4.96 \text{ m}$$

La longueur de bourrage au sein de carrière est de 3.90 m

E) Longueur du bourrage intermédiaire

$$L_{b\ int} = (0.17 \div 0.35) \times L_{ch}; \quad m \quad (V.31)$$

$$L_{b\ int} = 0.17 \times 11.14 = 1.8 \text{ m}$$

$$L_{b\ int} = 1.9 \text{ m}$$

F) Longueur du bourrage du bouchon

$$L_{bb} = L_{tr} - (L_{ch} + L_{b\ int}) ; m \quad (\text{V.32})$$

$$L_{bb} = 16.1 - (11.14 + 1.9) = 3 m$$

$$L_{bb} = 3 m$$

G) Volume de bloc à abattre

Le volume de bloc est ainsi calculé :

$$V_b = \frac{P_{an}}{N_s * N_{int}} ; m^3 \quad (\text{V.33})$$

Où : N_{int} (Intervalle de tirs par semaine) = 2 ;

N_s : nombre de semaine

$$N_s = \frac{365}{7} = 52.14 \text{ semaines}$$

$$N_s = 52.14 \text{ semaines}$$

$P_{an} = 2\ 000\ 000$ Tonnes

$$V_{an} = \frac{P_{an}}{\gamma} ; m^3 \quad (\text{V.34})$$

Où γ est la densité de la roche et est égale à 2.6

$$V_{an} = \frac{2\ 000\ 000}{2.6} = 769\ 230.76 m^3$$

$$V_{an} = 769230.76 m^3$$

Donc:

$$V_b = \frac{769230.76}{52.14 * 2} = 7376.58 m^3$$

$$V_b = 7376.58 m^3$$

H) Volume de minerai à abattre par trou, V_t

$$V_t = W * a * H_g ; m^3 \quad (\text{V.35})$$

$$V_t = 4.65 * 4.65 * 15 = 324.33 m^3$$

$$V_t = 324.33 m^3$$

I) Nombre de trous dans un bloc, N_{tr}

$$N_{tr} = \frac{V_b}{V_t} ; \text{trous} \quad (\text{V.36})$$

$$N_{tr} = \frac{7376.58}{324.33} = 22.75 \text{ trous}$$

$$N_{tr} = 23 \text{ trous}$$

Il est utilisé 30 à 33 trous dans la carrière.

J) Section de bloc à abattre

$$S_b = \frac{V_b}{H_g}; m^2 \quad (\text{V.37})$$

Où : H_g : Hauteur du Gradin

$$S_b = \frac{7376.58}{15} = 491.77 m^2$$

$$S_b = 491.77 m^2$$

K) Largeur d'enlevure, A

$$A = W + (N_r - 1) * b ; m \quad (\text{V.38})$$

Où : N_r : Nombre des rangées.

Comme il n'existe qu'une seule rangée, $A = W = 4.65 m$

L) Longueur du bloc, L_b

$$L_b = \frac{S_b}{A} ; m \quad (\text{V.39})$$

$$L_b = \frac{491.77}{4.65} = 105.75 m$$

$$L_b = 105.75 m$$

M) Quantité totale d'explosif dans un bloc, Q_{tot}

$$Q_{tot} = Q * N_{tr} ; Kg \quad (\text{V.40})$$

$$Q_{tot} = 113.51 * 23 = 2610.73 Kg$$

$$Q_{tot} = 2610.73 Kg$$

N) Longueur totale forée, L_{tf}

$$L_{tf} = L_{tr} * N_{tr} ; m \quad (\text{V.41})$$

$$L_{tf} = 16.1 * 23 = 370.3 m$$

$$L_{tf} = 370.3 m$$

O) Tas de roches abattues

Les paramètres du tas de roches abattues sont caractérisés par :

- Hauteur du tas, H_t
- Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure, X_t

$$H_t = (0.5 \div 0.8) * H_g ; m \quad (\text{V.42})$$

$$H_t = 0.7 * 15 = 10.5 m$$

$$H_t = 10.5 m$$

$$X_t = 15 * \frac{q}{\gamma} * \sqrt{H_g * A} ; m \quad (\text{V.43})$$

$$X_t = 15 * \frac{0.31}{2.6} * \sqrt{15 * 4.65} = 14.93 \text{ m}$$

$$X_t = 14.93 \text{ m}$$

L'état actuel du tas abattu au niveau de la carrière de Ain El kebira a une hauteur acceptable mais a un étalement plus élevé (53m) que la valeur optimale (14.93m).

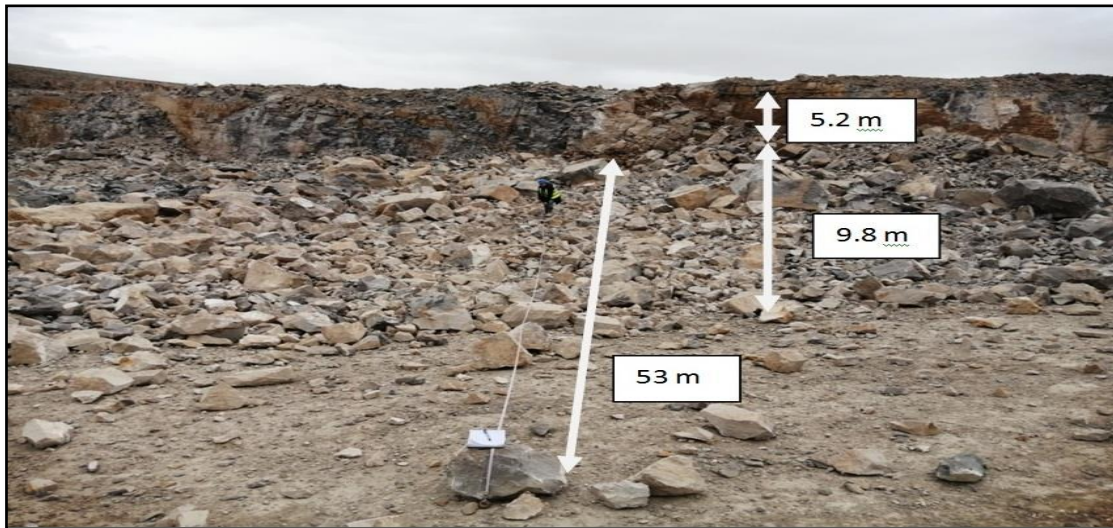


Figure V.23. L'état de tas abattu

Tableau V.6. Plan de tir selon les paramètres calculés

Paramètres	Valeurs calculé selon les paramètres observée	unité
Diamètre du trou, (D_{tr})	110	mm
Hauteur du gradin, (H_{gr})	15	m
Inclinaison du trou, (β)	80	Degré
Longueur d'excès de forage, (L_{ex})	1.1	m
Longueur du trou, (L_{tr})	16.1	m
Ligne de moindre résistance, (w)	4.65	m
Quantité d'explosif dans un trou, (Q_{tr})	100.54	kg
Longueur de bourrage, (L_b)	4.96	m
Longueur de la charge d'explosif, (L_{ch})	11.14	m
Volume de bloc à abattre, (V_{bl})	7376.58	m^3
Surface du bloc, (S_{bl})	491.77	m^2
Longueur du bloc à abattre, (L_{bl})	105.75	m
Volume de roches abattues par un trou, (V_{tr})	324.33	m^3
Nombre de trous dans une rangée, (N_{tr})	23	trous
Consommation spécifique de l'explosif, (q)	0.31	Kg/m^3

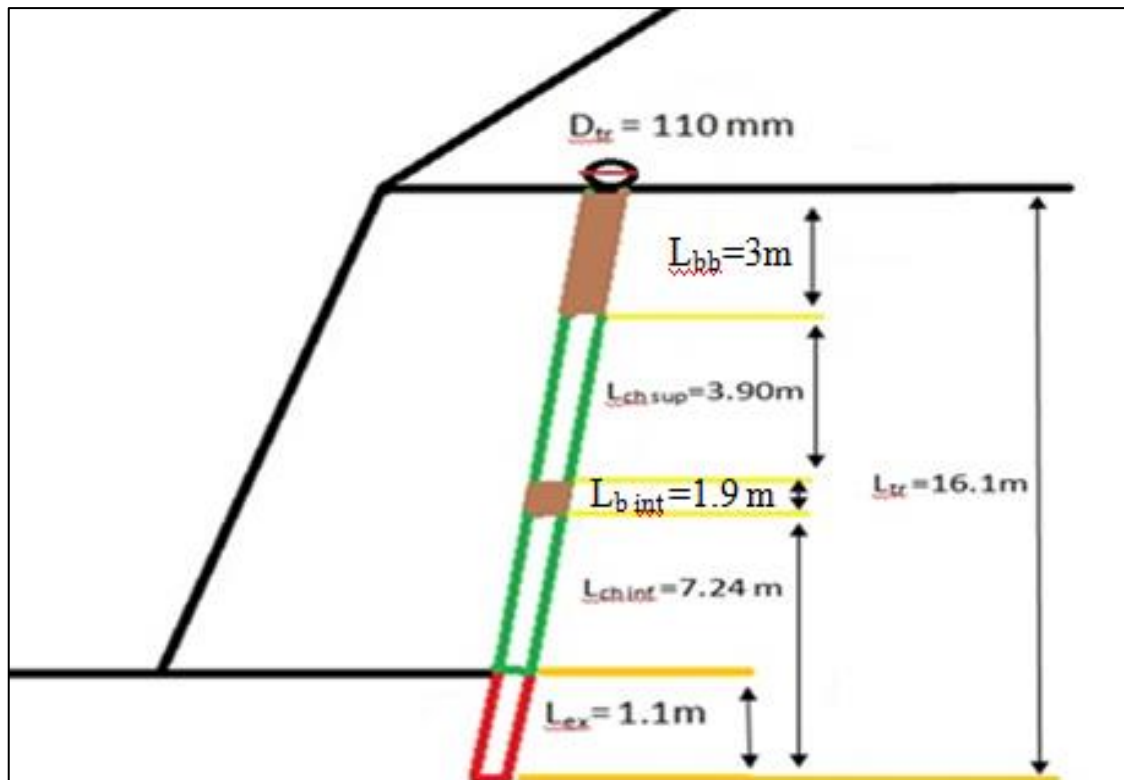


Figure V.24. Schéma de plan de tir

P) Calcul de la consommation spécifique par la Méthode d'Ashby M.F

Ashby qui tient en compte les fissuration dans le massif (nombre de fissure/ metre²)

$$q = \frac{1.4tg(\Phi+i)}{\sqrt[3]{\text{fissures/mètres}}} ; Kg/m^3 \quad (V.44)$$

D'après la classification du massif rocheux selon Beiniawski, le massif de Ain-El-kebira est trop fracturé, le nombre de fissures par m² avoisine 10,

$$\Phi = 20 \text{ et } i = 0 \text{ (joint lisse),}$$

Où :

Φ :angle de frottement interne

i :angle de rugosité des surfaces de rupture)

Alors :

$$q = \frac{1.4tg(20 + 0)}{\sqrt[3]{10/\text{mètres}}} = 0.23 Kg/m^3$$

Donc dans les conditions de Ain El Kebira on a besoin de 0.23kg d'explosif par mètre cube, comparativement avec la consommation spécifique ordinaire utilisée qui est de 0.35 Kg/m³.

Q) Rayon de sécurité

Pour calculer le rayon de la zone dangereuse R_d suivant la projection des débris, il faut déterminer la valeur maximale de la ligne de résistance au pied de gradin (W_{max}) de la charge de trou (selon le projet de tir) et d'après celui-ci, on détermine la valeur conditionnelle de W_{con} [40] , soit

$$W_{con} = 0.7 W_{max} \quad (V.45)$$

D'après W_{con} , on calcule les valeurs R_d ;

- $R_d \geq 300$ m pour les reliefs montagneux,
- $R_d \leq 300$ m pour les reliefs plat.

On a la ligne de moindre résistance égale à $w = 4.65$

Donc :

$$W_{cond} = 0.7 * 4.65 = 3.3$$

Selon les données de tableau de rayon de la zone dangereuse :

Tableau V.7. Les valeurs de rayon de zone dangereuse selon la ligne de moindre résistance [40]

W_{cond} (m)	Rayon de zone dangereuse R_d , m	
	Pour le personnel	Pour les engins
1.5	200	100
2	200	100
4	300	150
6	300	150
8	400	200
10	500	250
12	500	250
15	600	300
20	700	350
25	800	400

$R_d = 300$ m pour le personnel.

$R_d = 150$ m pour les engins

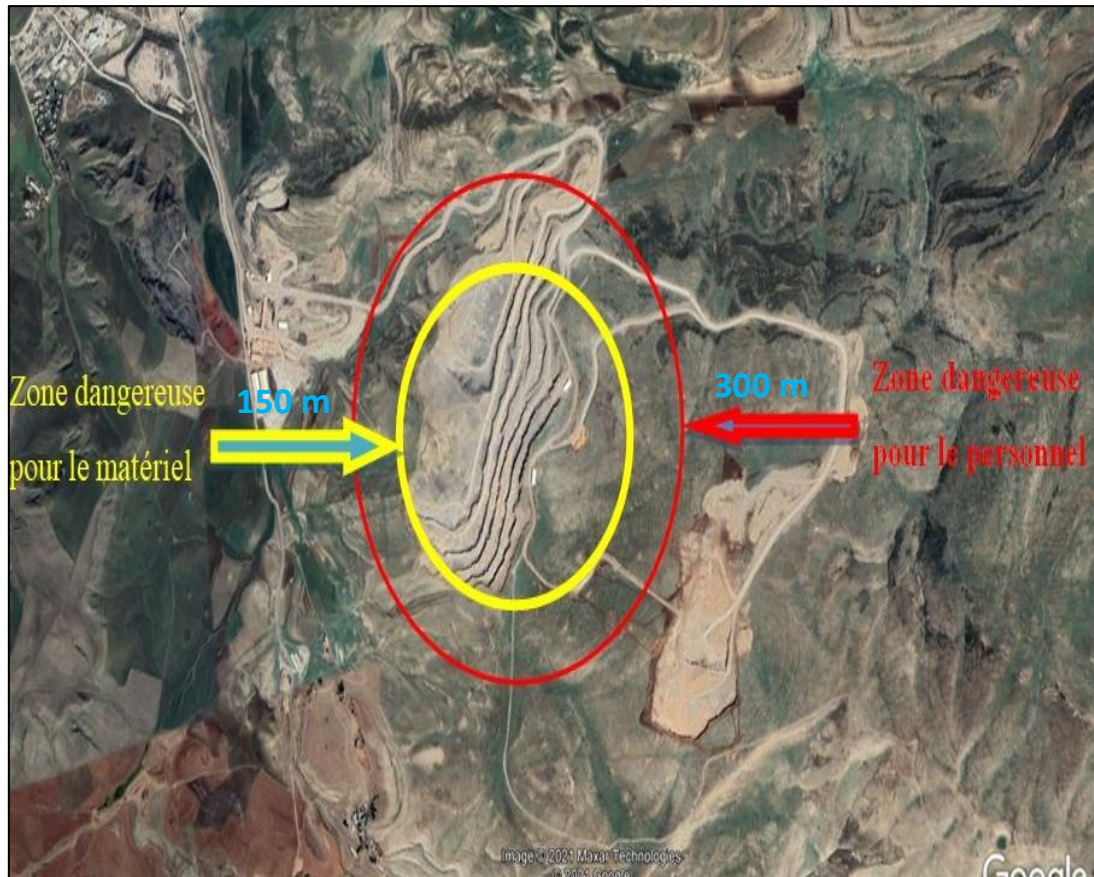


Figure V.25. Le rayon de la zone dangereuse

CONCLUSION

GÉNÉRALE

ET

RECOMMANDATIONS

Conclusion générale

Conclusion Générale

La maîtrise de l'opération de l'abattage permet de limiter l'apparition de gros blocs, autrement dit les hors gabarits lors des tirs à l'explosif, et par suite ménager et rationaliser la charge de travail des engins de chargement, de transport et des brise-roches et enfin la foration secondaire d'une manière générale.

- ✚ Il est important d'identifier et de gérer les paramètres qui influent sur la fragmentation des roches, en particulier les paramètres non-contrôlables, dont les Discontinuités qui constituent un facteur prédominant dans la gestion de l'énergie des tirs dans les massifs rocheux.
- ✚ Dans la zone de notre étude, l'extraction des linéaments est réalisée par traitement d'images LANDSAT filtrée (LC08_L1TPbande5, Zone 31) et leur analyse statistique a permis de les regrouper en six familles majeures (comme le montre la rosace diagramme) en fonction de la longueur et de la densité (fréquence) : NE-SW , ENE-WSW, NNE-SSW , E-W, N-S, SE-NW et une direction dominante **SW-NE**, ces informations très utiles conduisent à choisir le sens et la position de l'ouvrage par rapport à l'orientation principale de ces discontinuités et de leurs pendages.
- ✓ La classification géo-mécanique du massif Ain-El-Kebira selon Bieniawski et Barton, est classé comme trop fracturé et de qualité inférieure;
- ✓ Durant notre Stage de fin d'étude, nous n'avions pas pu accéder par manque de temps à certaines informations telles que les propriétés géo-mécaniques du gisement, les cartes topographiques et géologiques détaillées...

Recommandations

- ✚ Au terme de notre Stage, nous voudrions formuler quelques recommandations en vrac, pas en qualité d'expert mais en tant qu'étudiants observateurs à l'antichambre du monde professionnel. Ces recommandations pourraient être utiles à améliorer un tant soit peu la qualité de l'abattage :
- ✚ Il est souhaitable que le mode de remplissage des trous de mines se fasse en être en discontinu afin de gérer l'énergie d'explosif à travers les fissures,
- ✚ L'opérateur de la sondeuse devra toujours disposer d'un plan détaillé de son plan de charge,
- ✚ L'Implantation des trous de mines doit être effectuée topographiquement (en coordonnées X, Y et Z), après consultation du service Géologie,

Conclusion générale

- ✚ Effectuer des contrôles réguliers avant, pendant et après les tirs (mailles, inclinaisons, effets arrières...),
- ✚ S'assurer d'une inclinaison appropriée des trous car elle a des avantages certains tels que la stabilité, une consommation moindre de l'explosif, élimination des rebords et une bonne sortie des pieds de talus...
- ✚ Correction de la consommation spécifique en tenant compte de l'importance des discontinuités,
- ✚ Purgage et enlèvement des blocs instables,
- ✚ Le projeteur est tenu de déterminer l'angle optimal d'inclinaison du bord qui assurerait la stabilité des talus.

Bibliographie

Bibliographie

Bibliographie

- [1] BELHOUS Merzouk, 2016, P.F.E «Elaboration d'un plan de tir pour améliorer la fragmentation des roches Cas de la carrière d'Ain El Kebira W.SETIF» Université Abderrahmane Mira de Bejaia.
- [2] BOUAFIA Abdelhamid et HAMZA Benaouda, «Adaptation d'un plan de tir afin d'améliorer les résultats de fragmentation (Cas de la carrière d'Ain Kebira)», mémoire fin d'études Master, Université Abderrahmane Mira, BEJAIA 2015-2016.
- [3] Vincent van Overbeke, Integrating Blast Management in to Loading, Hauling and Crushing Cicle, Cimescaut (Belgica).
- [4] BOUSSAID Bachir, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir », mémoire de grade ingénieur d'état, UNIVERSITE ABOU BEKR BELKAÏD – TLEMCCEN 2015.
- [5] Boukhobza Samira et Hadri Brahim « Contribution à l'étude de l'abattage à l'explosif dans les massifs rocheux fissurés cas de la carrière de Kef Essnoun -DJEBEL ONK - Esquisse Théorique », mémoire fin d'études Master Université Larbi Tebessi – Tébessa 2019-2020.
- [6] BARDOUDI Said, Thèse « Etude de la micanique de tir des roches par l'utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes », Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [7] Hagan, T.N, 1979, The control of fines through improved blast design. Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, September 1979.
- [8] Fournery et al, Fragmentation by Blasting, the First International symposium on Rock Fragmentation August (1983).
- [9] Blanchier, A., Thiard, R. et Weber, P., 1988, "Theorie du travail à l'explosif", Ind, Minérale et Carrière – les techniques.
- [10] Jaeger, J.C. and Cook, N.G.W, Fundamental of rock mechanics. Chapman & Hall ltd. , London, 1975.
- [11] Harries. G and Mercer. J.K, the science of blasting and its use to minimise costs. Proc. Australian inst. Min. Met al. Annual conf. Adelaide, part B, 1975.

Bibliographie

- [12] These Magister BOUTERFIF Leila « étude de l'influence des discontinuités et de l'humidité sur l'emploi de l'anfomil dans les carrières », 2006 Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [13] Rustan A, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting, 3rd Int Sympo on Rock Fragmentation by Blasting, Brisbane, pp 303-310, 1990.
- [14] Abattage des roches, Elaboration et mise en oeuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).
- [15] Ash R.L., Konya C.J. and Rollins R.R., Enhancement Effects from Simultaneously Fired Explosive Charges, Trans. Soc. Nin. Eng. A. 1 .M.E. Vol .244, pp.427-435.
- [16] NEFIS Mouloud, 2010, Thèse « Modèle d'un plan de tir », Université Badji Mokhtar - Annaba.
- [17] KIMOUR Mohamed, Thèse « Développement d'une méthodologie d'estimation des discontinuités du massif rocheux en vue de son utilisation en conception minière »,2015/2016 Université Badji Mokhtar-Annaba-
- [18] HOANG, Thi Thanh Nhan, [2010], « Etude du comportement d'un milieu rocheux fracturé », Thèse doctorat de l'école des ponts Paris Tech.
- [19] Bieniawski, Z. T. (1976). Rock mass classification of jointed rock
- [20] TAHIRI, Abdelouahed, [1992], «Modélisation des massifs rocheux fissures parla méthode des éléments distincts », Thèse de l'école nationale des ponts et chaussées.
- [21] Zhao J., [2008], « Propriétés des discontinuités », part 3, cours de mécanique des roches, L'école polytechnique fédérale de Lausanne.
- [22] AZEALDEEN SALIH HASSAN AL-JAWADI «EVALUATION OF THE ROCK MASS AT THE BEKHME DAM SITE NORTH EAST IRAQ». Thèse de doctorat de Mosul University College of Science.
- [23] SOUKATCHOFF, V.M ; « Cours de géotechnique » de l'école nationale supérieure des mines de Nancy ; 100 pages ; 2007
- [24] PHILIPPONAT, G ; « Fondations et ouvrages en terre » ; Edit ioEyrolles, Paris ; 402 pages ; 1979.
- [25] Muller B., 1997, « Adapting blasting technologies to the characteristics of rock masses in order to improve blasting results and reduce blasting vibrations », Fragblast vol.1, n°3, 1997.

Bibliographie

- [26] B. Soltani : Paramètres influent sur les résultats d'abattage à l'explosif, mémoire de magister d'état.
- [27] Hubert Heraud, Alan Blancheier, Yvan Sifre Essai d'optimisation d'une blocométré d'abattage à l'explosif.
- [28] Héraud .H ; « Reconnaissance des massifs rocheux » : prise d'empreintes dans un forage. Ind. Minérale, Mines et Carrière.
- [29] Kimour Mohamed : caractérisation des discontinuées du massif en vue de l'abattage à l'explosif concept Mine to Mill carrière Socar (Guelma).
- [30] Khelifa Mouaad et Yekhlif Souhib thème «Amélioration de la fragmentation de la roche à l'explosif dans les conditions de la carrière des granulats d'Adrar Oufernou» .
- [30] KLOKNER, 1975, « résultats des recherches géologiques réalisées sur Djebel Medjounes ».
- [31] site de GICA <https://www.gica.dz>
- [32] Rapport CETIM, 2020, « Rapport géologique actualisé du gisement de calcaire Djebel Medjounes Société des Ciment de Ain El Kebira (SCAEK).
- [33] DEMDOUM Salah et BOUDISSA Islem, 2015, P.F.E «Optimisation D'un Plan De Tir - Cas De La Carrière De Ain El Kebira », Université Abderrahmane Mira de Bejaia.
- [34] M'ZOUGHEM Kamel et CHENAFWA Walid, 2006, P.F.E « étude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière de Ain El Kebira (Sétif) », Université Ferhat Abbas -Sétif.
- [35] Nabil ZIDANI et Aghiles SANAT, « Etude de stabilité des talus de la carrière d'Ain El Kebira (Wilaya de Sétif) vis -à-vis un glissement circulaire », mémoire fin d'études Master, Université Abderrahmane Mira, BEJAIA 2014-2015.
- [36] Rapport CETIM, 2012, « Rapport géologique actualisé du gisement de calcaire Djebel Medjounes Société des Ciment de Ain El Kebira (SCAEK).
- [37] Rapport CETIM, 2014, «Plan topographique actualiser du gisement calcaire Djebel Medjounes » Société des Ciment de Ain El Kebira (SCAEK).
- [38] Site web <https://www.atlascopco.com>
- [39] Site web <https://www.ritchiespecs.com>
- [40] Document d'exploitation des carrières « V. KOVALENKO » « K.M LAHMER » « N. AMBARTSOUMIAN », Office des publications universitaires 1. Place centrale de Ben Aknoun (Alger).

ANNEXE

Annexes

Tableau : Les cordonnés des fissures

Numéro des failles	Orientation par rapport le Nord	Poudage (°)
01	N 250	88
02	N 120	76
03	N123	89
04	N128	72
05	N50	80
06	N143	86
07	N190	77
08	N138	86

Tableau: L'orientation des couches et leur pendage

Couche	Direction par rapport au nord	Pendage (°)
01	N133	5
02	N130	8
03	N131	10

