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 الشهيد الشيخ العربي التبسي – تبسة
Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
معـــــــهد المـــــناجم
Institut des Mines
قسم المناجم و الجيوتكنولوجيا
Département Mines Et Géotechnologie

MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de Master

Filière : Génie Minier

Option : Exploitation Minière

Analyse des Paramètres d'Abattage à l'Explosif dans une Carrière d'Agrégats–Cas de la Carrière Géante de l'Entreprise Nationale des Granulats « ENG» D'EL MA LABIOD W.de Tebessa

Par

Chebout Chaima et Saoussen Bouakkez

Devant le jury :

Saadaoui Salah	**Président**	**MCB**	**Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa**
Nouioua Ismail	**Encadreur**	**Prof**	**Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa**
Debbouz mokhtar	**Examinateur**	**MAA**	**Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa**
Bouterfif leila	**co-encadreur**	**MAA**	**Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa**

Année universitaire 2024/2025

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'Enseignement Supérieur
et de la Recherche Scientifique
Université Larbi Tebessi – Tébessa
Institut des Mines
Département mines et géotechnologie

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي
جامعة العربي التبسي – تبسة
معهد المناجم
قسم المناجم و الجيوتكنولوجيا

Année universitaire : 2024/2025

Tébessa le :

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

1- Boraiki Saoussene

2- chabout chaima.

3-

Niveau : Master 2 Option : Exploitation minière

Thème : Analyse des paramètres d'abattage à l'explosif dans une carrière d'agrégats. Cas Entreprise nationale de granulats ENG. Slama labiod Tebessa

Nom et prénom de l'encadreur : Prof. Nouioua Issaad

co. encadreur Bouterfif Leila

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Toutes les parties.	

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 (ة)..... خبيرة بتيمام ..... الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : ..... طالبة .....

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 412234534 ..... و الصادرة بتاريخ .... 2024.07.19 ....

المسجل بمعهد ..... المناجم ..... قسم المناجم و الجيوتقني .....

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

Analyse des paramètres d'abattage à l'explosif dans une carrière d'agrégats
Cas de la carrière géante de l'entreprise nationale des granulats - ENG -
d'el ma labiod - W. de Tebessa

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

التاريخ: 2025.06.03

إمضاء المعني (ة)

رئيس المجلس الشعبي البلدي
و بتفويض منه :
إمضاء عون رئيسي للإدارة الإقليمية
مسعى إسماعيل

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 (ة) ..... الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : .....

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : ..... و الصادرة بتاريخ .....

المسجل بمعهد ..... قسم .....

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

.....

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

التاريخ: .....

إمضاء المعني (ة)

Remerciements

Je tiens à exprimer mes plus sincères remerciements à Monsieur **Nouioua Ismail**, enseignant-chercheur et directeur de ce mémoire, pour l'honneur qu'il m'a fait en acceptant d'encadrer ce travail, ainsi que pour la qualité de son encadrement, ses conseils avisés et sa disponibilité constante tout au long de cette étude.

J'adresse également mes vifs remerciements à Madame **Bouterfif Leila**, co-encadreur de ce mémoire, pour son accompagnement rigoureux, ses observations pertinentes et l'attention particulière qu'elle a portée à l'avancement de ce travail.

Mes remerciements s'adressent aussi à Monsieur **Debbouz Mokhtar**, examinateur, pour avoir accepté d'évaluer ce mémoire et pour la richesse de ses remarques et suggestions.

Enfin, je remercie très chaleureusement Monsieur **Saadaoui salah** président du jury, pour l'honneur qu'il m'a fait en présidant cette soutenance, ainsi que pour l'intérêt et l'attention qu'il a portés à mon travail.

Dédicace

Je dédie ce travail, avant tout, à moi-même, pour ma persévérance, mes efforts et les sacrifices consentis tout au long de ce parcours. Ce diplôme est le fruit de ma détermination et de ma passion.

Je tiens aussi à dédier cette réussite à ma chère famille, source d'amour, de soutien et de motivation. Merci pour votre présence constante, vos encouragements et votre confiance en moi. Sans vous, ce rêve n'aurait pas été possible.

Et tout particulièrement, je dédie ce travail à la personne qui m'a le plus soutenu dans les moments difficiles, mon pilier, **Abbsi**, dont l'aide, la patience et les mots réconfortants ont été essentiels tout au long de cette aventure.

chaima chebout

Dédicace

Je dédie ce travail à ma mère" **HANA"**et à mon père, monsieur "**BOUGHANEM** "Leur amour et leur soutien indéfectibles ont été pour moi une source de force et de persévérance.

J’adresse également ma reconnaissance à mon mari " **ZOUHIER**" pour son soutien constant et son aide précieuse tout au long de la réalisation de cette étude.

Mes remerciements vont aussi à mes frères "**SOUFIANE, TAKI EDDINE ET MOHAMMED"** ainsi qu’à ma sœur "**HIBA**"dont la présence et le soutien affectueux m’ont réconfortée tout au long de ce parcours.

Je tiens à remercier ma fille bien-aimée" **NOUR ELYAKIN** "dont la joie de vivre a illuminé mes journées et m’a rappelé l’importance de cet accomplissement.

Enfin, j’exprime ma profonde gratitude à tous mes proches, parents et amis, ainsi qu’à tous ceux qui ont partagé mes moments de fête et de bonheur.

Saoussen Bouakkez

Sommaire

Résumé
Introduction Générale. 1
CHAPITRE I 2
I Description générale de Carrière E.N.G. El Ma LABIOD 3
1.Situation géographique de gisement 3
2/Historique de la Carrière E.N.G. ElMa L ABIOD 5
3/ Aperçu géologique: 6
4/Structure géologique de gisement et hydrogéologique: 11
5 /Hydrogéologie du gisement 12
6/Topographie 15
7/Cadre climatique 16
CHAPITRE II 17
L'état actuel de la carrière ADILA (EL MA LABIOD) 18
2/.Production 18
3/Méthode d'exploitation 18
4/Système d'exploitation 19
5/ Régime de travail 2023 19
6/Processus de Forage 20
7/ Processus de Chargement 24
8/ Processus de Transport 25
9/ Le traitement 25
CHAPITRE III RAPPEL BIBLIOGRAPHIQUE 29
Introduction 30
III.1. Influence des différentes variables sur la qualité de la fragmentation des roches 31
III.1.1 Les variables contrôlables 31
III.1.1.1.Paramètres liés aux trous 40
III.1.1.2. Paramètres liés au bourrage 41
III.1.1.3. Paramètres liés au plan de tir 41
Les variables incontrôlables 42
III.1.2.1. Propriétés structurales 46
III.1.2.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation 46
III.2.Analyse des pratiques d'abattage 46
III.2.1.Objectifs du tir 46
III.2.2.Eléments théoriques sur l'opération d'abattage 47
III.2.2.1. Choix de type de forage 47
III.2.2.2. Mécanisme de l'explosion 47
III.2.2.3.Caractéristique d'explosif 48
III.2.2.4.Abattage de la roche 49
III.3- Modele Kuz-Ram 51
III.3.1-La taille moyenne des fragments 52
III.3.2-Indice d'uniformité 53

III.3.3-la résistance d'explosif (Équation de Tidman) 56
III.3.4-Indice de tirabilité 56
III.3.5-Consommation Spécifique 56
III.3.6-Poids de la charge 56
III.3.7-Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram 57
III.3.8. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres Méthode de longfors : 57
III.4. Modèle de Langefors 59
Conclusion 61
CHAPITRE VI 62
V.1. INTRODUCTION 63
IV.1 Description de la zone d'étude : 63
IV.3. Analyse des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière ENG 64
IV. 4. Constatations après tir : 68
IV.5. ANALYSE DE LA FRAGMENTATION PAR LE MODEL DE KUZ-RAM 69
IV.6. Application du modèle de Kuz-Ram

IV.7. **l**es résultats seront présentés sous forme de graphiques et tableaux, puis interprétés 70
IV.8. Recalcule des paramètres de tir (selon les dimensions des engins utilisé dans la carrière) 73
IV.8.1. Les données 73
IV.8.2. Calcul des paramètres de tir 74
IV.8.3. Comparaison des paramètres utilisé et ceux calculés 83
IV.8.4. Vérification de compatibilité des engins utilisé par l'entreprise 84
IV.8.5. Recalcule des paramètres de tir correspondant au nouveau volume de godet 85
IV.9. Tableau récapitulatif des paramètres de tire utilisés, calculés et recommandés 89
IV.9.1. Interprétation des résultats 89
IV.9.2. Choix d'un schéma de tire 90
Conclusion 93
Conclusion générale et recommandation 95
Bibliographie 98

Résumé:

L'objectif de cette étude est d'optimiser les paramètres d'abattage par l'explosif, pour les conditions de la carrière **ADILA ENG**. avec l'utilisation de la méthode soviétique, ainsi que la réalisation d'un schéma de tir recommandé.

Afin de cette étude, une comparaison a été faite entre les résultats pour voir si les paramètres utilisé dans la carrière sont conformes avec ceux calculé selon la méthode soviétique.

Après l'examinassions de conformité, on recommande le changement d'engin de chargement. pour l'obtention des paramètres de tir plus fiable techniquement est économiquement, ainsi qu'on recommande un schéma de tir qui développe une moyenne de surfaces libres supérieur à celle utilisé par l'entreprise.

Mots clés: Optimisation, Tir, Paramètres, calcaire, Processus, abattage, hors- gabarit,

Roche, Explosif.

ملخص:

الهدف من هاته الدراسة هو الوصول الى الاعدادات الأفضل لتكسير الصخور بالمتفجرات، في محجرة جبل عديلة المتواجدة في جبل الماء الأبيض ولاية تبسة باستعمال الطريقة السوفياتية، وكذلك وضع مخطط موصى به للتفجير.

من اجل هاته الدراسة، يكمن القيام بمقارنة من اجل التأكد ان كانت الاعدادات المستعملة بهته المؤسسة مطابقة للتي تم حسابها حسب الطريقة السوفياتية.

بعد فحص المطابقة نوصي بتغيير آلية التحميل من اجل الحصول على اعدادات أفضل تقنيا واقتصاديا، وكذا نوصي بمخطط تفجير بإمكانه انتاج مساحات حرية أكثر من المستعمل في المؤسسة.

كلمات مفتاحية: تحسين تفجير اعدادات، صخور الكلس، تكسير خارج الحجم، صخور، متفجرات.

Abstract:

The goal of this study is to optimise the settings of blastig, in the quarry of ADILA ENG, using the soviet method, and puting a firing pattern.

In order to this study, a comparison is made to see if the blasting settings are compliant to the calculated ones according to the soviet method.

After the examination of the conformity, we recommend the changing of the loading machine, to obtein more reliable settings economically technically and economically, also we recommand a firing pattern that can develop more free spaces than the used one.

Key words: optimisation, blasting, settings, limestone, over sized rocks, explosives.

Listes des figures :

Figure	Page
Figure I.1 Situation géographique	**3**
Figure I.2 Situation géographique et vue satellitaire du bassin d'El MaLabiod.	**4**
Figure I.3. Colonne stratigraphique synthétique de la zone d'étude (D'après : Dubourdieu, 1959 ; Madre, 1969).	**7**
Figure I.4 : Carte géologique de la région d'EL MA EL ABIOD. DUROZOY 1948.	**11**
Figure I.5 : Coupe géologie d'après G. Durozoy 1940.	**15**
Figure I.6 : Carte topographie de la région d'EL MA EL ABIOD. DUROZOY 1948	**16**
Figure II.1 .la méthode d'exploitation admise dans la carrière d'el ma labiod	**18**
Figure II.2 : CHARIOT DE FORATION travaillant dans le CARRIERE D'el ma labiod	**20**
Figure II.3 : Marmanite 3 et l'Anfomile	**21**
Figure II.04 : la chargeuse KOMATSU WA700utilisé dans la Carrière d'el ma labiod	**24**
Figure II.05 : camion TEREX T60utilisé dans la Carrière d'el ma labiod	**25**
Figure II 06 . Station primaire de traitement.	**26**
Figure II.07: Station secondaire de traitement.	**26**
Figure II.8. Chaîne de production de la carrière ADILA EL MA LABIOD	**27**
Figure II.9 Schéma de traitement poste primaire-mfl-unité EL MA LABIOD.	**28**
Figure III.1 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.	**32**
Figure III.2 : Déviation due aux discontinuités.	**33**
Figure III.3 : Effet de Les déviations de forages.	**33**
Figure III.4 : Influence de la poussée axiale sur les déviations des trous.	**33**
Figure III.5 : Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin.	**34**
Figure III.6 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.	**35**
Figure III.7 : La rupture de la roche au pied du gradin.	**36**
Figure III.8 : longueur de trou.	**36**
Figure III.9 : Dynamique d'abattage.	**38**
Figure III.10 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert.	**39**
Figure III.11 : La consommation spécifique q en fonction de la ligne de moindre résistance	**39**
Figure III.12 : surface libre dans le cas d'un tir instantané et décalé.	**41**
Figure III.13 : Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges. a) du haut vers le bas (amorçage hors de trou) ; b) du bas vers le haut (amorçage fond de trou).	**41**
Figure III.14 : les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.	**42**
Figure III.15 : schéma des charges avec des intervalles vides.	**43**
Figure III.16 : Simulation tridimensionnelle des discontinuités du massif rocheux.	**43**
Figure III.17 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités. Illustration d'après l'U.S. Bureau of Réclamation.	**44**
Figure III.18: Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al. 1995). Figure III.19: Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984).	**44**
Figure III.20 : Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par « Ashby ».	**45**
Figure III.21 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent.	**46**
Figure III.22 : Vitesse de d'détonation des principaux explosifs	**48**
Figure III.23 : Développement de la fissure et de la fracturation dans l'abattage du massif	**50**
Figure III.24 : illustration des paramètres d'un schéma de tir.	**51**

Figure III.25. : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode longfors.	**58**
Figure III.26. : Courbe granulométrique des résultats pour une consommation de 0.28.	**59**
Figure III.27 : Données géométrique intervenant dans la méthode de langfoes	**59**
Figure IV.1 : photo représentatif de niveau 1130	**63**
Figure IV.2 : Schéma de plan de tir	**64**
Figure IV.3: Une boule d'explosif type « Marmanit » de 2.5kg	**66**
Figure IV.4: Sac à deux couches emballe par explosif type « Milanit » de 20kg	**67**
Figure IV.5. Schéma du Plan de tir.	**68**
Figure IV.6. Distribution granulométrique des fragments	**71**
Figure III.7. : Courbe granulométrique des résultats pour une consommation de 0.28.	**72**
Figure IV.8 : Tir de la carrière Adila	**73**
Figure IV.9 : Après le Tir de la carrière Adila	**74**
Figure IV.10 : vue de dimensionnement des trous de mine.	**90**
Figure IV.11 : coupe horizontal A-A.	**91**
Figure IV.12: Schéma d'amorçage des charges à rangées successive avec le tir d'intervalle.	**92**

Liste des tableaux

Tableau	Page
TableauI.1.Les coordonnés de la carrière selon le système U.T.M.	**04**
Tableau I.2. Les épaisseurs de la formation géologique d'après G. Durozoy 1948.	**14**
Tableau II/1. Les stocks de ENG unité EL MA LABIOD.	**19**
Tableau II.2 Les productions et les ventes des dernières années	**20**
Tableau II.03 : Définition du mode de forage en fonction de la résistance au forabilité	**20**
Tableau II.04 : Caractéristiques et paramètres techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROCL6-44.8O7JH	**21**
Tableau II.05 ; Les Caractéristiques des explosifs utilisés dans la carrière de E.M	**22**
Tableau II.06 : Plan de tir mois de mars N° 02 TEBESSA le 26/03/2023	**23**
Tableau II.07 : caractéristiques techniques et géométriques de la chargeuse KOMATSU WA700	**24**
Tableau II.8 : Caractéristiques techniques et géométriques du camion TEREX 60T	**25**
Tableau III.1 : Paramètres de tir de mines.	**31**
Tableau III.2 : La consommation spécifique de quelques roches.	**40**
Tableau III.3 : le type de sondeuse suivant l'indice de forabilité	**47**
Tableau III.4: L'effet des paramètres de tir sur n	**55**
Tableau III.5 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode longfors.	**57**
Tableau IV.1 : Plan de tir actuel	**65**
Tableau IV.2 : les paramètres des fragments pour toutes les opérations	**70**
Tableau IV.3 comparatif des deux cas de fragmentation	**72**
Tableau IV.4 : Classification des roches selon la fiabilité.	**75**
Tableau IV.5 : Coefficient tenant compte du degré de concentration selon le diamètre de trou	**76**
Tableau IV.6 : Coefficient selon le nombre des surfaces libre.	**77**
Tableau IV.7 : comparaison entre les paramètres de tir utilisé dans la carrière, calculé et celle recommandé.	**89**

Introduction Générale

Introduction générale:

L'abattage à l'explosif dans les carrières est une méthode fondamentale utilisée pour rompre et fragmenter la roche afin de faciliter son extraction. Cette technique repose sur l'utilisation contrôlée d'explosifs placés à l'intérieur de trous de forage préalablement réalisés dans la roche. Lorsque ces explosifs sont initiés, ils génèrent une onde de choc puissante qui brise la roche en fragments plus petits, rendant ainsi le matériau exploitable pour diverses applications industrielles.

L'analyse des paramètres de l'abattage à l'explosif repose sur le choix de l'explosif, La sélection de ce dernier dépend de divers facteurs tels que la nature de la roche (dureté, structure), les conditions géologiques locales et les exigences spécifiques du site. Des explosifs adaptés doivent être choisis pour assurer une fragmentation efficace et économique.
La disposition, la profondeur et l'espacement des trous de forage sont aussi essentiels pour optimiser l'efficacité de l'abattage. Une planification minutieuse garantit une fragmentation maximale de la roche tout en minimisant les coûts opérationnels.

La synchronisation précise de l'initiation des charges explosives est cruciale pour obtenir un résultat homogène et contrôlé. Des techniques modernes comme le détonateur électronique permettent une précision accrue dans le déclenchement des explosifs.

Dans cette étude, on a essayé de faire un diagnostic de l'opération d'abattage dans la carrière géante de granulats l'ENG d'El Ma Labiod afin de contribuer à son amélioration

La méthode de LONGEFORD apparait la mieux adaptée à cette amélioration

Chapitre I

Description générale de Carrière E.N.G. El Ma LABIOD

I. Description générale de Carrière E.N.G. El Ma LABIOD

1/Situation géographique:

Le gisement d'ADILA est attribué aux monts de Tébessa faisant partie de l'atlas saharien. Sur le plan administratif, le gisement se trouve dans la wilaya de Tébessa à la commune d'ELMALABIOD à 2,5 Km à l'ouest de ce village qui lui- même situé à 28 Km au sud de la ville de Tébessa.

Lescoordonnésgéographiquedelapartiecentraledugisementsont35°13'
De l'altitude Nord et 08°08'de longitude et de Greenwich.

Le territoire du gisement représente une chaine de colline à pente relativement douce (5°à8°) orienté S-N. les cotes absolues du gisement varient de 1080 m au S.E jusqu'à 1167.5 m au centre de gisement.

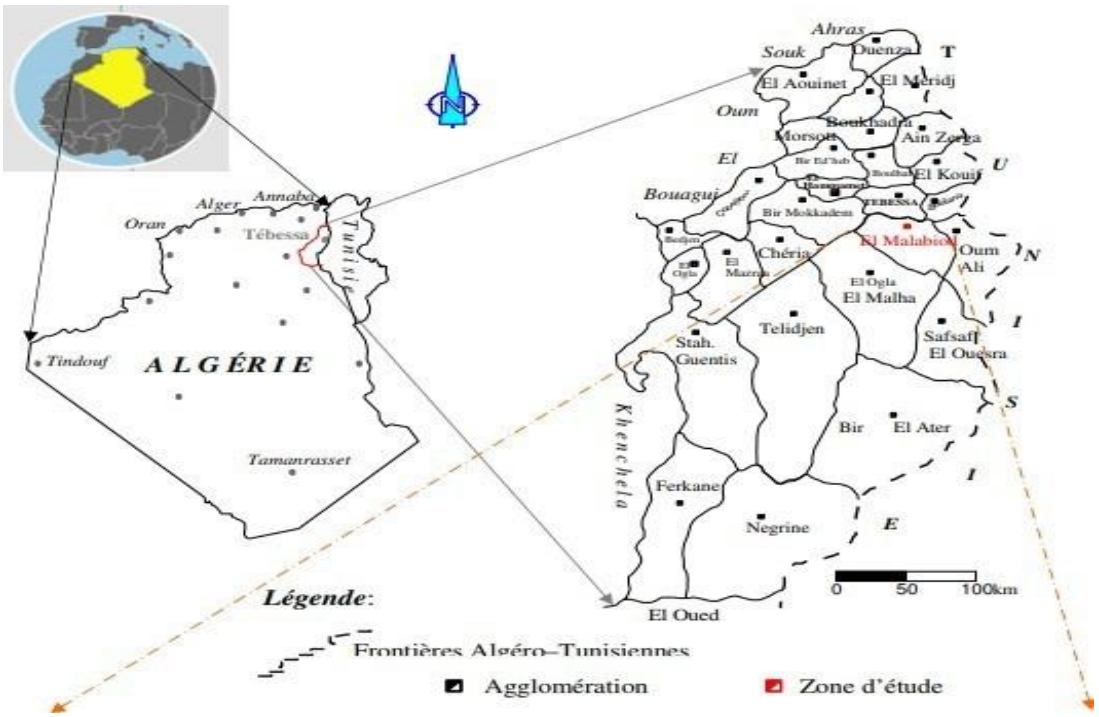


Figure I/1 Situation géographique

TableauI/1.Les coordonnés de la carrière selon le système U.T.M.

N°	Coordonné		N°	Coordonné	
	X	Y		X	Y
1	421000	3897100	13	422100	3895600
2	421300	3897100	14	422000	3895600
3	421300	3897000	15	422000	3895500
4	422600	3897000	16	421700	3895500
	422600	3896200	17	421700	3895600
6	422500	3896200	18	421600	3895600
7	422500	3896100	19	421600	3895100
8	422300	3896100	20	421300	3895100
9	422300	3895900	21	421300	3895600
10	422200	3895900	22	421200	3895600
11	422200	3895700	23	421200	3895800
12	422100	3895700	24	421000	3895800
Surfacedupérimètreminierest221hectares					



figure I/2 Situation géographique et vue satellitaire du bassin d'El MaLabiod.

2/Historique de la Carrière E.N.G.ElMaL ABIOD:

Les travaux de recherches géologiques ont été entrepris dans la région d'ADILA à cause d'une vive nécessité de créer une cimenterie dans l'Est du pays. Ces travaux ont été réalisés entre juin 1978 et juillet 1979. Pendant ces travaux, les recherches préliminaires ont été étalées pour les deux gisements de calcaire d'ADILA et d'ELMA- LABIOD. Pour la cimenterie le gisement d'ELMA-LABIOD présenterait les meilleures conditions technico-minières ainsi que pour sa proximité. Quant au gisement d'ADILA, il a été retenu comme réserve d'extension du surdose pour la future cimenterie.

En 1981, ce gisement a été repris pour évaluer son aptitude à la production des granulats.

Les travaux d'exploitation dans la carrière d'Elma-Labiod ont été réalisés en trois phases:

La 1ere phase (1990-1995): L'exploitation de la carrière a débuté en 1990 dans sa partie Nord sur les deux niveaux du 1145 et du 1130 m.

La production a enregistré en termes physiques des chiffres allant Jusqu'à 350.000 m3 (l'équivalant Ces volumes ont été utilisés essentiellement dans la construction des usines la zone industrielle de la Daïra d'ELMA-LABIOD (plate- formes, bâtiments). Depuis la mise en production et jusqu'à l'année1994, les passages périodiques et réguliers des équipes de recherches de l'UREG n'ont montré aucune anomalie dans les granulats d'ELMA-LABIOD et cela pour deux raisons :

1. les essais physiques exécutés par cette unité de recherche étaient orientés vers le granulat à béton.
2. Le Micro Deval en présence d'eau(MDE)n'était pas déterminé. La 2eme phase (1995-1999): deux étapes

La 1ère étape (1995-1997): Plus de 331000 tonnes ont été consommées par le secteur de bâtiment.

Entre temps les constructeurs des routes à l'époque (CPGIFERPHOS. ENTRAROUTE) se sont retirés sans préavis de l'approvisionnement de l'unité : ENTRAROUTE) se sont retirés sans préavis de l'approvisionnement de l'unité : la direction des travaux publics leur a fait savoir que les produits de l'unité d'ELMA-LABIOD ne convenaient plus !

Le problème commence à apparaître et se fait sentir dans les deux années suivantes par la chute du niveau des ventes, à 200.000t en1996 et puis à 165.000t en1997.

La 2ème étape (1997-1999): Le problème étant posé, l'entreprise a entreprit alors une campagne de quatre nouveaux sondages SN1,SN2 SN3 et SN4 essentiellement implantés dans la partie sud du gisement et précisément sur l'affleurement de la couche 4 pressentie comme couche donnant de bons résultats (en terme de MDE).

La 3ème phase (1999-2003): les résultats de laboratoire ont confirmé la bonne qualité du

matériau de la couche N°4. L'exploitation a repris son cours sur cette couche 4 autour du sondage SN2 par l'ouverture du gradin NGS en janvier 2002 à partir du plancher 1127 m.

Ainsi plus de 170.000 tonnes ont été extraites et traitées de ce gradin, satisfaisant et approvisionnant du coup l'ensemble des travaux liés aux routes et au chemin de fer.

Dans cette partie les réserves exploitables sont limitées, 3.800.000t

Soit 7 années d'exploitation, l'entreprise pour sa pérennité a décidé de relancer l'étude qualitative du gisement dans son ensemble et voir par une stratégie comment reprendre l'exploitation de la partie Nord récemment abandonnée.

3. Aperçu géologique

- Géologie régionale

La région d'EL MA LABIOD est située à la limite de la frontière Algéro-tunisienne et fait partie de l'Atlas saharien.

Les reliefs y sont contrastés, constitués essentiellement par des massifs calcaires allongés selon un axe SW-NE et séparés par une dépression (plaine cultivée d'EL MA LABIOD) Mi quaternaire. Cette structure est due aux deux phases tectoniques ayant affectées la région. La plaine d'EL MA LABIOD n'a pas fait l'objet d'une étude géologique précise, mais elle est intégrée dans un ensemble géologique un peu mieux connu.

La plaine a une pente douce, ayant pour limites nord et sud des plis d'axes SW-NE. La limite Nord constitue une ligne de partage des eaux entre deux grands bassins versants Celui de la Medjerda qui s'écoule vers le Nord et celui de chott Melghir qui s'écoule vers le Sud.

La cuvette sédimentaire du sous bassin versant d'EL MA LABIOD est constituée de :

. Dépôt de type épicontinental avec variation de faciès et d'épaisseur ayant une direction SW-NE (aptien jusqu'au maastrichtien).

. Grés et argiles bariolées de base Miocène

. Trias de type germanique sous forme diapirique.

La litho-stratigraphie régionale s'établit comme suit [03}

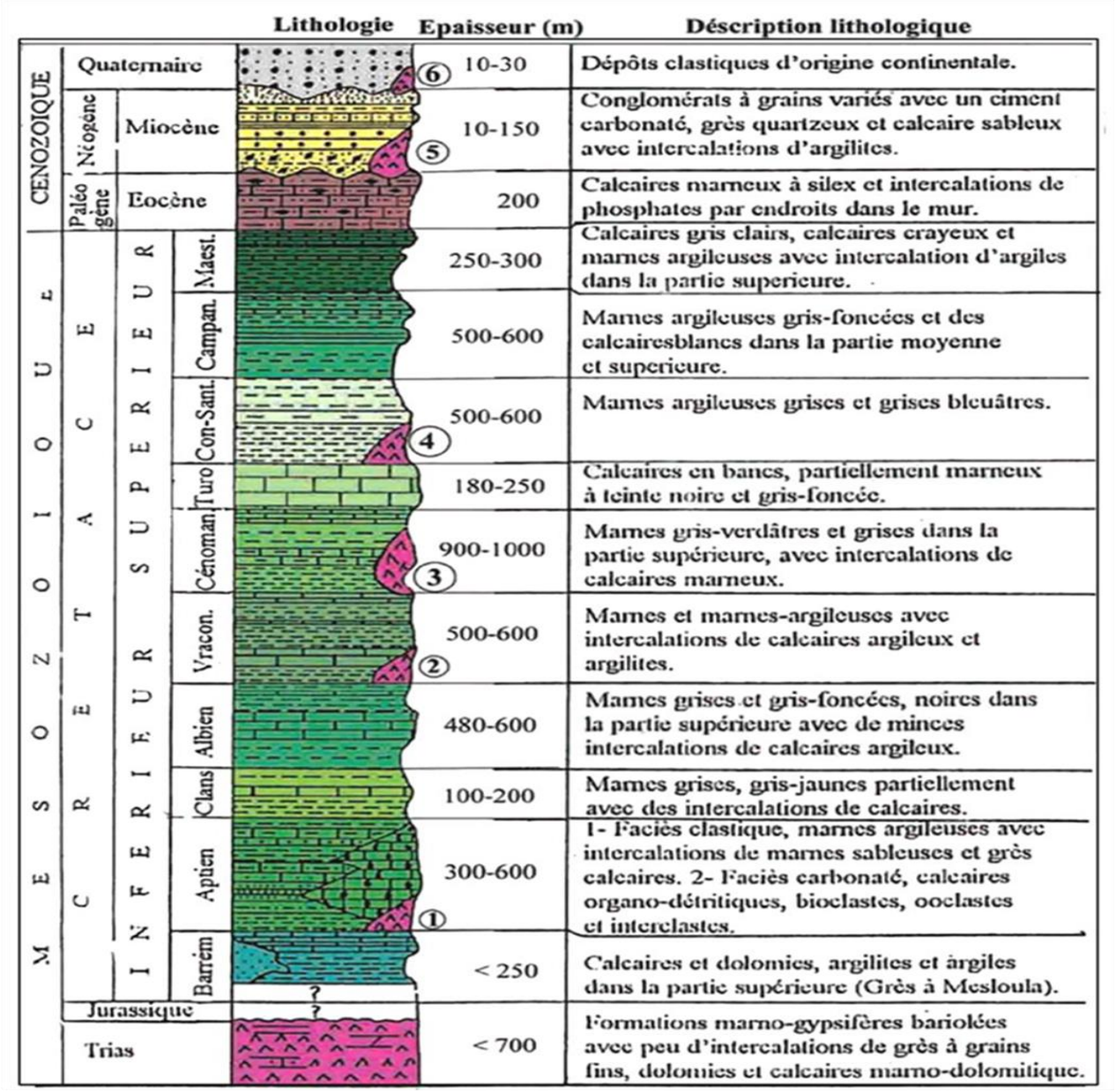
- **Le Trias**

Les terrains les plus anciens dans la région de Tébessa appartiennent au Trias et ont une importance pour l'exploration des champs miniers et pétroliers. Les diapirs dans cette région sont souvent constitués de marnes à gypse, argiles bariolées, grés, dolomies, calcaires et cargneules. Le Trias est souvent lié à des gîtes métallifères et est qualifié de diapirique dans cette région.

- **Le Jurassique**

Les affleurements jurassiques ne sont pas connus dans la région. Les terrains les plus anciens reconnus dans la région ont été datés du Barrémien (au nord de Tébessa).

Par contre le Jurassique affleure dans les Aurès, dans le môle constantinois et dans la plateforme saharienne [03)



FigureI/3. Colonne stratigraphique synthétique de la zone d'étude (D'après : Dubourdieu, 1959 ; Madre, 1969).[03]

- **Le Barrémien**

Représentées essentiellement par des marnes grises ou jaunes assez argileuses, à ammonites pyriteuses. Les seules formations qui se rapportent au Barrémien, affleurent au petit anticlinal de Sidi Embarka au NE de Dj. Ouenza, sur le flanc SW de l'anticlinal de Mesloula et le long de l'oued Batma et au NW de Dehar Mesloula (Dubourdieu, 1956). Ailleurs des mouvements d'effondrements

(Boukhadra-Hameimat) et la poussée triasique (Ouenza, Bou aber, Dubourdieu, 1956), empêchent d'observer les sédiments antérieurs à l'Aptien.

- **L'Aptien**

Il forme la partie septentrionale et orientale de DJ Bouroumane, il comprend :

- Aptien inférieur et moyen : 400 mètres d'épaisseur, caractérisé par la présence de calcaire massifs, localement des oolithes ferrugineux et des dolomies.
- Aptien supérieur : 70 mètres d'épaisseur, ce sont des calcaires gris ou roux avec des intercalations marno-calcaires.
- Clansayésien : 90 mètres d'épaisseur, (le versant occidental de Dj Bouroumane) c'est une série de calcaires massifs à huitres et oolithes, gris à bleus, il bleus, il existe des rudistes à la base, au sommet, les calcaires deviennent lumachelliques avec niveaux gréseux.

II.3.1. 5 L'Albien

Une série monotone de marnes à argiles d'un gris foncé avec passage de calcaires à marnes noires. Sa puissance varie de 20 à 150 mètres. Il est marqué par une faune benthique dans des zones peu profondes. A l'Albien supérieur, la couverture albo-aptienne est percée par le Trias, entraînant le redressement des couches et la complexité des structures (plis évasés, plis en champignon, etc.) généralement scellées par le Vraconien (Bouzenoune, 1993 ; Othmanine, 1987).

- **Le Vraconien**

Ensemble de calcaire et marno- calcaire gris en plaquette et en petits bancs avec de rares intercalations marneuses. Les Ammonites et les bélemnites marquent leur présence par les empreintes qu'ils laissent. Son épaisseur atteint 70m à Dj bouromane

Le Cénomanien

Dans la Région de Tébessa, une série monotone de marnes argileuses verdâtres s'installe au Cénomanien inférieur. Au Cénomanien moyen, ces marnes admettent diverses intercalations calcaires peu développées avec une faune plus au moins abondante et deveinules de calcite fibreuse. Au Cénomanien supérieur, la sédimentation devient carbonatée. L'épaisseur totale de la formation cénomanienne est estimée entre 750 et 1100 mètres.

Le Turonien

Il se fait remarquer par son changement rapide de sédimentation vers des calcaires compacts donnant lieu à des reliefs accusés. Le Turonien constitue les flancs des grands anticlinaux et synclinaux et ses formations affleurent également en dehors des zones diapiriques.

L'analyse lithologique faite par Salmi-Laouar (2004), d'une épaisseur de 200 m, il débute par un assisté constant de marno calcaires, le turonien moyen est représenté par un massif de calcaire beiges

ou roses et de dolomies, le turonien supérieur commence par des calcaires à lumachelles, ensuite des marno calcaires puis des marnes noires gypsifères au sommet**.**

Le Coniacien-Santonien

C'est une épaisse et monotone série de marnes noires ou vertes de 250 m d'épaisseur, admettant au sommet des niveaux calcaires.

- **Le Campanien**

D'environ 60 m, il comprend des calcaires marneux blancs, crayeux la microfaune campanienne est bien représentée, les marno-calcaires très feuilletées contiennent des empreintes de poissons**.**

- **Le Maestrichtien**

Il est marqué par des calcaires blancs bien lité, d'environ 60 mètres d'épaisseur, recouverts par une très forte accumulation de marnes argileuses grises à noires (150m). Ces dernières admettent à leur base quelques intercalations de calcaires (Dubourdieu, 1956).

Le Paléocène

Représenté par une puissante série (300m) de marnes noires à jaunâtres parfois gypseuses à pyriteuses à rares bancs marno calcaires.

Le Thanétien est représenté par des marnes et des calcaires à silex renfermant des couches de phosphate.

- **L'Eocène**

Des calcaires à silex et d'autres à Nummulites caractérisent l'Eocène inférieur et moyen, près des périmètres de la région de Tébessa. Leur puissance est de 200 mètres.

Le Miocène

On le subdivise en (Miocène inférieur et moyen) et Miocène supérieur (Pontien).

A- Le Miocène inférieur et moyen

C'est une série gréseuse continentale transgressive sur toutes les séries antérieures avec un conglomérat de base à éléments de silex dans une matrice gréseuse peu abondante. Cette série supporte des alternances de marnes jaunâtres à verdâtres. La puissance de cette série peut avoisiner les 250m.

B-Le Miocène supérieur (Pontien)

Affleure au sud du col de Tenoukla, coupé par la voie ferrée de Tenoukla montre environ 75m de marnes et d'argiles rouges parfois bariolées et gypseuses surmontant 75m d'argiles rouges moins gypseuses.

N'affleure qu'à l'est de Bekkaria sous forme d'argiles rouges, de conglomérats et sables quartzeux contenant des bois silicifiés et ferrugineux dans la région de Djebel Snoubra.

Le Quaternaire

Il constitue les recouvrements divers de la série gréseuse.

A-Terrasses anciennes

Argiles et surtout cailloutis de piémont à blocs abondants (centimétriques) de calcaires crétacés renfermant le plus souvent du silex. Au niveau de BirSbeikia, ces cailloutis ont été observés sur les grés miocènes avec des puissances de 0.5 à 5m.

B- Alluvions anciens

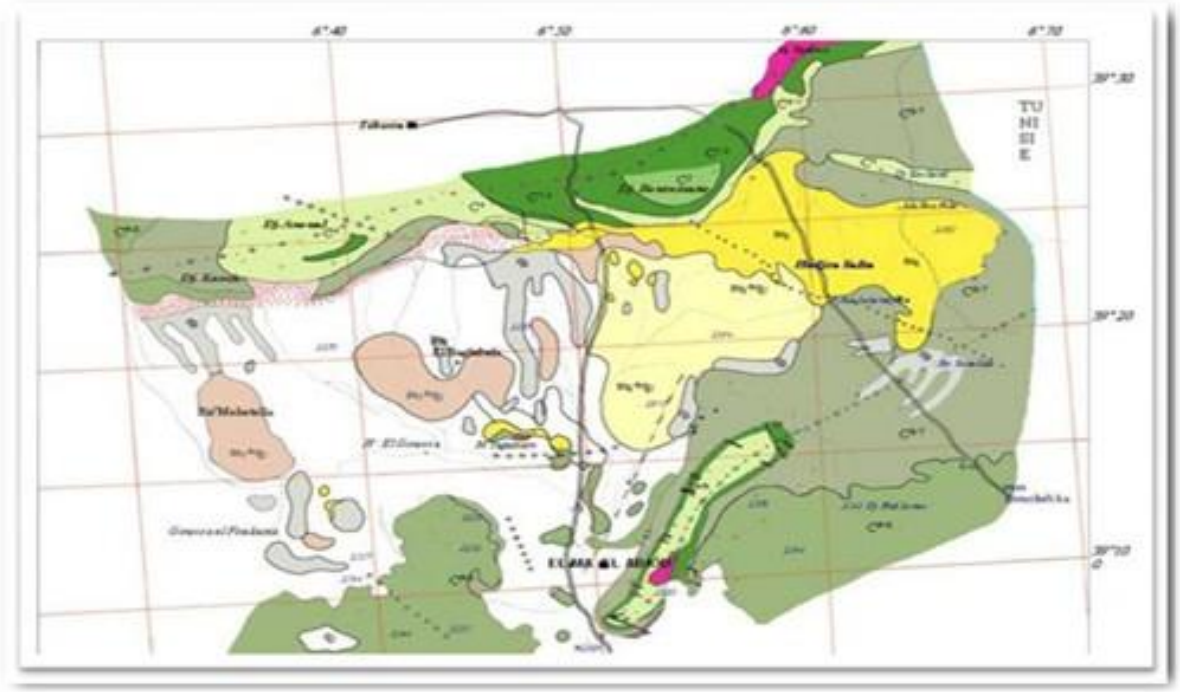
Constitués de croûte calcaire fréquente sur les alluvions caillouteuses plus ancien et sur les grés, avec une partie supérieure indure et une partie inférieure tendre d'aspect crayeux, la puissance varie de 0.5 à 2m.

Le contact avec le Miocène sableux se fait le plus souvent par l'intermédiaire de la croûte calcaire tendre et sableuse.

C-Alluvions actuels

Ils sont peu abondants et rares, les oueds actuels entament les formations sur lesquels ils coulent, les grés miocènes notamment, sur lesquels ils peuvent s'encaisser légèrement.

Figure I/4 : Carte géologique de la région d'EL MA EL ABIOD. DUROZOY 1948.



Quaternaire récent, éboulis et alluvion
Quaternaire ancien, surface structurale et croute calcaire
Vindobonien : argile, argile rouge bariolées
Burdigalien : grés sous faible couverture alluviale, pouding siliceux
Maestrichtien et campanien sup : calcaire blanc et marne
Campanien inf et Emcherien : marne et intercalation des bancs de calcaire
Turonien et cénomanien sup : calcaire et marne
Cénomanien : marne et banc calcaire
Aptien sup : calcaire

4/Structure géologique de gisement et hydrogéologique:

Le gisement d'**ADILA** limité par les ouvrages géologiques de recherche est situé dans la partie centrale de cette chaine de colline. L'assise utile forme le relief du gisement. Les calcaires de maestrichtien moyen affleurent dans de nombreux talwegs et ravines ainsi que sur les plis du relief et constituent **30%.**

Le relief de la superficie de développement de l'assise de calcaire de maestrichtien moyen représente une chaine de colline atteignant **1Km** de large arqué et orienté de sud au nord ouest s'étendant sur une distance de **4à5 Km** environ.

Les formations de quaternaire s'étendent sur environ **60%** de la surface du gisement et ont une épaisseur moyen de **0.5 m** et atteint

4.1 m. ils sont représentés par des limons argileux débris de calcaire constituant **30%** du volume des limons.

Dans la partie ouest du gisement on rencontre des débris de silice parmi les débris alluvionnaires.

Dans le plan structural le gisement de calcaire d'**ADILA** est situé en flanc **NW** d'un gradin orienté dans la direction **NW-SE**. L'axe du gradin est tracé par la vallée d'**ELMALABIOD**.

Les formations du crétacé forment une série monoclinale à pendage vers l'Ouest et le **NW**. Les angles de pendage des couches varient de **0 à 20**^{0} mais dans l'ensemble les angles de pendage de toute l'assise utile constituent **3-5%.**

La formation des dépôts du maestrichtien est due à la transgression marine qui a constitué la phase pyrénéenne d'orogenèse alpine. Il en résulte que dans leur ensemble, les formations de maestrichtien, auxquelles se rapporte l'assise productive du gisement d'**ADILA** sont des dépôts marins géosynclinaux

5. Hydrogéologie du gisement:

Les calcaires du Maestrichtien sont à l'origine de nombreuses sources, en général situé sur des failles ou fractures et aux contacts des marnes sous- jacentes. Une pareille source est située au Sud-Est du gisement à 202m du sondage N°12.

La documentation géologique et même la foration des 14 sondages, ne signalent pas la présence d'eau souterraine dans l'assise utile. Pourtant, il n'est pas exclu que les eaux souterraines s'accumulent au-dessus des marnes et dans les zones faillées. L'exploitation de l'assise utile s'effectuera au-dessus des ces marnes.

Géologie locale

Du point de vue structure, la région d'EL MA LABIOD apparait sous forme de cuvette entourée par des massifs calcaires orientés SW- NE ; Malgré que cette région n'ait pas fait bien d'une étude géologique précise mais elle intégrée dans un ensemble géologique bien connu, Seule une prospection électrique (CGG1970) et des forages hydrogéologiques ont été réalisés dans le but de recherche d'eau et de pétrole.

La plaine d'EL MA LABIOD fait partie de l'Atlas saharien, elle est limitée au Nord et au sud par des plis d'axes, SW-NE.

La couverture sédimentaire du bassin est constituée par des dépôts du type épicontinental avec changement de faciès et d'épaisseur ayant une direction, SW-NE de l'Aptien jusqu'au Maestrichtien.

Ou point de vue stratigraphie le bassin d'EL MA LABIOD se compose de deux
Grands ensembles géologies diffèrent :

. Les affleurements de bordures d'âge crétacé.

. Les formations d'âges Miocène et Quaternaire qui occupent toute la superficie du bassin.

Ces deux ensembles constituent une série stratigraphique incomplète (absence des formations Eocènes) qui comporte du plus récent au plus ancien :[03]

1- Le Quaternaire

1- Quaternaire récent :

Il s'agit surtout des alluvions récentes, des marnes et des grés burdigalien recouverts d'une mince couche alluviale remontés en surface par l'érosion. A l'Ouest de la route de Tébessa au Nord de HENCHIR ELGOUSSA ; la plaine d'EL MA LABIOD est essentiellement marneuse tandis qu'elle est plus tôt sableuse à l'Est.

2- Quaternaire ancien :

Ce sont des terrasses alluvionnaires subhorizontales façonnant les marnes Emcheriènes à l'Est, présentant à leurs surfaces une faible croute calcaire ; tandis que, à l'Ouest de longues terrasses alluvionnaires, le plus souvent se raccordent aux éboulis, le piémont des massifs calcaires qui sont recouverts d'une épaisse croute calcaire**.**

3- Le Miocène

Les formations miocènes de la région de Tébessa sont constituées d'une série continentale de grès d'une épaisseur de 150 m. La couche vindobien comprend des argiles rouges et des formations panachées, tandis que la couche burdigalienne comprend des conglomérats, des sables, des couches de quartz et des grès ferrugineux. Ces formations sont bien exposées dans diverses zones, avec des caractéristiques distinctes telles que des conglomérats durs et des sables transgressifs sur calcaires ou marnes.

4- Le Crétacé

Les formations du Maestrichtien au Campanien supérieur en Algérie sont constituées de marnes-calcaires blanches avec des incerâmes et des ammonites, passant au calcaire blanc massif. Les formations du Campanien inférieur à Emchérien comprennent des marnes et des calcaires de lumachelles, d'une épaisseur de 120 m contre 400 m au Nord à DJEBELLE DOUKKAN.

5- Turonien

Il s'agit d'une assise massive de 80 à 100 m d'épaisseur ; représentée au Sud du FEDJ EL BHIM par des marnes et calcaires en plaquettes et au Nord depuis DJ. ANOUAL passant par DJ. NAHAL.BEKKARIA et DJ. KECHRID.

6. Cénomanien

Il comprend des marnes et des calcaire lumachelliques à huitres (épaisseur de 500 m) à l'Est du DJ. DJBISSA**.**

7-Albien Supérieur

Ensemble de calcaire et marno-calcaire gris en petits bancs dont des rares couches de marnes brunes viennent pour interrompe l'homogénéité. Des empreintes d'Ammonites sont très abondantes.

Les formations de l'Albien supérieur jusqu'au campanien supérieur, Maestrichtien sont concordantes, tandis qu'au-dessous vient une série Miocène continentale discordante.

8- Trias

Ce sont des marnes à gypse et des gris qui n'affleurent qu'en diapir sur le terrain.

A partir de ces données géologiques et leur interprétation sur la basse des coupes établies par G. Duroy 1948, on peut retenir à toute fin utile le tableau suivant :

Tableau I.2. Les épaisseurs de la formation géologique d'après G. Durozoy 1948.

Formation geologies	Epaisseur Moyenne
Calcaires	100 m
Marnes	50 m
Grés	50 m
Sable	40 à 25 m

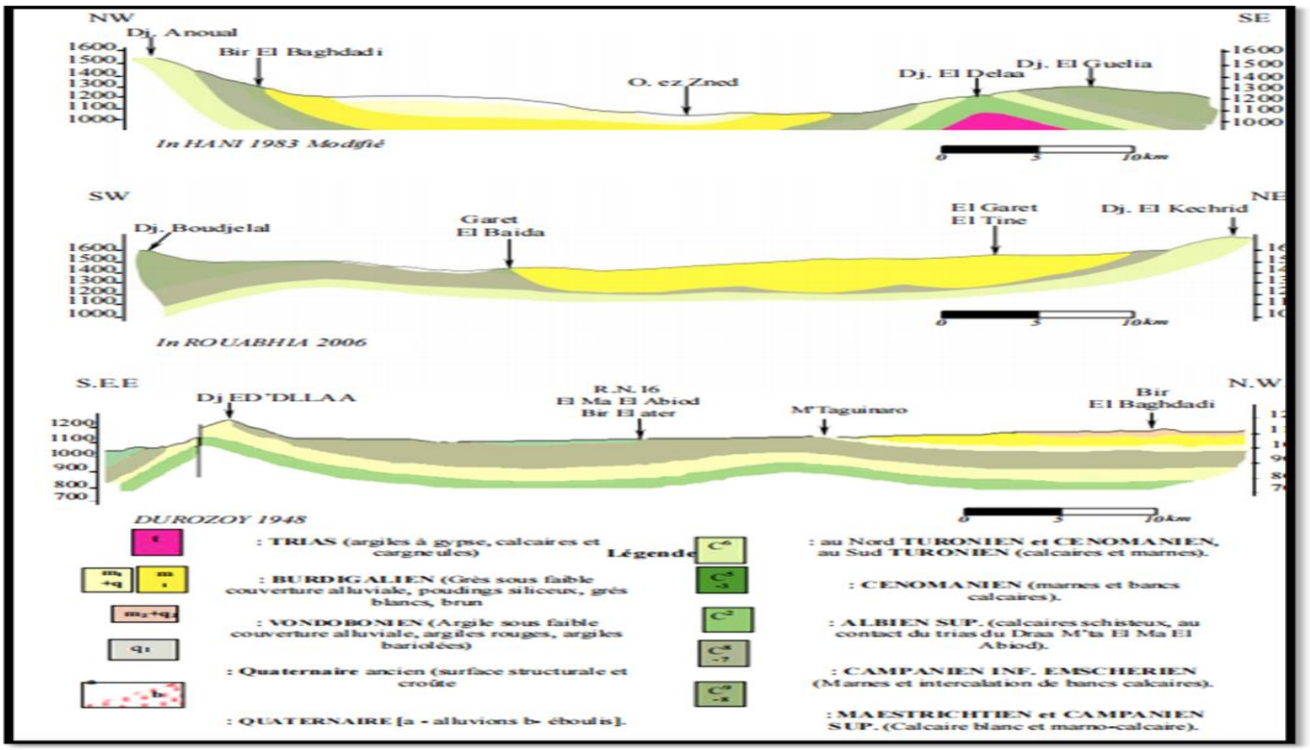


Figure I.5 : Coupe géologie d'après G. Durozoy 1940.

6/Topographie

La région d'EL MA LABIOD présente une allure de cuvette, son altitude varie entre 1050 (au centre de la cuvette) et 1300m (le sommet le plus haut de la région) et de DOUKKANE situé au nord et qui présente une altitude de (1712m)

La partie centrale de la région est constituée d'une plaine enserrée par des montagnes escarpées au nord et au sud. Il est à noter qu'il existe quelques coteaux remarqués dans l'axe parallèle à la route nationale au sud de l'amont d'Oued El Goussa, leur hauteur relative est comprise entre 10et 20m. Environ, par rapport à la cuvette. Il s'agit probablement de la remontée des couches imperméables (Marnes).

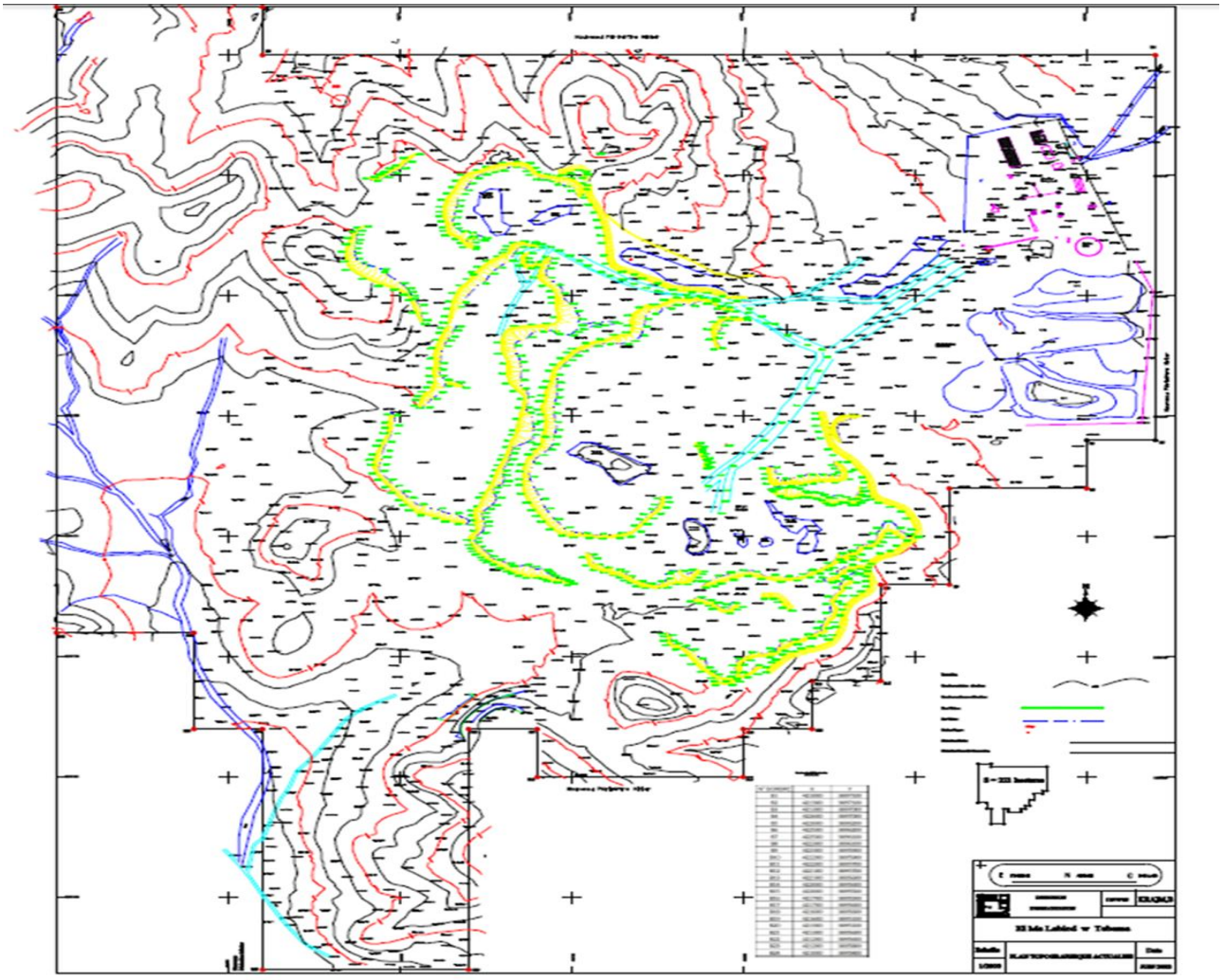


Figure I.6 : Carte topographie de la région d'EL MA EL ABIOD. DUROZOY 1948

7/Cadre climatique

.1. Les précipitations

La Précipitation est la quantité d'eau météorique totale, liquide ou solide qui tombe sur une surface horizontale déterminée appelée la section pluviométrique.

La plaine d'EL MA LABIOD, est contrôlée par quatre stations pluviométriques, qui sont situées à l'intérieur du sous bassin. Pour des raisons de commodité, l'installation des postes a été limitée à la plaine.

2. Température

Quantitativement, en hiver il fait plus froid sur la plaine d'EL MA LABIOD, que sur celle de Tébessa ; puisque la plaine d'étude est située à une altitude plus importante (1150m en moyenne). Par contre, les températures d'été sont comparables ou légèrement plus élevées, à cause de l'influence du vent du Sud (Sirocco). Le mois le plus froid est le mois de Janvier alors que le plus chaud est Juillet.

Chapitre II

L’état actuel de la carrière ADILA (EL MA LABIOD)

L'état actuel de la carrière ADILA (EL MA LABIOD)

L'exploitation de la carrière ELMALABIOD sera localisée cette année aux trois (3) niveaux : [02]

-1110/1120
-1120/1130.
- 1130/1145 ouest.

II.1. Production

L'objectif tracé pour l'année 2024est d'exploitation de la 770000 tanne de granulats

	Annuelle	Mensuelle	Journalière	Horaire
Capacité de Production	770000 T/an	65000 T/mois	2500 T/p	250 T/h

II.2. Méthode d'exploitation

Dans les conditions de la carrière el ma labiod ils ont utilisent l'extraction des roches par travaux de forage et de tir lors des roches dures alors la hauteur des gradins varie de 10 à 15m, sont comme suite : [02]

- NIVAU 1110/1120-1er gradin :10m ;
- NIVAU 1120/1130-2eme gradin : 10m ;
- NIVAU 1130/1145-3eme gradin : 15m ;
- NIVAU 1145/1160-4eme gradin moyen de 15m



Figure II/1 .la méthode d'exploitation admise dans la carrière d'el ma labiod [02]

II.3. Système d'exploitation

Les paramètres du système d'exploitation pour l'exploitation de gisement d'ADILAsont les suivantes[02]

- L'exploitation se fait par niveau de la côte 1110/1120 à la côte 1145/1160 et 1130/1145.
- La hauteur du gradin est de (10 à 15) m.
- L'angle du talus des gradins est de 85°.
- La largeur de la plateforme est en fonction de la superficie du niveau.

II.4. Régime de travail 2024

Le régime de travail de la carrière d'el ma labiod est présente comme suit : [02]

Nature du régime : Discontinue ;
Nombre de jours ouvrables par an : 306 jours ;
Nombre des jours ouvrable par semaine :06 jours ;
Nombre de postes par jours : 02 postes :
Durée d'un poste de travail : 08 heure ;
Coefficient d'utilisation du temps : 80% ;

II.4.1- Effectif 2023

Totale	Cadres	Matrises	Exécutions	Apprentis
71 agents	13 agents	16 agents	42 agents	0 agents

II.4.2. Evolution des stocks

Année	Stock (Tonne)
2018	396 800
2019	203 920
2020	302 000
2021	248 500
2022	144 776
2023	136420

Tableau II/1. Les stocks de ENG unité EL MA LABIOD.[02]

II.5. Production et vente

Tableau II..2 Les productions et les ventes des dernières années [02]

Année	Production	Vente (Tonne)
2018	95 710	266 910
2019	276 647	370 647
2020	469 521	475 654
2021	383 717	360 217
2022	265 900	332 000
2023	478000	494000

II.6. Processus de Forage

Dans les conditions de la carrière d'alma labiod, le mode de forage utilisé est roto- percutant.

Le forage se fait par deux chariots de forage de type (ATLAS COPCO D50) avec compresseur mobile (INGERSOLL) pour le forage des trous de mine.

ATLAS COPCO D50 est un chariot de forage dans le fond capable de forer dans la plupart des applications et utilisable pour la construction, l'exploitation minière de surface et les carrières. Il est facile à transporter et à installer sur presque n'importe quel type de site. [02]

Tableau II/03 : Définition du mode de forage en fonction de la résistance au forabilité

Sondeuse	Diamètre du trou (mm)	Indice de formabilité
Roto percutant	105 ÷ 125 185 200	15 ÷ 6 25 ÷ 10 25 ÷ 10



Figure II/2 : CHARIOT DE FORATION travaillant dans le CARRIERE D'el ma labiod

Tableau II.04 : Caractéristiques et paramètres techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROCL6-44.[02].8O7JH

Marque.	ATLAS. COPCO
Type.	ROCL6 – 44
Type de moteur	CAT C10
Puissance du moteur	R72 KW
Diamètre du trou	(110 ÷ 130) mm
Direction de forage	(60°-90°)
Vitesse de rotation	25 ÷ 80 tr/mn
Vitesse de déplacement	3,4 km/h
Consommation d'air comprimé	5 bars
Profondeur max de forge	40 m
Poids	18,5 t
Longueur, m	10,3
Hauteur, m	3,8
Largeur, m	4

II.7. Processus de Tir

Dans la carrière d'el ma labiod les explosifs utilisés sont 30% de MARMANIT comme charge de pied et 70% d'ANFOMIL comme charge de colonne



Figure II.3 : Marmanite 3 et l'Anfomile [04]

Tableau II .05 ; Les Caractéristiques des explosifs utilisés dans la carrière de E.M [04]

Paramètre	MARMANITI II	ANFOMIL E	Unites
Densité	1,05	0,90	g/cm^3
Vitesse de détonation	6500	3000	m/s
Travail spécifique	1,018	1,15	%
0 Diamètre de la cartouche	80	Vrac	Mm
Longueur de la cartouche	500	-	Mm
Poids de cartouche	2,5	25	Kg
Essai de bloc de plomb	360	320	$Cm^3/10gr$
Résistanceàl'eau	Moyen	Moyen	--------
Couleur	Noir	Blanc	---------
Le coefficient d'énergie	1.11	0.78	----------

II.8. Plan de tir

Tableau II.06 : Plan de tir mois de mars N° 02 TEBESSA le 26/03/2023 [02}

Paramètres de front de Taille		Paramètres de consommation		Quantité d'explosives	
TYPE DE TIR : PRIMAIRE		Distance de sécurité	3.5m	Anfomil en kg	1350
Nombre De volées	01	Nombre de rangées	2	Mermanit III D80 en kg Ou samex	720
Hauteur du Front de taille	10m	Nombre de trous	48+02	Cordeau déto 12g/m	750
Largeur D'enlevure	7m	Inclinaison du trou	85°	DMR U	24
Longueur De la volée	96m	Espacement entre rangées	3.5m	DEI U	02
Volume a Battre	6451 m3	Espacement entre deux trous	04m	FIL DE TIR EN M	500
Bourrage Finat et intermé	2m 01m	Longueur de sous forage	0.5m		
Charge D'un trou	Anf=32a33kg Mar=16a17kg	Ligne de moindre résistance	3.5m		
Charge Nstantanée	159.23 kg	Profondeur du Trou	10.5m		
Mode d'amorçage Électrique		Consommation Spécifique	0.320kg/m3		

II.9. Processus de Chargement

Au niveau de la carrière ELMA LABIOD, l'engin minier qui consiste au chargement de la matière ; c'est une chargeuse de type WA700-3 à châssis articulé d'un axe vertical dans la partie arrière de la chargeuse. [02]



Figure II.04 : la chargeuse KOMATSU WA700utilisé dans la Carrière d'el ma labiod

Tableau II.07 : caractéristiques techniques et géométriques de la chargeuse KOMATSU WA700 [05]

N°	Caractéristiques techniques	valeurs	Unites
01	Marque:KOMATSU;Modèle WA600-3	*	*
02	Puissance du moteur(Diesel)	641	Cv
03	Capacité du godet de la chargeuse	8,7	m^3
04	Rayon de braquage	9,2	m
05	Poids de l'engin(net)	64730	kg
06	Vitesse de translation maxi«avant»	30	Km/h
07	Vitesse de translation maxi«arrière»	32	Km/h
08	La largeur de la chargeuse	4570	mm
09	La longueur de la chargeuse	12100	mm
10	La hauteur de la chargeuse	4610	mm

II.10. Processus de Transport

Dans la carrière EL MA LABIOD, le type de camion adopté pour le transport de la matière du calcaire est : TEREX [02]



Figure II.05 : camion TEREX T60utilisé dans la Carrière d'el ma labiod

Tableau II.8 : Caractéristiques techniques et géométriques du camion TEREX 60T [05]

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unites
Marque:TEREXTR60	-	-
TypeTR60Tier3	-	-
Puissance du moteur(diesel)	462	Kw
Capacité de charge (charge utile)	55	Tonne
Capacité de la benne du camion	35	m^3
Vitesse maximale	65	Km/h
Rayon de braquage maximal	10.50	m
Poids net à vide	41.30	T
Poids brut autorisée nordé démarche	100 700	kg
Largeur hors tout	4.47	m
Hauteur hors tout	4.44	m
Longueur du camion	9.13	m
Hauteur de chargement	3.68	m

II.11. Le traitement

Le traitement de la roche arrivé de la carrière après l'extraction. Effectué par des installations de traitements

Le pilotage des installations est automatisé, la supervision est retransmise via un PC au niveau du

poste de pilotage.

Il existe 3 installations, une station primaire et 2 stations secondaires.

- **Station primaire**



Figure II 06 . Station primaire de traitement.

Le débit de la station primaire est 820 T/h

- 540 T/h pour le produit (0/300mm).
- 280 T/h pour le produit (0/50mm).

La station primaire réceptionne la matière première arrivé de la carrière à l'aide des dumpers.

- Sont concasseur à mâchoire de type S T E 160 – 130 réduire la matièrepremière de granulométrie 0/1000mm au 0/300mm.
- Le crible scalpeur élimine tous qui est inférieur à 50mm contenant les argiles. Et donner un produit de scalpage 0/50mm utilisé dans les clôtures des routes.

- **Station secondaire**



Figure II.07: Station secondaire de traitement.

✓ Le débit de la station **BERGEAUD** est de **400** T/h

✓ Le débit de la station **MFL** est de **250** T/h

✓ Le produit 0/300mm arrivé de la station primaire passe au station secondaire pour le réduire et sélectionné les déférent produits.

Il existe 2 stations secondaires. Une ancienne de la marque BERGEAUD et autre nouvelle de la marque MFL.

➢ Les 2 stations produisent les déférents produits commercialisés ;

➢ Le sable 0/4 mm. Les gravillons 4/8mm. 8/16mm. 16/25mm;

➢ La station BERGEAUD produise le ballast des voies ferrées 25/50mm ;

➢ La station MFL produise la grave 0/31.5mm ;

➢ En peut produire la grave 0/31.5mm par le malaxage des déférents produits de la station BERGEAUD.

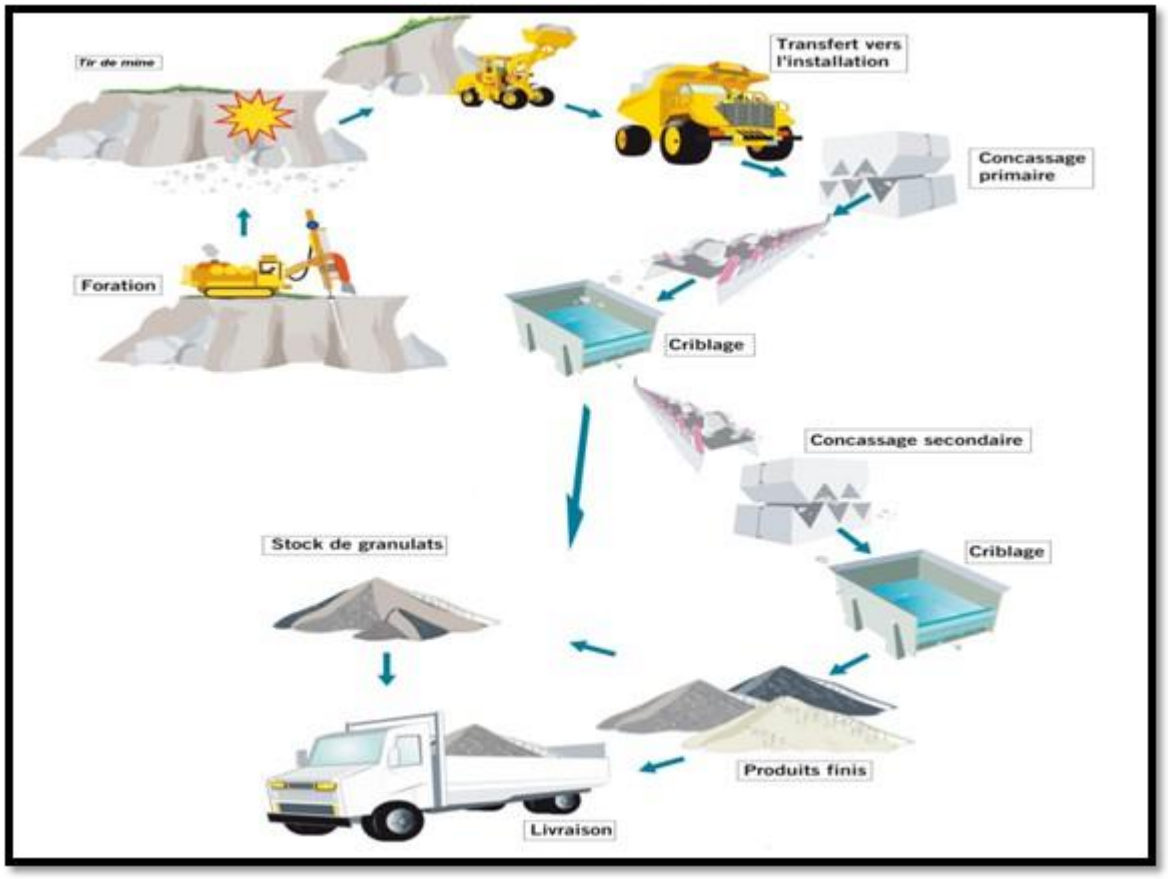


Figure II/8. Chaîne de production de la carrière ADILA EL MA LABIOD

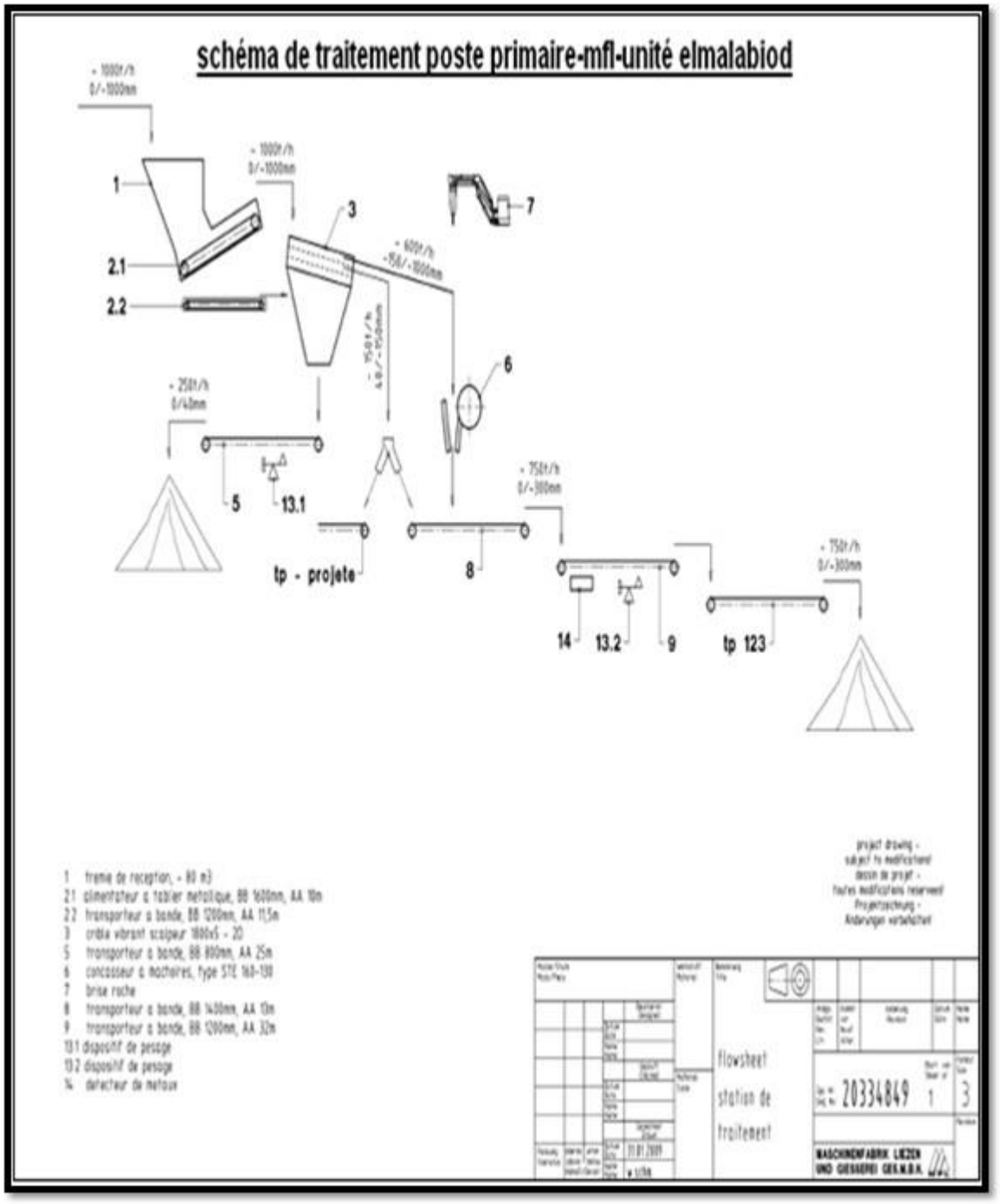


Figure II.9 Schéma de traitement poste primaire-mfl-unité EL MA LABIOD.

Chapitre III

Influence des différentes paramètre sur la qualité de la fragmentation des roches

Chapitre III: Influence des différentes paramètre sur la qualité de la fragmentation des roches

Introduction

Dans le travail d'une mine ou une carrière le but c'est l'obtention des produits a commercialisé avec une manière bénéficiaire, donc en cherche toujours des solutions technologiques pour minimiser les frais de la production, pour avoir un prix de revient minimum possible sur condition d'avoir des résultats de travail les plus optimisés.

Parmi les solutions technologiques utiliser dans la carrière ou la mine c'est l'abattage par l'explosif.

L'abattage à l'explosif se diffère d'une mine à l'autre car chaque mine a des conditions géologiques et naturels différentes, qui nous permettons de vient pour atteindre des conditions optimales, pour l'optimisation des paramètres d'un plan de tir et avoir les couts minimaux pour l'explosif et avoir les résultats les plus rentable possible.

Mais avant de faire ce type d'optimisation en peut avoir tous les paramètres de tire et tous ce qui a une influence sur le plan soit des condition contrôlable ou incontrôlable.

Avec l'optimisation des paramètres d'abattage à l'explosif en cherche d'assurer les objectifs suivants ;

- Avoir des conditions plus sécurisées pour les ouvriers donc leur travail peut être loin de danger (éliminer les risques de projection etc.) ;
- Abattre un volume le plus grand possible ;
- Avoir une bonne granulométrie ;
- Taux des roches hors gabarits le plus petit possible ;
- Avoir un tas des roches abattus favorable pour les engine de chargement ;
- Obtenir des fronts les plus rectilignes possibles.

Chapitre III: Influence des différentes paramètre sur la qualité de la fragmentation des roches

III.1. Influence des différentes variables sur la qualité de la fragmentation des roches

Dans une mine la qualité de fragmentation des roches est liée directement a des variables qui sont parfois contrôlable et parfois non contrôlable.

Pour plus expliquer les variables contrôlables se sont les variables que nous pouvons facilement changer et parfois et nous avons la possibilité de les améliorer, par contre les variables non contrôlables sont des variables que nous ne pouvons pas les modifier, les changer ou les éliminer.

Tableau III.1 : Paramètres de tir de mines. [5].

Contrôlables	Incontrôlables ou difficilement contrôlables
Paramètres géométriques. **Diamètre du trou.** **Longueur de foration sur profondeur de foration.** **Inclinaison du trou.** **Longueur de bourrage.** **Matériel de bourrage.** **Hauteur de talus.** **Géométrie de maille.** **Rapport (a/b)** **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 propriétés de matériaux. Discontinuités préexistantes dans le massif.
Paramètres liés à l'énergie explosive. **Type d'explosif utilisé.** **Énergie (choc, gaz).** **Configuration de chargement.** **Méthode de chargement.** **Type d'amorçage séquence d'initiation.**	**Paramètre hydrologique.** Eau (quelquefois maîtrisable).
	Autres. Temps

III.1.1 Les variables contrôlables

III.1.1.1.Paramètres liés aux trous

III.1.1.1.a. Le positionnement des trous par rapport au front de travaille

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées ci-dessous, il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesureur approximatif par rapport au sommet apparent du gradin conduit à surévaluer la ligne de moindre résistance dans le cas de gauche et au sou évaluer dans le cas de droite.

On risque des projections verticales importantes dans le premier cas ou horizontales dans le deuxième.

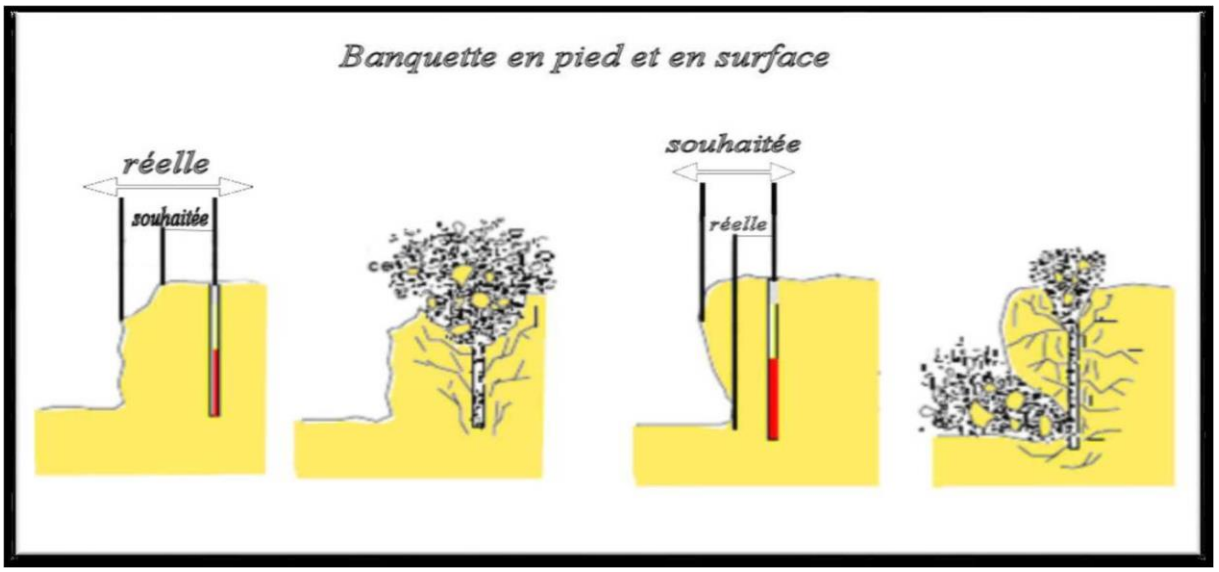


Figure III.1 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage.

III.1.1.1.b. Les déviations de forage

La déviation de la tige de la sondeuse pendant le forage est un problème commun dans les mines car il y a des paramètres qui ont une influence directe sur la déviation des tiges en cite :

1- Causes relatives à l'outil de forage
   - Le diamètre de tige ;
   - La matière de fabrication de la tige ;
   - Mode de forage ;
   - Positionnement de la machine.

2- Causes relatives aux massifs
   - Plan de fissuration important ;
   - Intercalation de couche suivant le sens de forage ;
   - Nature de la roche.

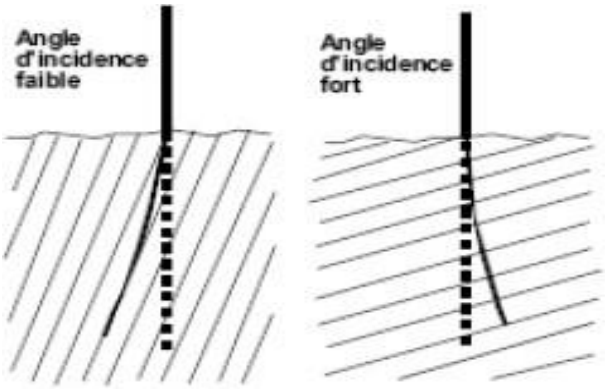


Figure III.2 : Déviation due aux discontinuités. [6].

D'une manière générale on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3% (30 cm pour 10 m).[6].

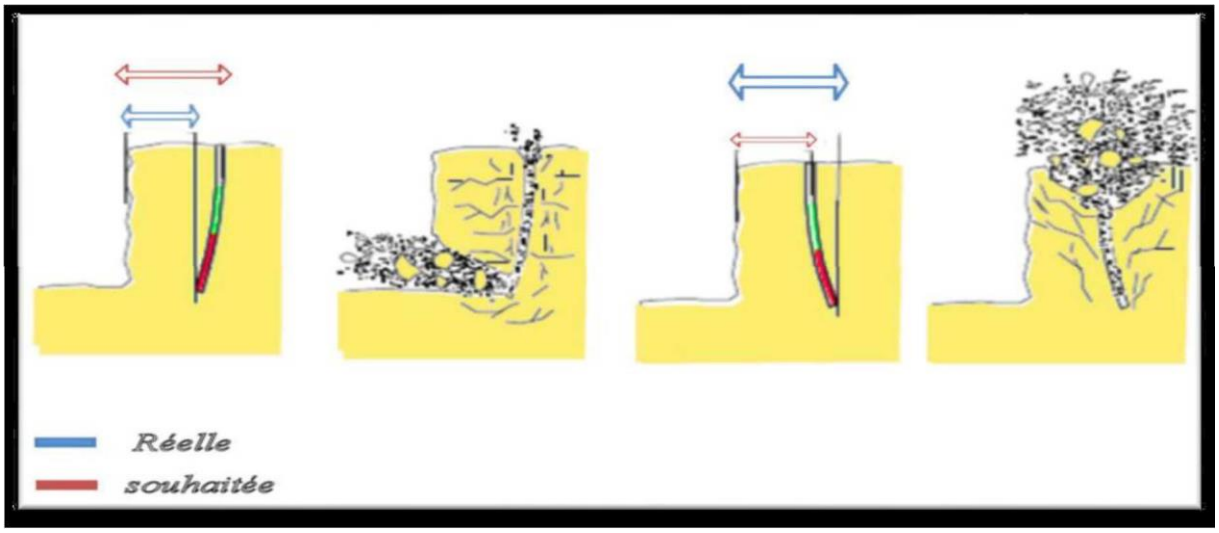


Figure III.3 : Effet de Les déviations de forages.

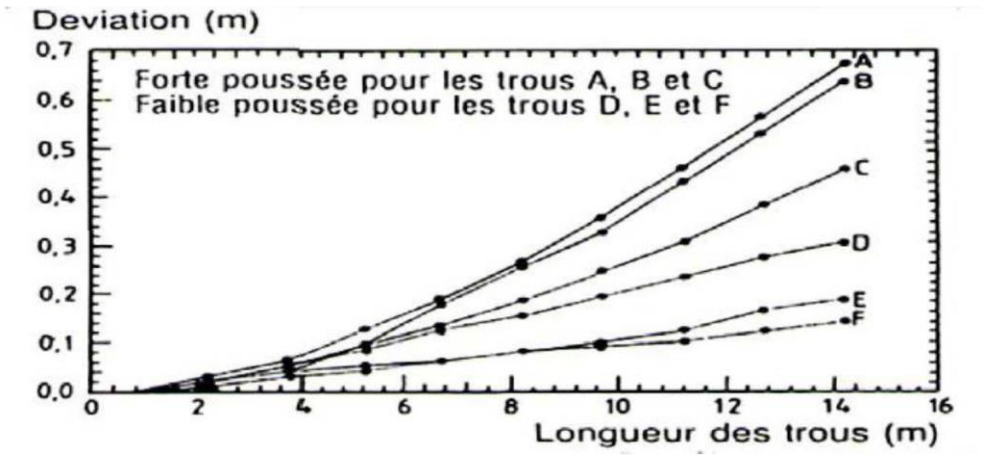


Figure III.4 : Influence de la poussée axiale sur les déviations des trous. [7]

Pour une interprétation de cette courbe en a la valeur de déviation de trou en fonction de la longueur de trou et la valeur de degré de poussé.

Donc quel que soit le diamètre de trou la valeur de déviation s'augmente avec l'augmentation de degré de poussée (si en a une poussée forte en va voire une déviation élevée), mais dans les longueurs des trous inferieur a 2m la valeur de déviation peut être négligeable.

III.1.1.1.c. Diamètre de trou

Le diamètre de trou est directement lié avec le degré de fragmentation ciblé ainsi que le type de réalisation d'excavation.

Pour choisir le diamètre de trou il prend en considération les facteurs qui influe sur le choix de ce dernier.

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.
- 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. [8].

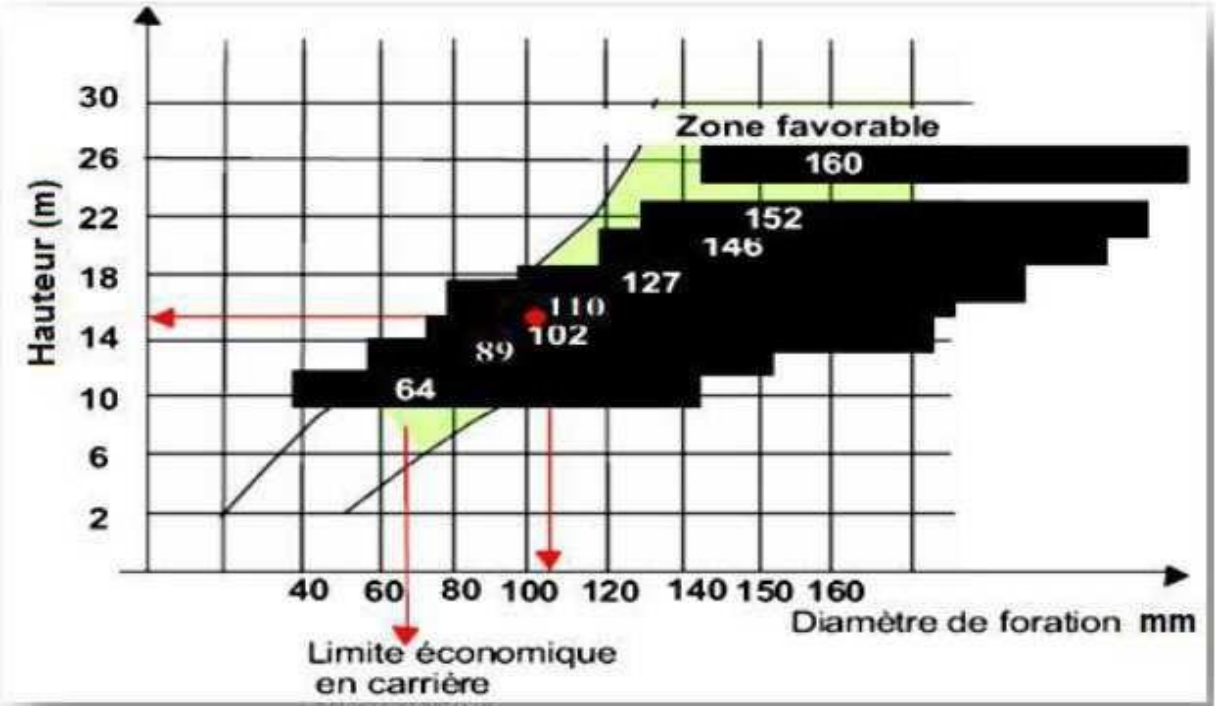


Figure III.5 : Adéquation diamètre du trou – hauteur du gradin. [8]

III.1.1.1.d. Inclinaison de 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.

Les trous inclinais contribuent une optimisation générale concernant la sécurité de travail et les résultats sur le terrain stable et désirable, d'autre avantage d'inclinaison de trou sont :

- Optimisé la quantité d'explosif utilisé ;
- Elimination de l'inconvénient du rebord.

Les trous inclinais sont utilisé généralement dans les mines à ciel ouvert.

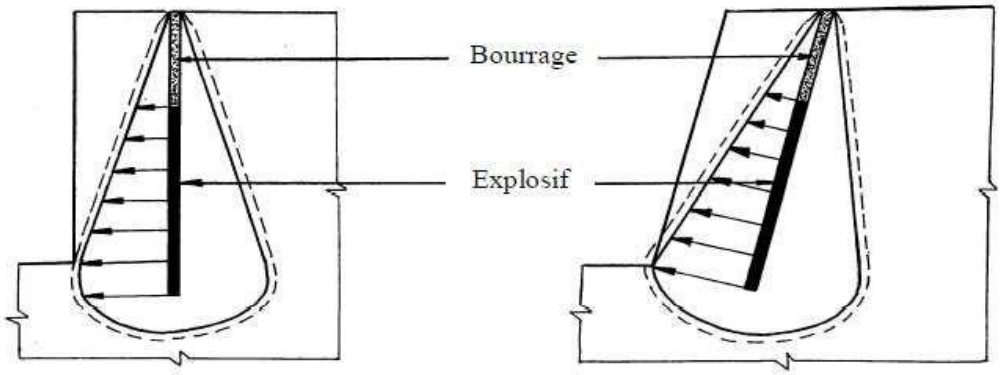


Figure III.6 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [6]

III.1.1.1.e. L'excès de forage

L'excès de de forage a un rôle majeur pour l'augmentation de l'action de tire dans la partie inferieur du gradin pour assurer une bonne destruction des roches au pied de gradin, en créant des conditions favorables pour les moyens de chargement.

La longueur de l'excès de forage dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécanique des roches, etc.

Celle-ci est liée essentiellement à la ligne de moindre résistance. Elle doit être voisine de 0.2 à 0,3 fois la ligne de moindre résistance.

D'après la méthode soviétique on peut le calculer selon le diamètre de trou ou il est approximativement 5 à 10 fois le diamètre de trou.

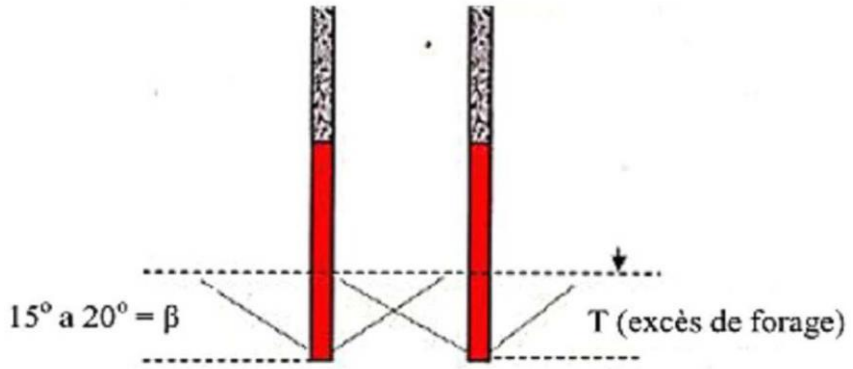


Figure III.7 : La rupture de la roche au pied du gradin.

III.1.1.1.f. Longueur de trou

La longueur de trou est liée essentiellement avec la hauteur du grain et qui est un paramètre très important pour l'exploitation à ciel ouvert.

Car la longueur de trou sa dépend est lie directement ave la hauteur de gradin donc elle est déterminée par le critère de choix de hauteur de gradin qui sont :

- Propriétés de la roche physique et mécanique ;
- Moyens d'extraction ;
- Production annuelle.
- Donc la valeur de la longueur de trou est la somme de la hauteur de gradins et la longueur de l'excès de forage.

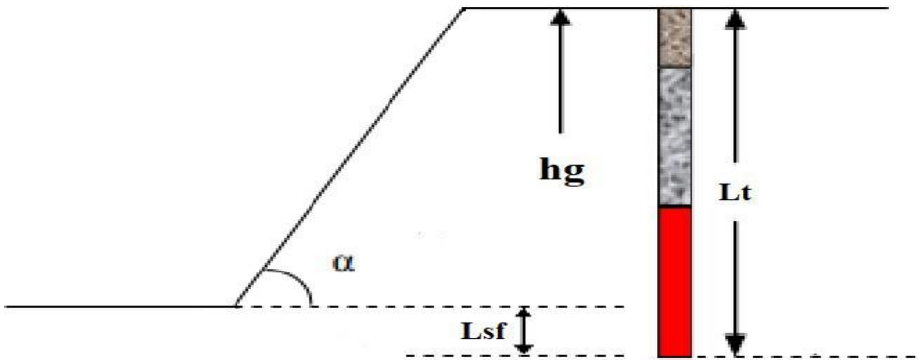


Figure III.8 : longueur de trou.

Hg : hauteur de gradin ;

Lsf : longueur de sous forage ;

Lt : longueur de trou.

III.1.1.2. Paramètres liés au bourrage

III.1.1.2.a. 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 ligne de moindre résistance. Dans les trous profonds, sa longueur doit être égale à la ligne de moindre résistance, et il peut descendre à (0,5 *w*) dans les courts trous.[8]

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.

III.1.1.2.b. Qualité du matériau de bourrage

Les carrières et les mines algériennes généralement utilise les débris de forage pour le bourrage mais ces débris posent un problème de projection et débourrage important au moment du tir.

Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive.[6].

III.1.1.3. Paramètres liés au plan de tir

III.1.1.3.a. La ligne de moindre résistance

C'est la distance entre le premier rangé des trou et l'arrêt supérieur du gradin, dans le cas où il y a un seul rangé des trous de mine la ligne de moindre résistance se représente la largeur d'enlevure. Les facteurs qui influent le choix de la ligne de moindre résistance sont :

- Le diamètre de trou ;
- La hauteur de gradin ;
- L'inclinaison de trou ;
- L'explosivité.

III.1.1.3.b. L'espacement

C'est la distance qui sépare deux trous voisins. Pour une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (0,8 et 1,5) fois la ligne de moindre résistance sans

pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

III.1.1.3.c. Rapport de maille

C'est le rapport entre l'espacement entre les trous et l'espacement entre les rangés (a/b).

Des chercheurs ont introduit une part de dynamique pour tenter de justifier l'effet du ratio du rapport de maille sur la fragmentation. La distance entre les trous d'une même rangée et la distance entre deux rangées va conditionner la densité de fragmentation due à l'onde de choc, ainsi que la mise en mouvement du massif, sa facilité de dégagement et sa vitesse, comme illustré sur la figure III.8. Le rapport de maille suggère en quelque sorte une zone d'influence de chaque trou, un travail judicieux sur la maille pourrait permettre d'ajuster ces paramètres.[9].

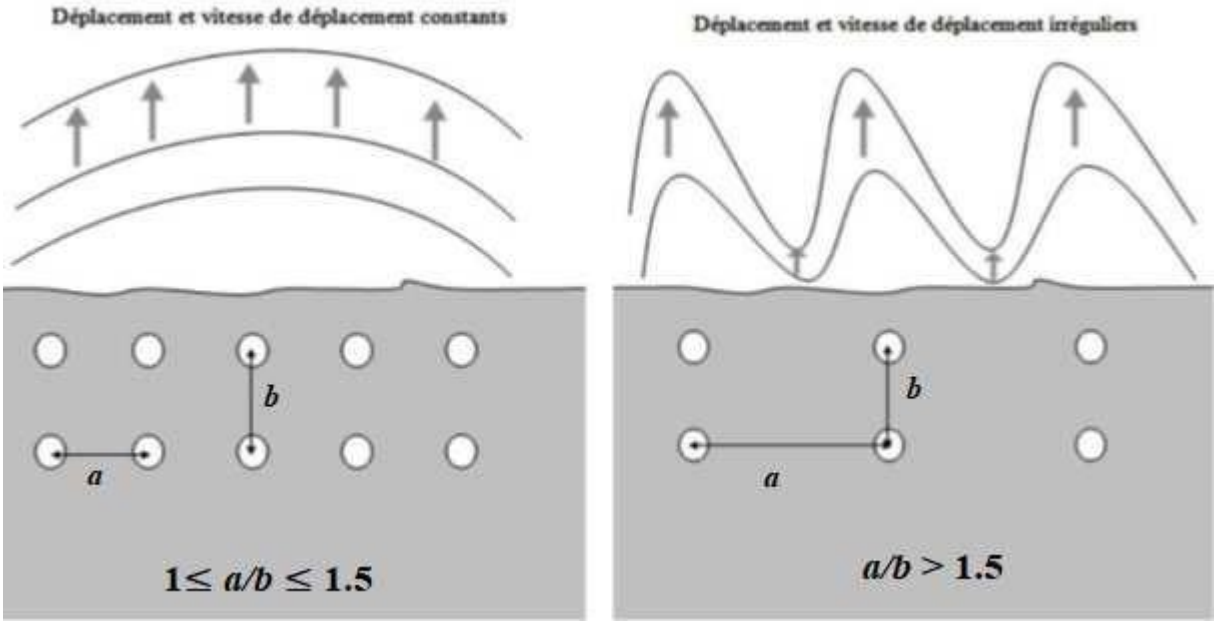


Figure III.9 : Dynamique d'abattage.

L'approche en termes de ratio espacement sur ligne de moindre résistance s'appuie sur des observations expérimentales. Elle est parfois critiquée et délaissée en faveur d'une approche plus fondée sur l'énergie disponible en fonction du volume à abattre par trou.[9].

III.1.1.3.d. Présence des faces libres

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se devise 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), la réflexion et presque totale. L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. Ce phénomène bien connu est appelé Ecaillage.

III.1.1.3.e. Implantation et configuration des trous

Généralement les trous sont disposés avec des manières classique avec des configuration parallèles (carré ou rectangulaire) ou bien une configuration quinconce (comme la figure III.9).

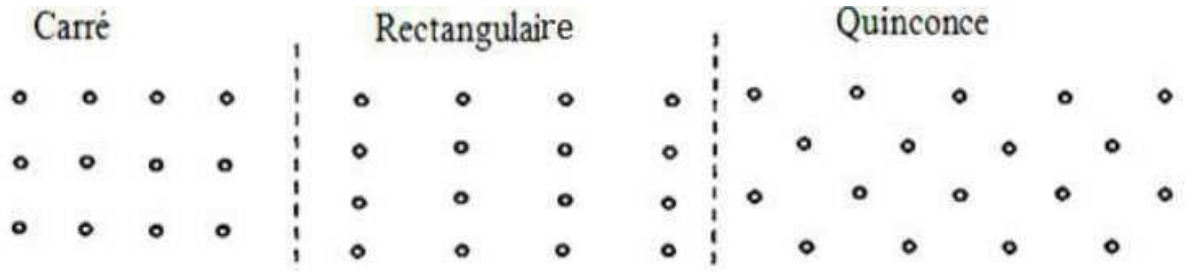


Figure III.10 : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert. [10].µ

Paramètres liés à l'explosif

III.1.1.3.f. Influence de la consommation spécifique de l'explosif

Le terme de consommation spécifique désigne la quantité d'explosif que l'on charge dans un trou de mine pour abattre 1m3 de roche (ou 1**t**), elle est donc donnée en kg/m3.

C'est un paramètre à adapter au massif rocheux à abattre et liée à la ligne de moindre résistance comme le montre la figure III.10.

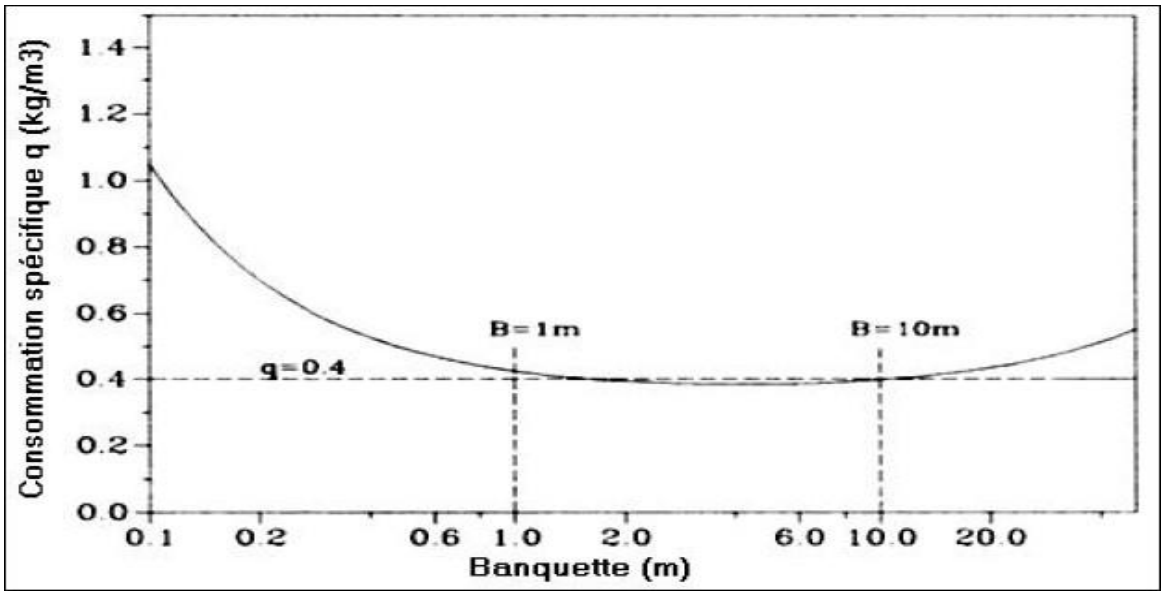


Figure III.11 : La consommation spécifique q en fonction de la ligne de moindre résistance [11].

D'après cette figure se présente la consommation spécifique d'explosif en fonction de la ligne de moindre résistance il y a trois cas pour l'interprétation de cette courbe :

Le cas optimal : la consommation spécifique se reste approximativement stable de la valeur

0.4 (kg/m³) pour les lignes de moindre résistance s de 1.0 à 10m.

Tableau III.2 : La consommation spécifique de quelques roches. [12]

Roche.	Consommation spécifique kg/mS
Basalte	0.33
Calcaire crayeux	0.25
Calcaire moyen a dure	0.35 ÷ 0.40
Granite dure	0.45
Grès fins	0.40
Quartzite pâte fine	0.53
Quartzite fracturé	0.30

III.1.1.3.g. La séquence et le système d'amorçage

L'initiation de la séquence de tir ça veut-dire l'ordre de détonation dans lequel détonnent différents détonateurs placés dans les explosifs.

Au lieu de tirer toutes les mines en même temps (figure III.11.a), ce qui n'offre à chacune d'elles qu'une surface de dégagement réduite, on décale dans le temps leur départ pour que chaque mine bénéficie de la surface libre créée par la précédente (figure III.11.b). [13]

- La fragmentation des roches à faible résistance au tir atteint son plus haut degré indépendamment de type de relais (instantané ou à microretard), bien que cette dernière soit légèrement plus appréciée pour les courts retards de l'ordre de 70 à 100 ms.
- La qualité de fragmentation des roches a moyen résistance au tir est mieux maitrisé pour les tirs à micro retard dans ce cas, les meilleurs résultats sont obtenus lorsque la durée de micro retard est environ 50 ms
- Le tir a microretard influe dans des proportions plus grandes sur la qualité de fragmentation des roches dans le cas ou celles-ci présentent grande résistance au tir. Dans ce cas, les résultats les plus élevés sont à tien lorsque la durée du microretard est de 30 ÷ 35 ms.

  Le tir a microretard marque le pas de son influence sur les processus les destructions de massif par modulation du schéma de tir correspondant. [17]

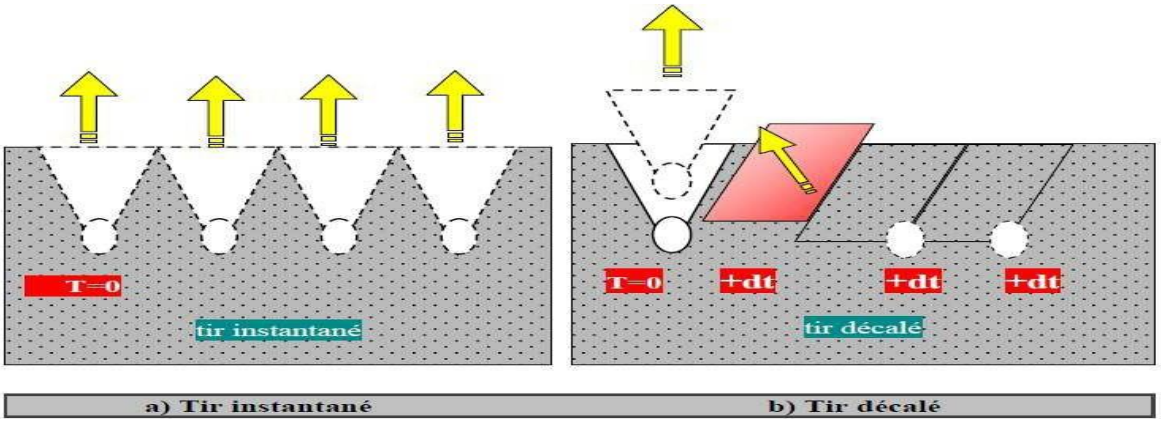


Figure III.12 : surface libre dans le cas d'un tir instantané et décalé.

Parmi les facteurs influent sur la qualité de la fragmentation des roches c'est la présence des surfaces libres, qui on peut les créer avec des détonations séquentiel (par utilisation des détonateurs a microretard, ou bien des exploseurs séquentiel).

Dans le cas de tir instantané la surface libre est limitée par deux surfaces libres pour la majorité des trous ainsi que seulement la surface libre de plan parallèle au front de taille est effective pendent le tir, la fragmentation ne sera pas optimale.

Par contre le cas de tir décalé ou bien dit séquentiel, la surface libre inclut le plan parallèle et perpendiculaire au front de taille délimité par chaque charge. Dans ce cas la surface est optimale pour la majorité des trous, et la fragmentation sera plus optimale que le cas de tir instantané.

III.1.1.3.h. Initiation de charge explosive

Les schémas du tir se diffèrent principalement par l'initiation successive des charges, 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.[8].

En peut dire il y a deux types d'amorçage :

- Amorçage ponctuel (par détonateur électrique ou pyrotechnique).
- Amorçage latéral (par cordeau détonant)

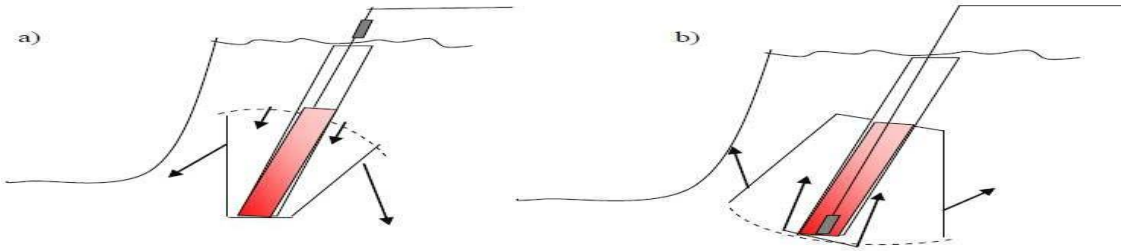


Figure III.13 : Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges. a) du haut vers le bas (amorçage hors de trou) ; b) du bas vers le haut (amorçage fond de trou).

III.1.1.3.i. Influence de la construction des charges sur la qualité de fragmentation des roches

Le degré de fragmentations peut être réglé par le changement de la construction de la charge à l'intérieur du trou. Au cours du tir d'un mètre de trou et avec la même consommation spécifique, la charge discontinue provoque l'amélioration de la fragmentation en comparaison avec la charge continue suite à l'augmentation de la zone de fragmentation réglées.

D'habitude le tir avec une charge continue est caractérisé par la fragmentation irrégulière du massif abattu puisqu'une charge continue fait son travail uniquement aux limites de la zone de fragmentation réglée. Par contre dans la partie supérieure où l'on dispose du bourrage, on obtient souvent des morceaux hors gabarits de différentes dimensions.

Donc des charges discontinues sont souvent utilisées pour l'amélioration de la fragmentation et la démission des blocs hors gabarits

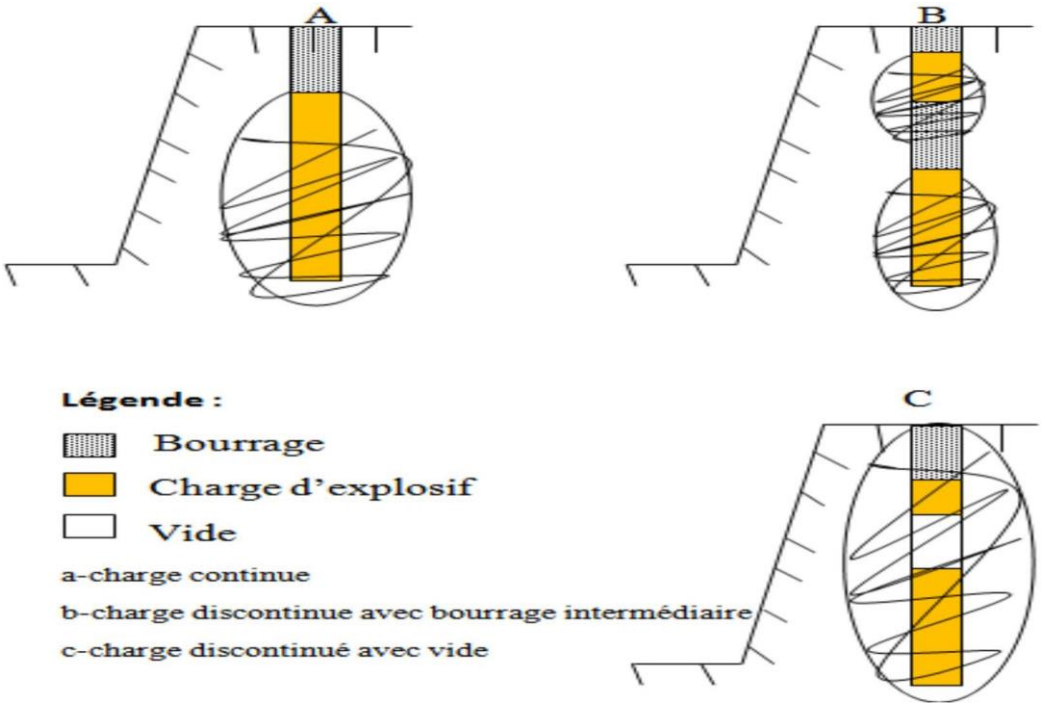


Figure III.14 : les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.

La charge discontinue est rationnelle dans le cas où la longueur du trou, lors des charges continues, n'est pas entièrement utilisée. Dans les roches hétérogènes il est rationnel de répartir la charge en la disposant dans les parties du massif à grosse blocométrie.

En qualité de matériaux de bourrage on utilise la roche, l'eau ou le vide. Selon les données de certains chercheurs, la répartition des charges dans les trous au moyen du vide conditionne l'amélioration de la fragmentation de la roche. [9]

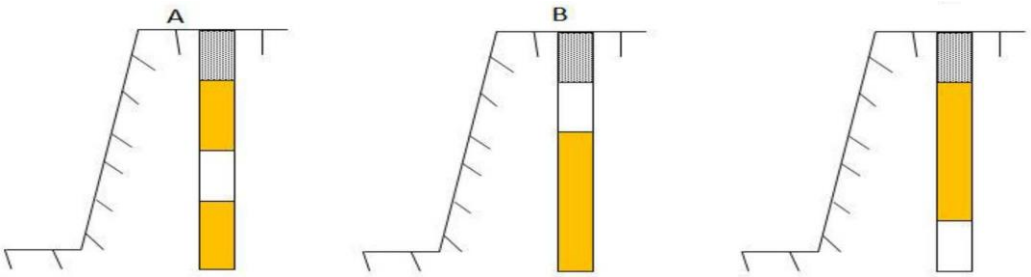


Figure III.15 : schéma des charges avec des intervalles vides.

Les intervalles vides dans les trous changent le caractère de l'action de l'explosif. Pendant le tir d'une charge continue sans intervalle vide il se produit un broyage de la roche dans la zone de fragmentation réglée suite à la haute pression des gaz formés par les produits explosif et l'expansion des ondes de contraintes avec une grande amplitude. Quant à la zone de fragmentation non réglée, il se transmet relativement moins de quantité d'énergie ce qui rend la fragmentation moins intensive dans cette zone.

En créant des intervalles vides, on peut réduire :

- La densité de l'explosif dans les trous et la pression du tir sur les limites des charges.
- Réduire le sur broyages de la roche à proximité de la charge et augmenté le temps de l'action active du tir sur le milieu.

III.1.2 Les variables incontrôlables

III.1.2.1. Propriétés structurales

Il est connu que les roches se diffèrent suivant chaque texture et composition de chaque type des roches même les roche du même type en peut dire que chaque massif a une empreinte spéciale des discontinuités et caractéristiques géologiques qui influent l'abattage de la roche et qui sont les moins contrôlables dans l'abattage à l'explosif.

Les discontinuités sont des interruptions de la roche qui résultent de la formation du massif. Ces derniers ont le rôle d'arrêter la propagation des fractures dans la roche, et les microstructures de ces discontinuités influencent et compliquent le processus de fracturation dynamique. [9]

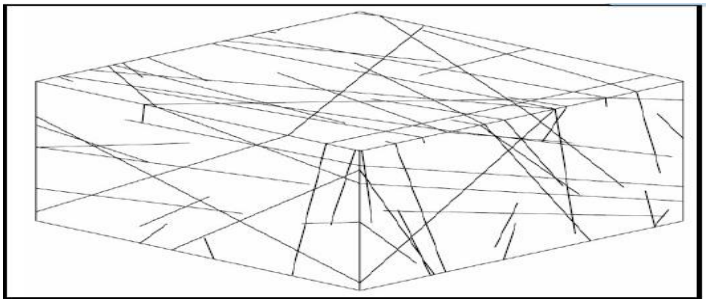


Figure III.16 : Simulation tridimensionnelle des discontinuités du massif rocheux. [9].

Cette figure représente un réseau tridimensionnel des discontinuités dans un massif rocheux tridimensionnel et démontre les coordonnés spatiaux des fissures dans le massif chaque fissure a une direction et une forme spéciale.

Il est certainement préférable de tirer les gradins avec un diamètre de trou réduit dans des conditions où la fréquence spatiale d'un ou plusieurs jeux de discontinuités est importante, Cela nous permet de mettre en place une maille de foration plus serré pour une consommation spécifique équivalente.

Une maille de foration trop lâche dans ce type de situation peut conduire à des portions entières du gradin peu ou non fragmentées. [9]

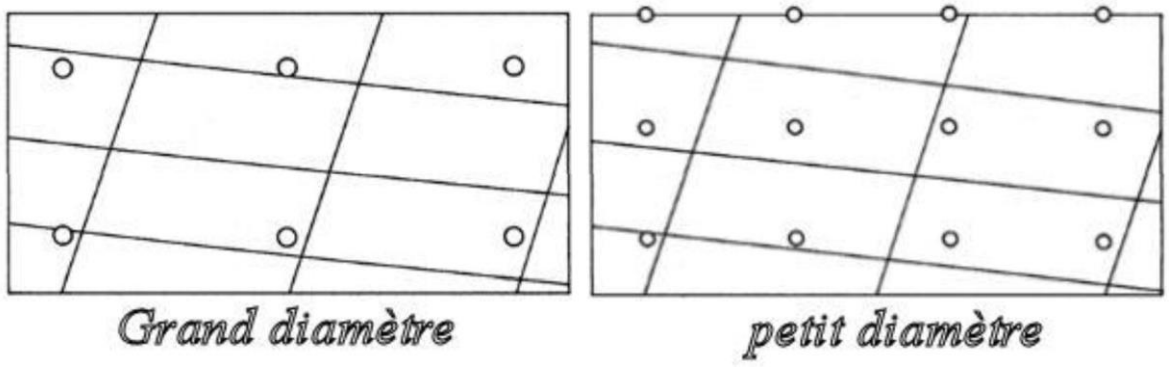


Figure III.17 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités. Illustration d'après l'U.S. Bureau of Réclamation. [9].

III.1.2.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation

Après le tir les discontinuités stratigraphiques ou autrement dit les plans de fracturation a un impact très important sur la forme finale de front de taille et l'arrachement des roches après le tir selon l'angle de directions des plans de fracturation sure le front de taille comme démontrer par (figure III.17) si dessous.

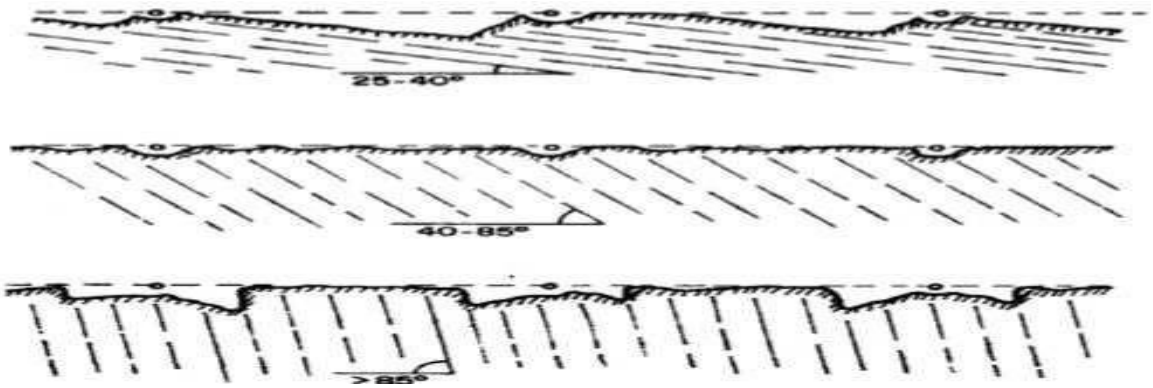


Figure III.18: Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al. 1995).

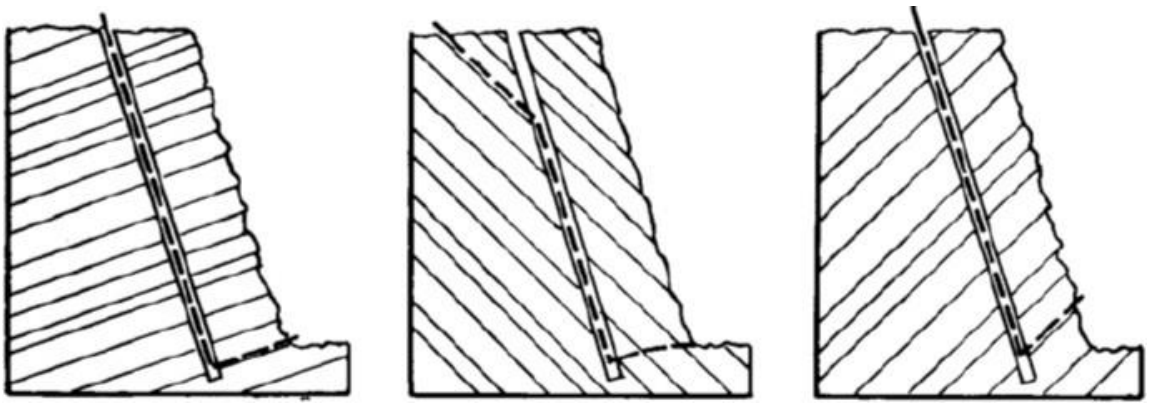


Figure III.19: Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984).

La présence d'une discontinuité peu remplie ou à remplissage peu résistant peut par ailleurs causer un échappement des gaz d'explosion et perturber la mise en mouvement de la roche abattue. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif, Ash [14].

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 [14].

Les tendances récentes sur le tir sont dirigées vers l'utilisation de larges diamètres de trous, ce qui entraîne de larges espaces et lignes de moindres résistance cependant les discontinuités géologiques deviennent plus prononcées, Ash [14].

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. Comme, la consommation spécifique d'explosif est l'un des principaux paramètres des travaux d'abattage des roches, l'Académicien **« Ashby »** a développé une formule empirique entre la consommation spécifique d'explosif et les propriétés de la masse rocheuse (voire figure III.19). [15].

$$q_{exp} = \frac{1.4 \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{\text{fracture/mètre}}}$$

Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de

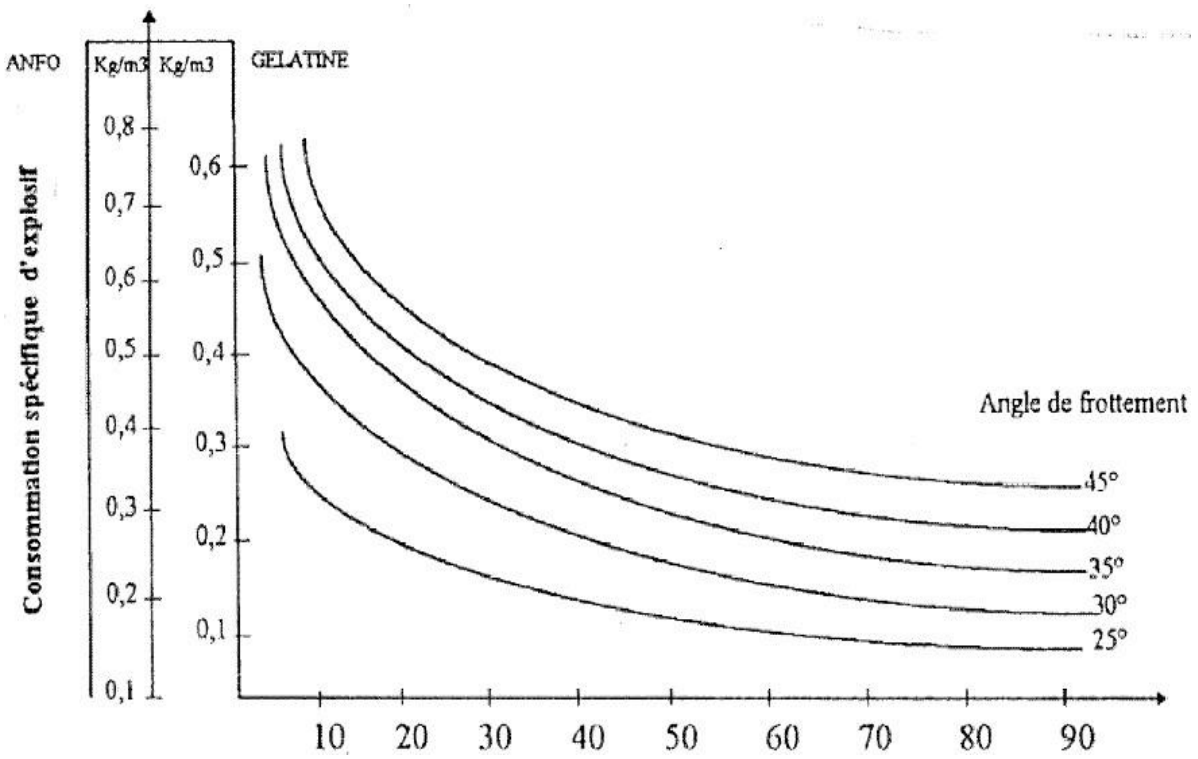


Figure III.20 : Relation empirique entre consommation spécifique d'explosif et la fréquence de fractures et la résistance de cisaillement développée par « Ashby ». [8].

III.2 Analyse des pratiques d'abattage

III.2.1 Objectifs du tir

Dans les carrières où les masses rocheuses sont dures nous ne pouvons pas l'exploiter avec les procédés d'extraction continue comme une alternative à ces procédés nous utilisons la méthode d'abattage à l'explosif, qui nous donne l'avantage d'abattre des volumes de roche importants, avec des moyens limités en termes d'engins.

A partir des opérations utilisées pour l'abattage à l'explosif représentées par l'implantation et foration des trous, chargement et amorçage de la charge explosif. L'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- Assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pans non abattus ;
- Abattre un grand volume de roche avec une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible ;
- Abattre un grand volume de roche avec une un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas ;
- Assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec :
    - Une bonne sortie du pied ;
    - Un bon alignement des fronts et de la plateforme ;
    - Des effets arrière réduits.

III.2.2 Eléments théoriques sur l'opération d'abattage

III.2.2.1. Choix de type de forage

La forabilité des roches est caractérisée par les efforts de compression et de cisaillement définie par l'indice de forabilité.

On peut déterminer le type de forage suivant l'indice de forabilité des roches comme suit :

Ou:

$$D_f = 0.007 \times (\boldsymbol{\delta}_c + \boldsymbol{\delta}_{depl}) + 0.7\gamma$$

- $\boldsymbol{\delta}_c$: la résistance à la compression.

  $\boldsymbol{\delta}_c = 100f\ (kgf/cm^3)$: *avec f :* c'est la dureté.

- $\boldsymbol{\delta}_{depl}$: la résistance de déplacement.

  $\boldsymbol{\delta}_{depl} = (0.2 \div 0.33)\boldsymbol{\delta}_c\ (kgf/cm^3)$

- γ : masse volumique de la roche. (g/cm³).

Tableau III.3 : le type de sondeuse suivant l'indice de forabilité

Sondeuse	Diamètre des trous (mm)	Indice de forabilité
A molette	160 190- 243 243-262	5-10 7-12 8-14
A vis	125 160	1-3 1-6
Roto percutante	65-125 185 200	6-15 10-25 10-25
Thermique	180-400	12-25

III.2.2.2. Mécanisme de l'explosion

Un explosif est un mélange de substances chimiques peu stables, qui, par un apport d'énergie est susceptible de se décomposer rapidement. Les substances explosives, selon leur régime de décomposition, ont des comportements différents : combustion, déflagration, détonation. Les puissances dégagées vont varier en fonction du type de décomposition. La détonation est le régime de décomposition le plus rapide : la puissance transmise au moment de la détonation sera donc la plus importante. C'est le mécanisme qui va ainsi générer les effets mécaniques les plus importants, c'est donc ce qui est le plus souvent recherché dans l'utilisation des explosifs. [9].

L'explosion s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression). C'est cette onde de choc qui assure la propagation de la réaction chimique par effet "points chauds" [16].

Les vitesses de détonation vont de 2000 à 6000 m/s, et varient selon la nature de la substance et les

conditions de mise en œuvre.

Une substance explosive dont le régime normal de décomposition est la détonation est appelée : explosif. [8].

One distingue deux types des explosifs sont :

- Explosif brisant ;
- Explosif lent (poussant).

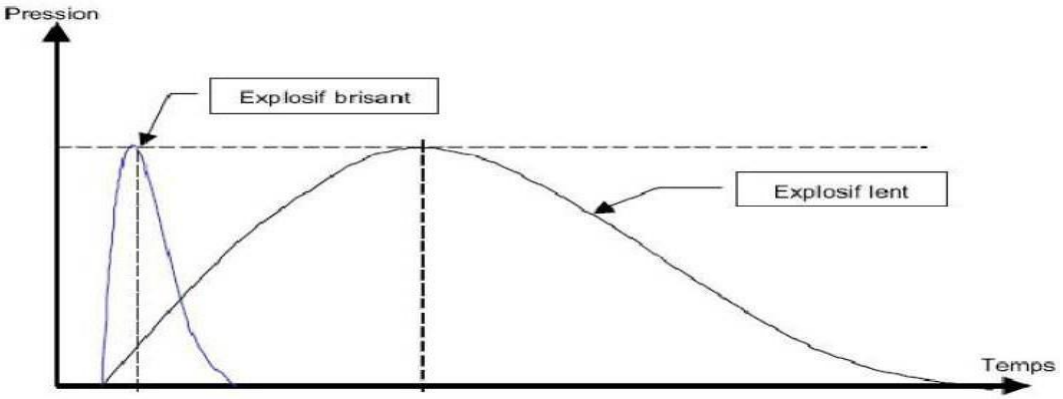


Figure III.21 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent.

III.2.2.3 Caractéristique d'explosif

Les principales caractéristiques d'explosifs industriels sont suivantes :

- L'énergie ;
- La densité ;
- La sensibilité à l'amorçage ;
- La vitesse de détonation ;
- Le diamètre critique de détonation ;
- L'aptitude à transmettre la détonation ;
- La sensibilité aux chocs, à la friction, à la chaleur et à l'humidité.

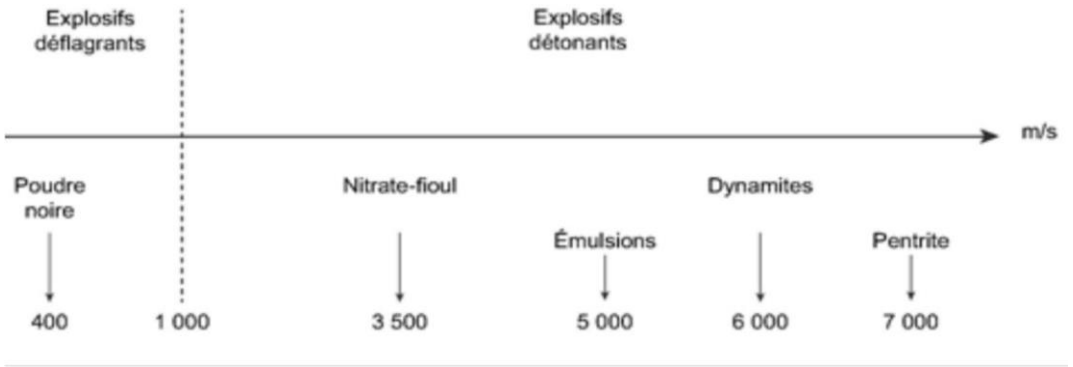


Figure III.22 : Vitesse de d'détonation des principaux explosifs

♦ Choix de l'explosif

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

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de forte densité et des vitesses de détonation élevées. 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 serait plus efficace. Dans ce cas, et surtout lorsque les fractures sont ouvertes, il faut prendre en compte la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un paramètre essentiel.

Dans les conditions de l'élasticité linéaire, des études entreprises notamment aux (USA) et (Canada) et reprises dans certains pays européens, ont montré que le transfert de l'énergie de l'explosif vers le rocher est meilleur lorsque le rapport :

$$Z = \frac{d_{ch} \times D}{\rho_r \times V_c}$$

Où :

Z : rapport d'impédances ;

D : La vitesse de détonation d'explosif ;

dch : La densité de chargement de l'explosif dans le trou. V_c : La

vitesse des ondes de compression dans la roche.

Le rapport (Z) c'est le rapport d'impédance mécanique de l'explosif et du rocher, il nous montre que plus la roche est dure et dense, le plus que l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée et une forte densité. La valeur d'impédance (Z) est égale à 1 mais en pratique elle se varie entre (0.4 et 0.7). $0.4 \geq Z \geq 0.7$. [8]

III.2.2.4 Abattage de la roche

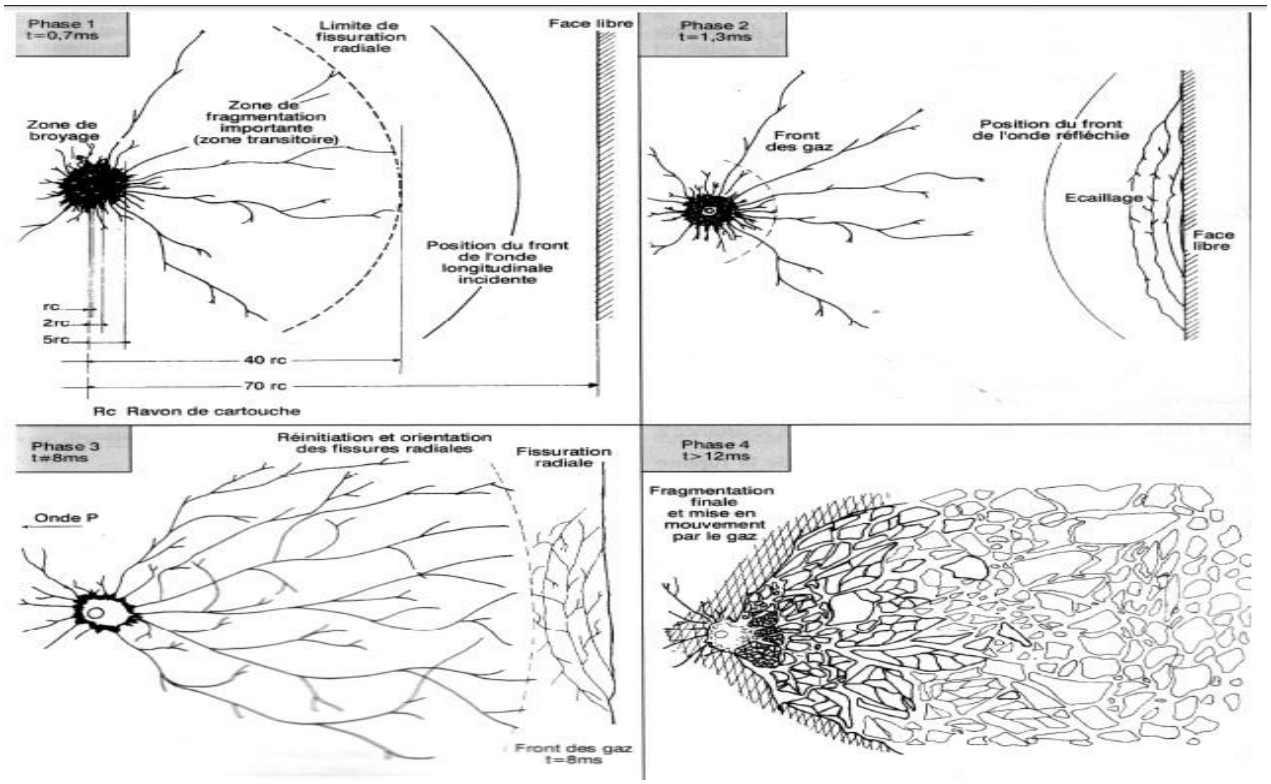
Le processus de la fracturation à l'explosif repose sur l'action combinée de l'onde de choc et des gaz d'explosion. La détonation n'est pas un phénomène instantané, mais les deux étapes qui la constituent ont des durées très différentes : le phénomène de l'onde de choc est très court par rapport à l'action des gaz. Bien que ces phénomènes ne soient pas totalement indépendants, comme l'illustre la figure (III.21) :

- Une phase **dynamique**, durant laquelle on peut distinguer différents phénomènes, relatifs à différentes zones du massif rocheux.

- **Phase 1** : L'onde de choc génère, tout d'abord, dans un régime que l'on peut supposer hydrodynamique, une onde de compression, qui va engendrer des contraintes supérieures à la résistance en compression de la roche. Cet état de contrainte va broyer la roche en fines

particules, dans une zone autour du trou désignée par « zone de broyage ».

- **Phase 2** : On observe ensuite la création de fissures radiales : l'onde de choc perd en intensité, mais les contraintes tangentielles qu'elle crée sont encore suffisantes pour fracturer la roche via des contraintes tangentielles de traction. Malgré une décroissance en $1/r^3$ dans la zone de broyage et en $1/r^2$ par la suite, les contraintes demeurent supérieures à la résistance en traction de la roche, dans une zone appelée zone transitoire
- **Phase 3** : Le dernier phénomène de la phase dynamique fait intervenir les ondes de traction : en effet, les ondes de choc initialement créées vont rencontrer des surfaces libres, sur lesquelles elles vont se scinder en une onde transmise et une onde réfléchie. Dans le cas d'une interface roche air, cette réflexion est presque totale.[9] ;
- Une phase **quasi statique**, **Phase 4**, ou la roche est maintenant fragmentée par l'effet combiné de la fracturation radiale et de la fracturation réfléchie. Les gaz résiduels propulsent les matériaux hors de la cavité. [8].



<u>Figure III.23</u> : Développement de la fissure et de la fracturation dans l'abattage du massif rocheux. [9].

Dimensionnement d'un schéma de tir

Pour abattre un massif à l'explosif, on réalise un ensemble de trous de mines : les paramètres géométriques et les paramètres de chargement qui interviennent sont ainsi définis.

- La plateforme, zone sur laquelle évolue les engins, définit un plan nommé carreau ;
- Le front est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur (règlementairement limitée à 15 m), son inclinaison et sa régularité ;
- Les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent

être égales ; on appelle cette distance ligne de moindre résistance ;
- L'espacement est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- On désigne par maille le couple (a/b) ;
- L'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par sur foration ;
- Un bourrage est un matériau inerte, placé soit entre deux charges (« bourrage intermédiaire »), soit en haut de trou (« bourrage terminal ou final ») ;
- La séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines.[8]

La figure (figure III.22) se présente les paramètres d'un schéma de tir.

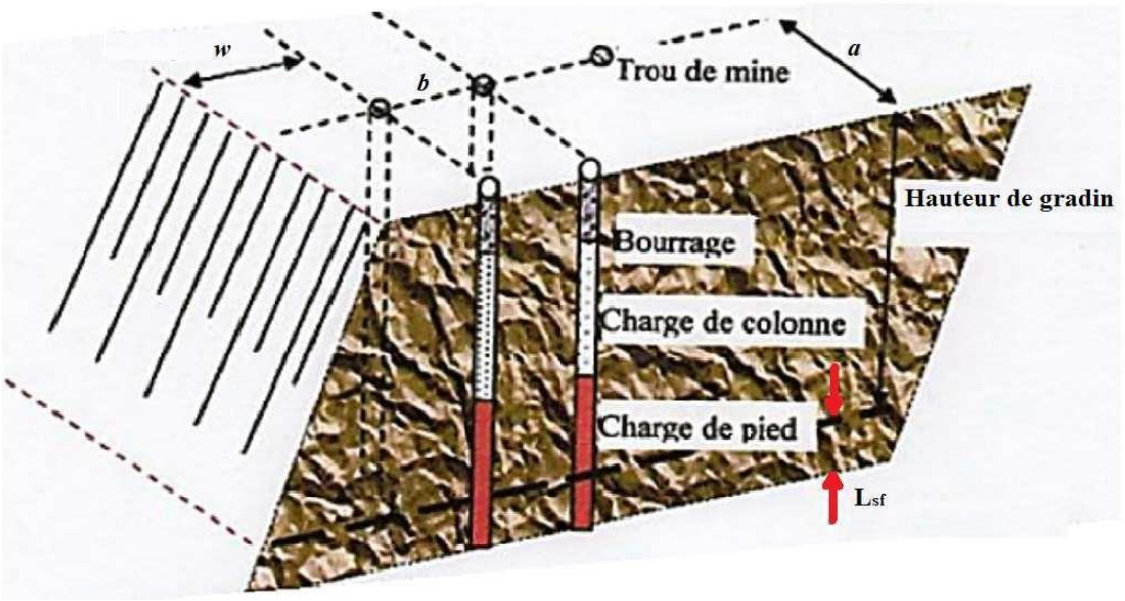


Figure III.24 : illustration des paramètres d'un schéma de tir.

III.3-Modele Kuz-Ram

Kuz-Ram est la combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler, et le modèle empirique de fragmentation. Depuis son introduction par Cunningham, le modèle de Kuz-Ram a été utilisé par beaucoup d9ingénieurs de mine pour prédire la fragmentation des roches résultant de tir, et beaucoup de chercheurs ont essayés d'améliorer ce modèle.

Dans ce chapitre, nous allons prédire la fragmentation des roches, selon les paramètres de tir proposé dans cette étude, en fusant une comparaison avec celle utilisé dans la carrière cas de notre étude.

III.3.1-La taille moyenne des fragments

Une équation empirique reliant la taille moyenne des fragments issus d9un tir X50 et la charge spécifique d'explosif appliquée a été développée par Kuznetsov (1973) [29] en fonction du type de roche et d'explosif. Son équation est de la forme.

$$X_{50} = A\left(\frac{V_{tr}}{V_{tr}}\right)^{0.8} * Q_{tr}^{1.6} : cm$$

Où :

- X_{50} : la taille moyenne des fragments ; cm
- V_{tr}: volume de roches abattues par un trou de mine tiré (w × a × H_{gr}) ; m^3/trou
- Q_{tr}: masse en (kg) de TNT contenant l'équivalent d'énergie de la charge explosive dans chaque trou ;
- A : le facteur de la

roche ; Avec :

-A=7 pour les roches moyennement dures, f =7~10.
-A=10 pour les roches dures et très fissurées f=10~14.

-A=13 pour les roches très dures et moyennement fissurées, f=12~16.

- f est le facteur de dureté de Protodiakonov.

L'énergie relative (relative Weight Strength, RWS) du TNT comparé à celle d'ANFO (RWS d9ANFO = 100) est 115. Par conséquent l'équation (IV.2) basé sur ANFO au lieu de TNT, peut-être écrite de la manière :

$$X = A \times (Vtr)^{0.8} \times Q^{1.6} \times (E / 115) \times (50 / Qtr)^{(19/30)}$$

Où :

- Q_{tr}: quantité d'explosif contenue dans le trou de mine, Kg/trou ;
- E : énergie de l'explosif en termes de puissance comparé à celle d'ANFO ; %
- E anfo = 100%

$$E = [VODe^2 \times RWS] / VODn \quad (\%)$$

Où :

- VODe : vitesse de détonation effective de l'explosif, m/s
- VODn : vitesse de détonation nominale de l'explosif,

m/s On sait que :

$$\frac{Vtr}{Qtr} = \frac{1}{K}$$

- K : charge spécifique d'explosif, Kg/m^3

Alors l'équation (IV.2) deviendra pour une charge spécifique donnée :
L'équation (IV.5) peut être réarrangée pour calculer la taille moyenne des fragments X_{50}(cm) pour une charge spécifique d'explosif donnée :

$$\mathbf{X = A \times K^{0.8} \times Q^{1.6} \times (E / 115) \times (1 / K)^{(19/30)}}$$

II.3.2-Indice d'uniformité

Cependant, il est très important de savoir la distribution granulométrique résultante de la conception initiale d'un tir. C'est dans ce but que Cunningham (1983,1987), [27], [28] a adapté le modèle de distribution de la granulométrie de Rosin-Rammler**(**1979), [31] dans la prédiction de la distribution granulométrique du tir. Il trouva que celui-ci caractérisait mieux la fragmentation du tir. L'équation originale de prédiction de la granulométrie de Rosin Rammler (1979), [31] se présente sous la forme :

Où bien :

$$\mathbf{P(X)=100 *(1-R)=100*(1-expo(-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n)\ ;}\ \%$$

Où :

- R : pourcentage des fragments dont la taille est supérieure à X (c'est le pourcentage des fragments retenus sur le tamis ou le crible d'ouverture X, (cm))
- P(X) : pourcentage des fragments dont la taille est inférieure à X (c'est le pourcentage des morceaux passant à travers le tamis ou le crible d'ouverture X) ;
- X : ouverture du tamis ou du crible, (cm)
- X_c: taille caractéristique, c'est la taille par laquelle passe 69,3 % des fragments, (cm)
- n : indice d'uniformité ;

Si la taille caractéristique X_c et l'index d'uniformité **n** sont connus la courbe de distribution granulométrique peut être tracée. L'équation (IV.8) peut être réarrangée pour trouver la taille caractéristique

$$X = \frac{X}{[\ln R]^{1\,1/n}} \quad ;$$

Puisque la formule de Kuznetsov donne la taille moyenne des fragments X (X_{50}) par laquelle 50% du matériau passe ; en substituant ces valeurs on aura : X = X_{50}

R = 0.5

$$X_c = \frac{X}{(0.693)^{1/n}} \quad ;$$

L'indice d'uniformité (n) : il est basé sur des paramètres géométriques de foration et de plan de tir, équation

L'indice d'uniformité (n) a été déterminé à travers une équation développée par Cunningham à partir des essais sur terrain. Cet indice nous renseigne sur l'uniformité de la courbe de fragmentation. Il est calculé à l'aide des paramètres géométriques du plan de tir :

b $\frac{a}{}$ Le

L'équation peut être reformulée pour les trous de mine contenant une charge de pied et une charge de colonne de la manière :

$$n = * 1 - \left(\frac{W}{b}\right) * \sqrt{1 + \frac{\frac{a}{b}}{2}} * \left(0.1 + abs\left(\frac{Lcp - Lcc}{Le}\right)\right) * \frac{Le}{Hgr} * P$$

- L_{cc}: longueur de la charge de colonne, (m)
- H_{gr}: hauteur de gradin, (m)
- Le : longueur totale de la charge, (m)
- P : facteur de disposition de la maille de tir ;
  - ✔P=1 pour une disposition des trous en carré/rectangulaire ;
  - ✔P=1,1 pour une disposition des trous en quinconce.

Dans la pratique la valeur de **n** varie de 0,8÷2,2 d'après Cunningham. Les valeurs élevées correspondent à une granulométrie uniforme et les valeurs faibles une granulométrie étalée.

La taille maximale des blocs (BDR) correspondant à l'ouverture du crible qui fait passer 98 % des fragments est prédite à l'aide de l'équation suivante :

BDR = X × ln(1 / 0.02)

Pour avoir une fragmentation uniforme, il faut éviter les fines, les hors gabarit, ainsi des valeurs élevées de « n » sont préférées. L'algorithme utilisé donne l'effet aux paramètres de tir sur les valeurs de « n »

Tableau III.4: L'effet des paramètres de tir sur n

Paramètres	Effet des paramètres sur l'augmentation d n
b/D	Décroit
W	Croit
L_e/H_{gr}	Croit
a/b	Croit
P	Croit si p=1.1

La combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler par Cunningham, (1987) [28] est appelée le modèle de fragmentation de Kuz-Ram. L'expérience de Cunningham (1987) suggère que :

- La gamme normale de **n** pour la fragmentation des roches massives est raisonnablement de 0,75 à 1,5 ; avec une moyenne autour de 1. Des roches plus consolidées ont des valeurs plus élevées.
- Les valeurs de **n** en dessous de 0,75 représentent une situation de poussière (beaucoup de fines) ; qui indique que les conditions de la roche ne favorisent pas l'abattage à l'explosif. Généralement, c'est le cas lors de la découverture dans des terrains altérés.
- Pour des valeurs inférieures à 1, les variations de l'indice d'uniformité (n) sont plus critiques pour les particules fines et grossières. Pour n= 1,5 ; la texture du tas abattu ne change pas beaucoup, et les erreurs sont moins punitives.
- Le facteur de forme (n) a une influence importante sur les résultats des essais de tamisage, comme la maille employée est généralement carrée ; elle maintiendra la majorité des fragments ayant toute dimension plus grande que la maille.

III.3.3-la résistance d'explosif (Équation de Tidman)

Elle est calculée à partir d'une équation modifiée, et développée à l'origine par Tidman

$$\mathbf{E}=\left[\frac{VODg}{VODn}\right]^2 * \mathbf{RWS}$$

III.3.4-Indice de tirabilité

Cunningham (1987), [28] affirme que dans la plupart des cas le facteur de la roche (A) doit varier entre 8÷12. Ce facteur a été utilisé pour tenir compte de la nature des roches et de l'orientation des structures géologiques par rapport à la direction du tir. Il a été adapté par Cunningham en 1987 par référence à l'indice de tirabilité (blastiblity index) développé par Lilly (1986), [30] de la manière :

$$A= \mathbf{0.06\ (}RMD + JF + RDI + HF\mathbf{)}$$

Où :

- ✔ RMD : description de la masse rocheuse ;
- ✔ JF (JPS+JPO) : facteur d'espacement et d'orientation des joints (facteurs de joints) ;
- ✔ RDI : influence de la densité de la roche ;
- ✔ HF : facteur de la dureté de la roche ;

III.3.5-Consommation Spécifique

L'équation pour la consommation spécifique est :

$$qp = \frac{Qtr}{b*a*Hg}$$

Ou :

- q_p: consommation spécifique (Kg/m3)
- b : la Banquette (m)
- a : espacement entre deux trous (m)
- H_{gr}: hauteur du gradin (m)
- Q_{tr}: poids de la charge (kg)

III.3.6-Poids de la charge

L'équation pour le poids de la charge est :

$$\boldsymbol{Q_{tr}}\mathbf{=1000*PI*}D_{tr}^2\mathbf{*}L_{ch}\mathbf{*}\ P_s$$

Ou :

- D_{tr}: diamètre du trou (m)
- L_{ch}: longueur de la charge (m)
- Ps : densité de l'explosif (m)

III.3.7-Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram

Les étapes de fonctionnement du programme sont :

1. L'introduction des caractéristiques des roches étudiées (densité, module de Yong et la résistance à la compression).
2. L'introduction des paramètres des discontinuités du massif.
3. L'introduction des caractéristiques des explosifs utilisés pour l'abattage des roches étudiés.
4. L'introduction des valeurs de l'espacement, la banquette et le coefficient de disposition du plan de tir.
5. Le programme fait le calcul des pourcentages des différentes catégories des fragments (fines, moyennes et hors gabarits)
6. Les résultats seront obtenus sous forme d'un graphe dont il sera interprété.

III.3.8. Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres Méthode de longfors :

Les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir par la méthode soviétique dans le carrière est présente dans le (**Tableau IV.3)**. Le résultat d'évaluation est présenté dans le tableau ci-après :

Tableau III.5 : la répartition des roches abattu par le tir de la méthode longfors.

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	**3.1**
Roches moyennes	**95.3**
Roches fines	**1.6**

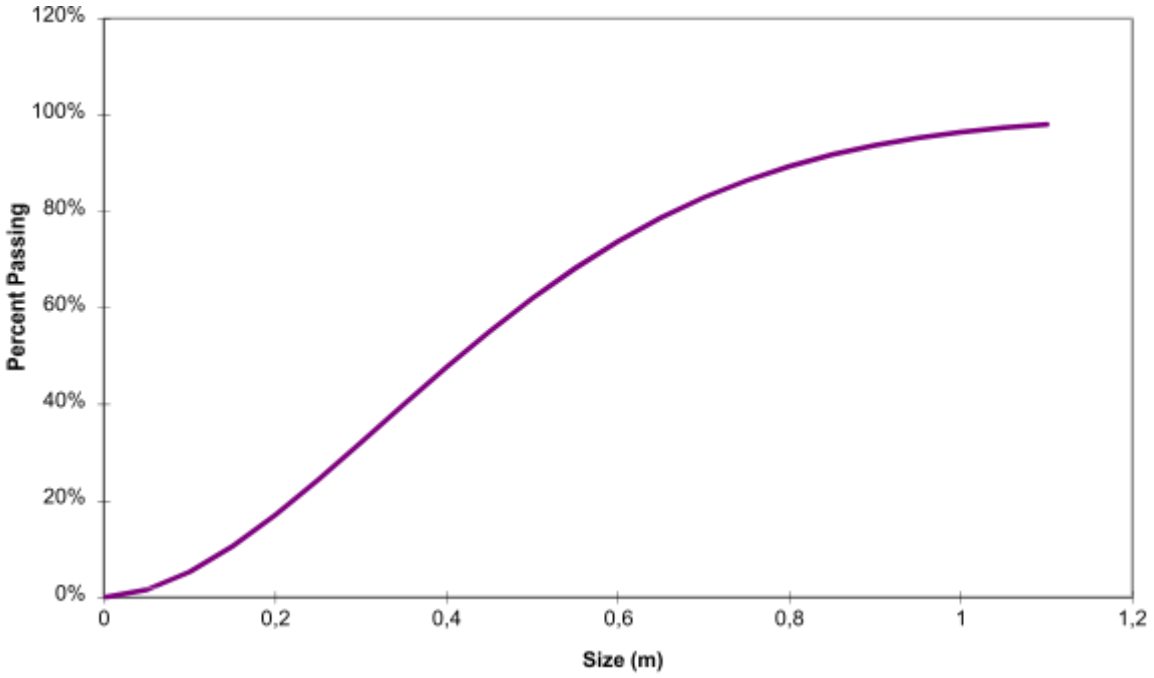


Figure III.25. : Courbe granulométrique des résultats de tir par la méthode longfors.

Plans correctif des paramètres de longfors :

La correction a été visé à la consommation spécifique à l'explosif utilise dans la charge de la colonne, dont nous avons changé la consommation de telle sort de faire une amélioration à la fragmentation (diminution des fragments hors gabarit, et fines).

Pour une consommation de 0.28 nous avons obtenue les résultats suivant :

Tableau IV.6 : la répartition des roches abattu pour une consommation de 0.28.

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	**2.3**
Roches moyennes	**96**
Roches fines	**1.7**

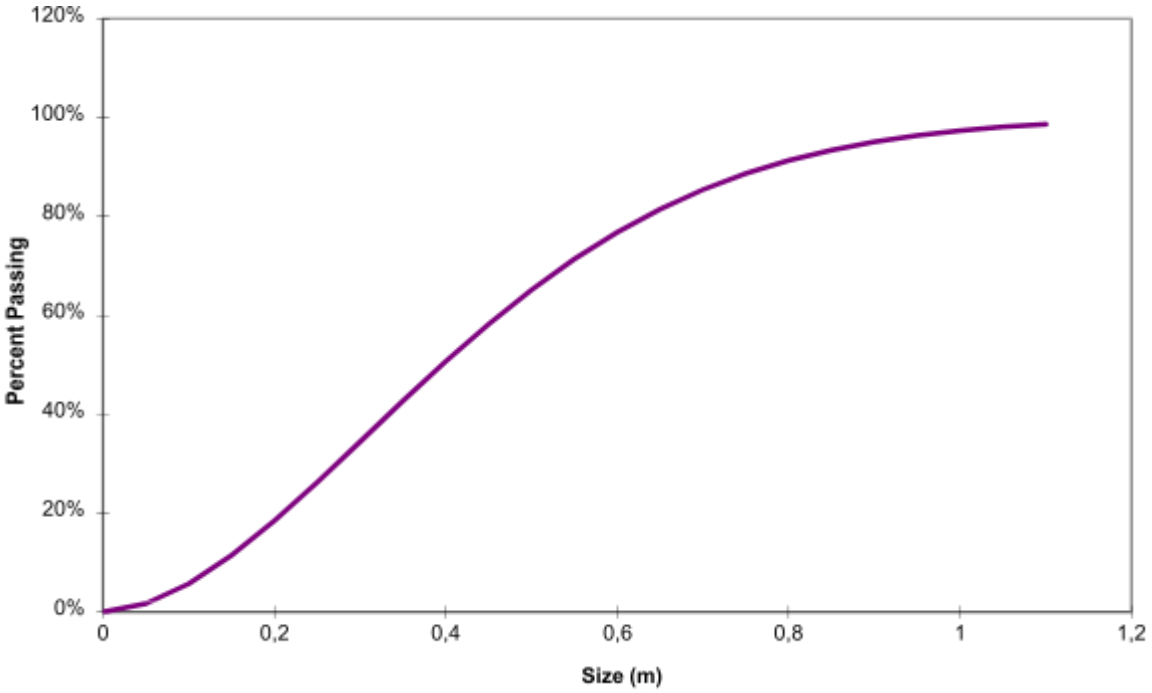


Figure III.26. : Courbe granulométrique des résultats pour une diamètre de trou de 110 mm

III.4. Modèle de Langefors

Langefors a bâti sa méthode après de nombreuses observations sur le terrain à savoir :

- Les trous sont surforés sur une longueur de 0,3V, V étant la banquette au sens abattage, c'est à dire l'épaisseur de la tranche abattue ente la première ligne de trous et le front, ou entre deux lignes des trous ;
- La charge de pied s'étend sur une longueur de 1,3V ;
- La hauteur de bourrage est égale à la banquette V ;
- La charge de colonne occupe la place restante dans le trou.

Les notions sont celles du schéma ci-dessous***:***

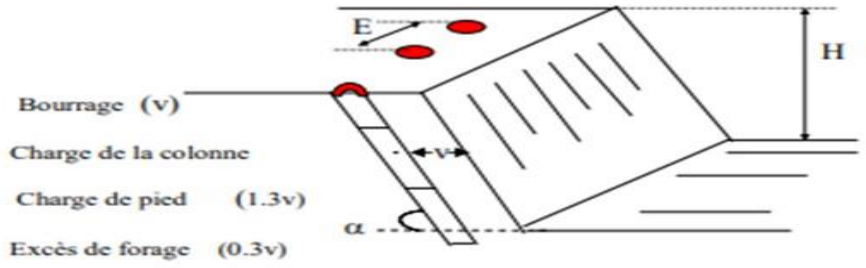


Figure 3.4 - Données géométriques intervenant dans la méthode de Langefors.

H: hauteur du gradin, m
E: espacement entre les trous, m
V: banquette (tranche à abattre), m
α: Inclinaison du trou

Figure III.27 : Données géométrique intervenant dans la méthode de langfoes

Langefors raisonne alors ainsi :

F : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou

Sp : coefficient de puissance pratique de la charge de pied « strength »

E : espacement des trous, m

V : banquette, m.

R : résistance au tirage (rock constant) La quantité entre crochets est voisine de C =R+0.04 pour les valeurs de V usuelles quelques mètres).

Langefors égale ensuite les relations précédentes pour obtenir la banquette maximale possible :

$$V_{max} = \left(\frac{Q}{33.8}\right)\sqrt{\frac{p*Sp}{f*C*\frac{E}{V}}}$$

Il ne reste qu'à déterminer la charge linéaire de colonne, ou charge médiane, que Langefors fixe à 1/ 2.7 fois celle de pied : Lc= (Lp /2.7) *((1/f) *(Sp/Sc))

Le facteur de contrainte n'intervient pas pour la charge de colonne.

Les quantités d'explosif en pied et en colonne sont obtenues en faisant le produit des charges linéaires Lp et Lc par les longueurs chargées, celles-ci étant.

- 1.3V pour la charge de pied ;
- H/cos (✔) -2V pour la charge de colonne.[23]

Ces formules peuvent être assorties de quelques commentaires suivant les points suivants

III.4.1. Suivant les caractéristiques de la roche

Langefors résume toutes ces caractéristiques à l'application d'un seul paramètre R la résistance au tirage, sur la valeur de 0.2 à 1, et que sa valeur la plus courante est de 0,4 il

est donc dommage que Langefors n'ait pas été plus explicite sur les valeurs que pouvait prendre le paramètre R.

R : représentes-en quelques sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, plus R est grand, est plus il faudra resserrer la maille, la surface de la maille varie en fonction [23]

Conclusion

Ce chapitre montre qu'une réalisation d'un plan de tir, il faut d'abord connais les paramètres contrôlable et non contrôlable, qui influes sur les résultats d'abatage.
La bonne connaissance de ces paramètres de tir, signifie l'amélioration des résultats d'abattage pour atteindre les.

Chapitre IV

Partie Spéciale Calcul Des Paramètres De Forage Et De Tir Par La Méthode de Langforse

Chapitre IV: Partie Spéciale Calcul Des Paramètres De Forage Et De Tir Par La Méthode De Langfors

IV.1. INTRODUCTION

La conception d'un tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir. Avant d'entreprendre la conception, il faut :

a. Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts;

b. Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités);

c. Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture);

d. Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau;

e. Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations Riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et Poussières).

Ces cinq éléments recensés ci-dessus permettent de choisir, parmi les paramètres de base du tir

IV.2 Description de la zone d'étude :

Gradin niveaux: : Exploitation des réserves situées au-dessus du niveau 1135.
Ce niveau affecté par une famille de discontinuités : N175°35 °S

Ces discontinuités sont présentées par des joints de stratification dont :

- la distance entre les joints est de 3m



Figure IV.1 : photo représentatif de niveau 1130

IV.3. Analyse des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière ENG

La foration : s'effectue aux moyens de sondeuses, de chariots, et de marteaux perforateurs, les diamètres de chariots, et de marteaux perforateurs, les diamètres des trous de foration sont respectivement de 160 mm, 80 mm et de 26 mm,

L'abattage : s'effectue à l'explosif par tir électrique avec un schéma et plan de tir**:**

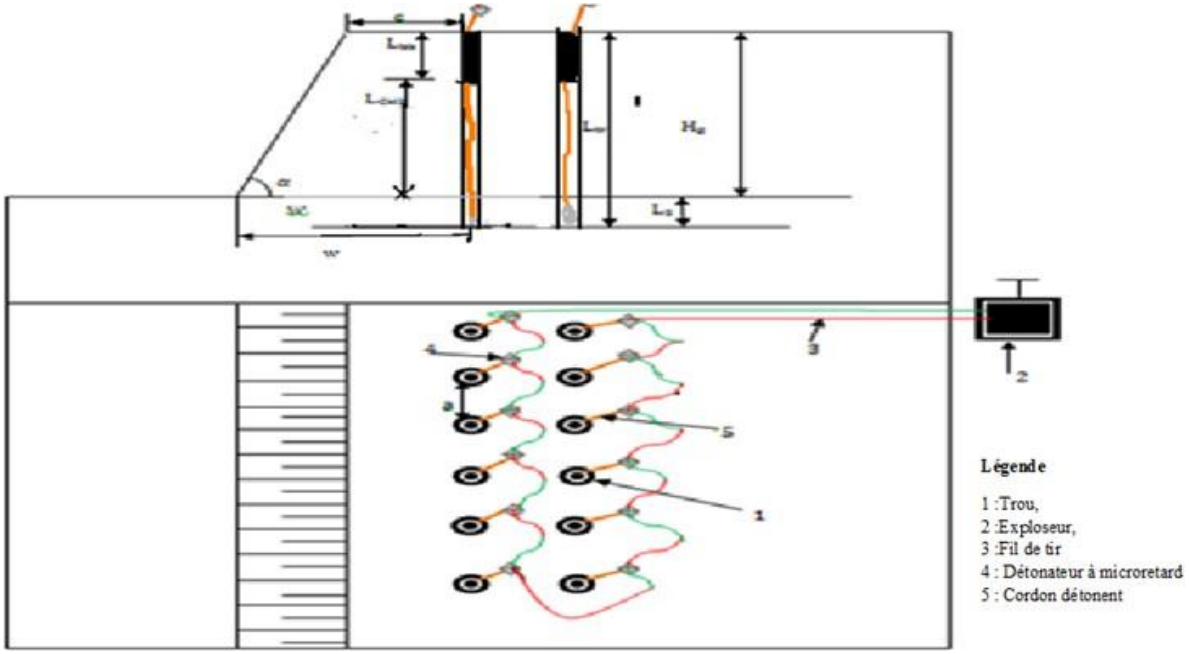


Figure IV.2 : Schéma de plan de tir

Légende :

L_b : Longueur de bourrage ; m

L_{ch} : Longueur de la charge ; m

L_S : Longueur de sous forage ; m

H_g : Hauteur de gradin ; m

W : Ligne de moindre résistance ; m

α : Angle de talus de gradin ;^{0}

a : Distance entre les trous ; m

Tableau IV.1 : Plan de tir actuel

Les paramètres	unité	valeurs
Hauteur du gradin	m	10
Inclinaison du gradin	degré	85
Diamètre du trou	mm	110
Longueur du trou	m	10.69
Longueur du sous forage	m	1.5
Longueur du bourrage finale	m	1.87
Longueur du bourrage intermédiaire	m	0.36
Ligne de moindre résistance	m	2.5
Volume abattu théorique	M^3	8333.4
Charge d'un trou	kg	8.82
Quantité globale des explosifs	kg	28.32
Charge instantanée ou unitaire	kg	3.21
Distance entre les trous	m	2.5
Longueur de rangée de tir	m	517.5
Nombre de trous		207
Nombre de rangées		2

Les explosifs utilisés pour le tir sont le Marmanite et le Milanit .



Figure IV.3: Une boule d'explosif type « Marmanit » de 2.5kg

- Sensibilisé au moyen d'un explosif brisant;
- Couleur grise;
- Aspect pulvérulent;
- Considéré comme un explosif de sûreté;
- Sensible à l'eau;
- Efficace dans les roches sèches de moyenne dureté;
- Utilisé dans les régions sèches. Il est adapté aux terrains à roches tendres ou de dureté moyenne.

- Le Milanit est ainsi un explosif caractérisé par :



Figure IV.4: Sac à deux couches emballe par explosif type « Milanit » de 20kg

- Couleur blanc rose ;
- Aspect pulvérulent ;
- Peu sensible aux actions mécaniques ;
- Considéré comme explosif de sûreté ;
- Très facile à manipuler ;

- Mauvaise résistance à l'eau ;
- Sa vitesse de détonation diminue avec la diminution du diamètre des trous ;
- Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des roches tendres et des travaux à ciel ouvert.

Remarque : Jusqu'à présent, les travaux sont basés sur ce type d'explosif (Milanit) a été recommandé part **L'ONEX** sans donner leur caractéristiques mécaniques (vitesse de détonation,…..) , c'est pour quoi on a basé dans notre étude sur l'anfomil

Le Schéma De Tir Représente Ci-Dessous

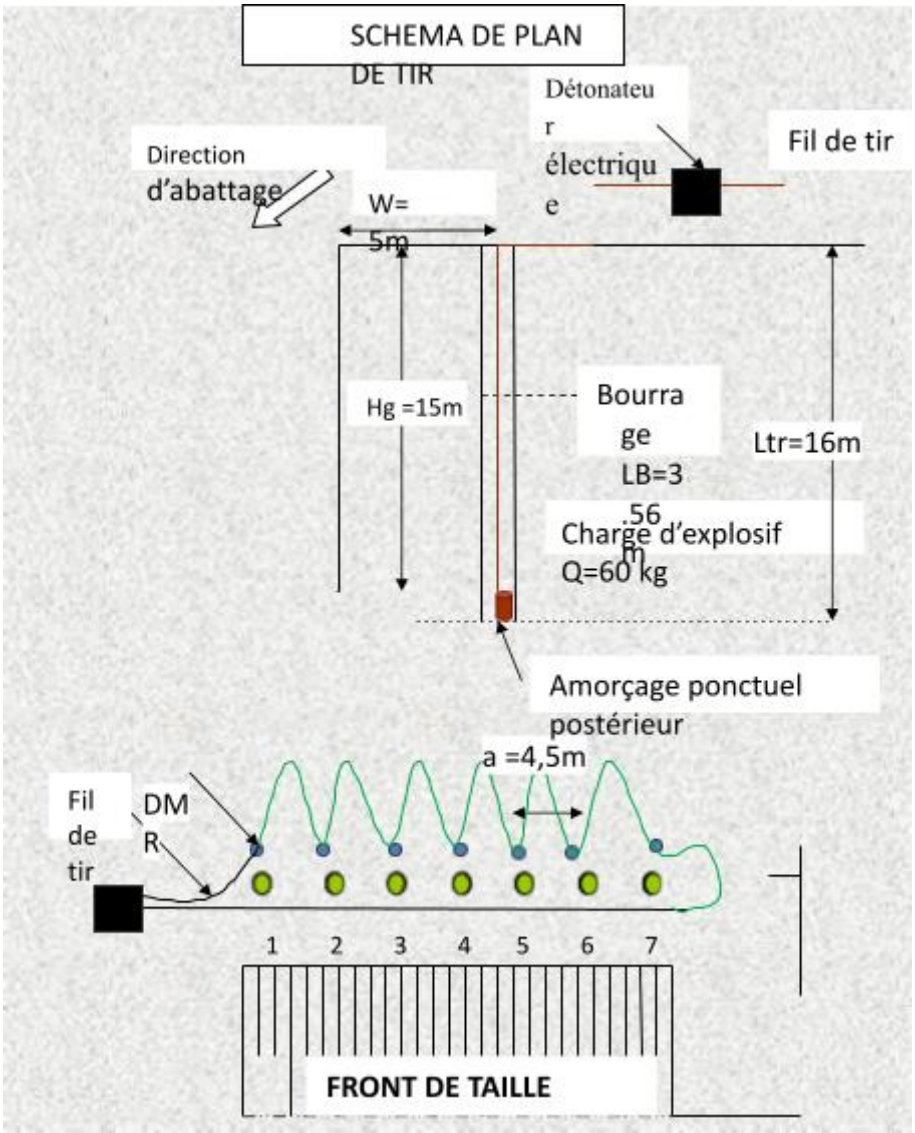


Figure IV.5. Schéma du Plan de tir.

IV. 4. Constatations après tir :

1/ effets arrière de tir

2/ Présence des horst gabarits superieur à $1m^3$ b/ projection du blocs

3/ Mauvais découpage au pied u gradin

IV.5. ANALYSE DE LA FRAGMENTATIONPAR LE MODEL DE KUZ-RAM

La distribution granulométrique est contrôlée par l'interaction de la propagation des fissures, de l'adhérence, de la liaison et de la propagation des ondes de choc avec certaines surfaces libres et les propriétés physiques de la matrice rocheuse. Cette interdépendance est très complète. C'est la première raison qui nous oblige à utiliser un modèle empirique pour prédire la distribution granulométrique. Ces règles empiriques ne sont pas très précises, mais elles sont toujours populaires et utiles, dans ce cas est utilisé le modèle Kuz-Ram (Kuznetsov, Cunningham, Lilly).

IV.6. Application du modèle de Kuz-Ram

Le principe de fonctionnement du modèle de Kuz-Ram a été détaillé dans le chapitre III. Dans cette section, nous allons procéder à son application pratique sur le cas réel de la carrière ADILA EL MA LABIOD, en utilisant deux jeux de paramètres : les paramètres actuellement en usage dans la mine, ainsi que des paramètres optimisés proposés à des fins comparatives

I.V.7. Les résultats seront présentés sous forme de graphiques et tableaux, puis interprétés

1/ Utilisation des paramètres actuels de la mine de ADILA EL MA LABIOD

2/ Utilisation des paramètres proposés pour la mine de ADILA EL MA LABIOD Données de base de du modèle de KUZ-RAM

1 / **Les dimensions admissibles des blocs :**

La granulométrie admissible de gros bloc après tir est limité par les dimensions de l'ouverture du concasseur Cu de la trémie b

Cu $\leq 0{,}8 \cdot b$, m où b = 1m

Alors Cu = 0,8 .1 ⟹ Cu = 0,8 m (over sise) surdimensionné

2 / Paramètres des fragments ciblés

Tableau IV.2 : les paramètres des fragments pour toutes les opérations

Paramètres de fragmentation Ciblés		
Sur-dimensionné	0,8	M
Optimum	0,4	M
Sous-dimensionné	0,01	M

IV8. Analyse de la fragmentation (paramètres actuels de la carrière ENG ou le diametre du trou est 110mm

Résultats de simulation

Paramètres de fragmentation ciblés		
Sur-dimensionné	0,8	m
Optimum	0,4	m
Sous-dimensionné	0,01	m

Fragmentation prévue		
ىىىىىى Pourcent sur-dimensionné	23,3%	m
Pourcent dans la gamme	76,6%	m
Pourcent sous-dimensionné	0,0%	m

Indice de tirabilité	9,468	
Taille moyenne du matériau	53	cm
Exposant d'uniformité	1,83	
Taille caractéristique	0,65	m

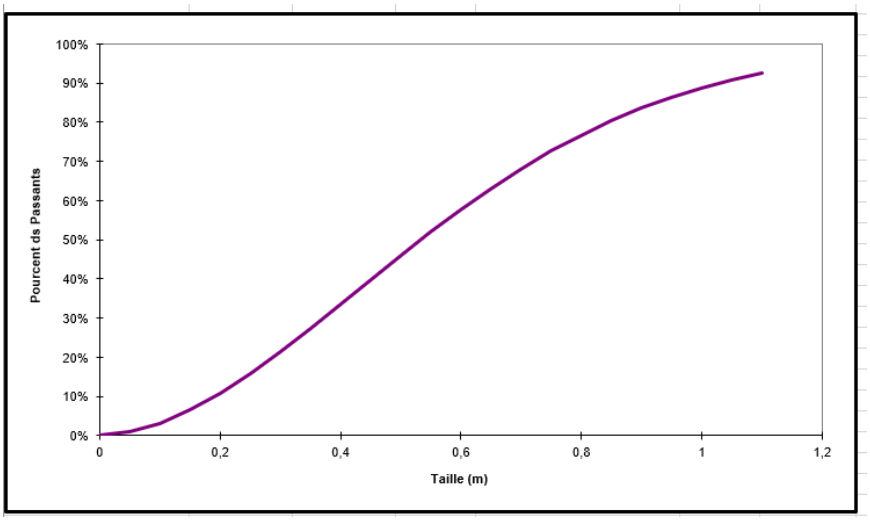


Figure IV.6. Distribution granulométrique des fragments

Interprétation des résultats

Les résultats de la fragmentation selon Kuz RAM obtenu pour les paramètres actuels de la carrière, indique :

- Pourcentage de fragments sur-dimensionnés : 23,3 %
- Pourcentage dans la gamme optimale : 76,6 %
- Pourcentage de sous-dimensionnés : 0,0 %

23,3 % de sur-dimensionnés (> 0,8 m) : Ce taux est **relativement élevé**.

Analyse de la fragmentation (paramètres calculés de la carrière ENG ou le diamètre du trou calculé selon les condition de la carrière est 89mm

Fragmentation prévue		
Pourcent sur-dimensionné	14,9%	m
Pourcent dans la gamme	84,7%	m
Pourcent sous-dimensionné	0,4%	m

Indice de tirabilité	9,468	
Taille moyenne du matériau	40	cm
Exposant d'uniformité	1,44	
Taille caractéristique	0,51	m

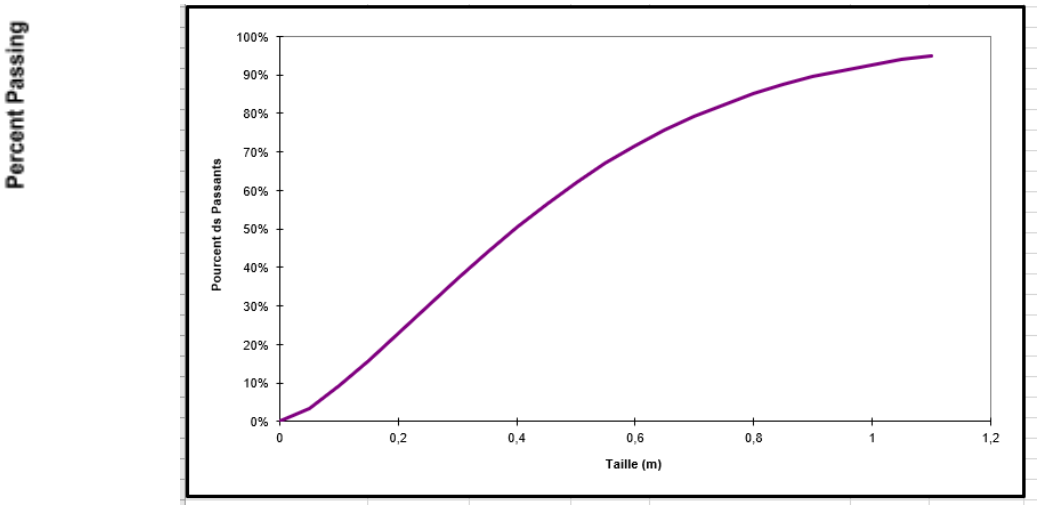


Figure III.7. : Courbe granulométrique des résultats pour diamètre du trou de 89mm

Interprétation de résultats

- Pourcentage de fragments sur-dimensionnés : 14,9%
- Pourcentage dans la gamme optimale : 84,7 %
- Pourcentage de sous-dimensionnés : 0,04 %
- Le tir analysé présente une fragmentation très satisfaisante**, avec** 84,7 % des fragments dans la plage optimale **et** seulement 14 % de blocs sur-dimensionnés**.** Fragmentation **plus uniforme et centrée sur l'optimum**, avec **seulement 14 %** de blocs trop gros.
- **Le** facteur de forme **n'est probablement** élevé**, ce qui reflète une** distribution étroite et bien contrôlée**.**
- **Le** tir est globalement bien dimensionné**, avec une majorité de blocs dans la plage souhaitée.**

Tableau IV.3 comparatif des deux cas de fragmentation

Paramètre	Premier cas (110)	Deuxième cas (Terrain, Ø 89 mm)
Diamètre des trous	110	**89 mm**
Sur-dimensionnés	23,3 %	**14,9 %**
Fragmentation optimale	76,6 %	**86 %**
Sous-dimensionnés	0 %	**0 ,4%**

IV.9. Recalcule des paramètres de tir (selon les dimensions des engins utilisé dans la carrière)

IV.9.1. Les données

Hauteur de gradin	Hg : 10 m.
Diamètre de trou	Dt : 110 mm.
Resistance a la compression	: 653 (kgf/cm^2).
Masse volumique	: 2.66 (tonne/m^3).
Dureté de la roche	: 6.6
Angle d'inclinaison de trou	: 85°.

Aptitude de travaille d'explosif étalon : 360.

Aptitude de travaille d'explosif utilisé : 320.

Densité de Marmanite	: 980 (kg/m^3).
Densité de Anfomil	: 950 (kg/m^3).
Volume de godet d'excavateur	: 1.5 m^3.
Volume de benne de camion	: 15 m^3.
Ouverture de concasseur	: 0.8m.



Figure IV.8 : Tir de la carrière Adila

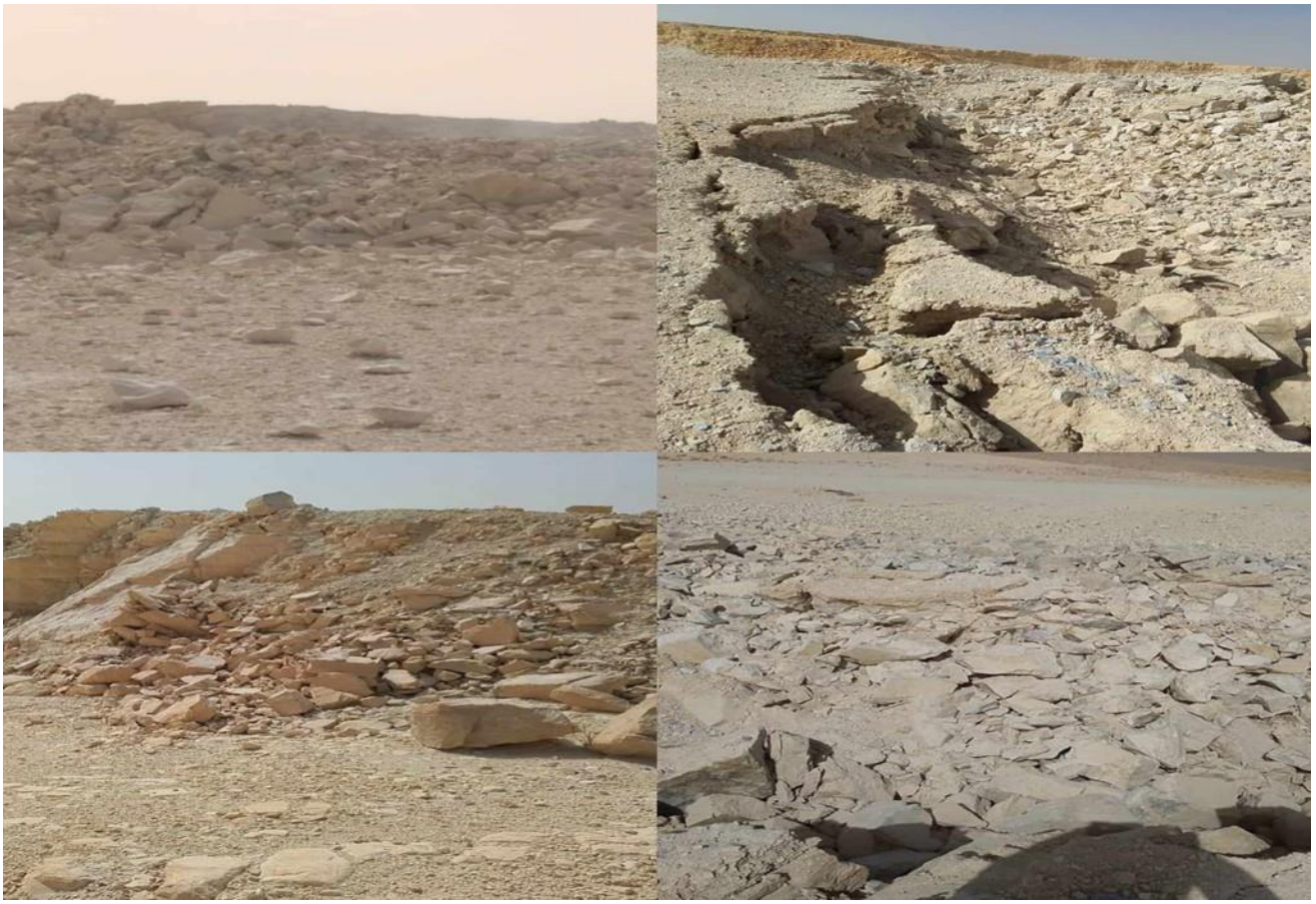


Figure IV.9 : Après le Tir de la carrière Adila

IV.9.2. Calcul des paramètres de tir

IV.9.2.1. Indice de forabilité

$$D_f = 0.007 \times (\boldsymbol{\delta}_c + \boldsymbol{\delta}_{depl}) + 0.7\gamma$$

- $\boldsymbol{\delta}_c$: la résistance à la compression = 653 (kgf/cm^2).
- $\boldsymbol{\delta}_{depl}$: la résistance à la déplacement (0.16÷0.33)$\boldsymbol{\delta}_c$
  La dureté égale à (6.6) donc on prend $\boldsymbol{\delta}_{depl}$ = 0.22* 653=143.66 (kgf/cm^2).
- γ : la masse volumique de la roche = 2.66 (tonne/m^3).

$$D_f = 0.007 \times (653 + 143.66) + 0.7 * 2.66$$

$$\boxed{D_f = 7.44}$$

Donc la forabilité est facile.

IV.9.2.2. La longueur de sous forage

L'excès de forage sert à créer un plat forme favorable pour les engine de chargement et de transport mais leur rôle majeur est l'augmentation de la fragmentation sur le pied de gradin.

$$L_{sf} = (5 \div 10)\ , (m).$$

- D_t : diamètre de trou = 0.065 m.

$$\boldsymbol{L_{sf} = 10 * 1.1 += 1.1\ \mathrm{m}}$$

La longueur de trou

C'est la longueur de trou calculer d'après la hauteur de gradin et la longueur d'excès de forage. Elle est déterminée par :

$$Lt = Hg / \sin(\beta) + Lsf \quad (m)$$

- Hg : hauteur de gradin : 10 m.
- β : angle d'inclinaison de trou : 85°
- L_{sf} : longueur de sous forage : 1.1 m

$$\mathbf{Lt = 10 / \sin(85°) + 0.65}$$

$$L_t = 10.69\ (m)$$

IV.9.2.3. La consommation spécifique étalon

C'est la consommation spécifique théorique qui détermine la classification des roches et ainsi que la fiabilité des roches.

$$q_{et} = 0.02(\boldsymbol{\delta}_c + \boldsymbol{\delta}_{tr} + \boldsymbol{\delta}_{depl}) + 2\gamma, (g/cm^3).$$

Tableau IV.4 : Classification des roches selon la fiabilité.

Tirabilité	q_{et}, g/cm3	Classe	Catégorie
Facile	<10	I	1,2,3,4,5
Moyenne	10.1÷20	II	6,7,8,9,10
Difficile	**20.1÷30**	**III**	11,**12**,13,14,15
Très difficile	30.1÷40	IV	16,17,18,19,20
Exclusivement difficile	40.1÷50	V	21,22,23,24,25

$$q_{et} = 0.02(\boldsymbol{\delta}_c + \boldsymbol{\delta}_{tr} + \boldsymbol{\delta}_{depl}) + 2\gamma, (g/m^3).$$

- $\boldsymbol{\delta}_c$: la résistance à la compression = 653 (kgf/cm^2).
- $\boldsymbol{\delta}_{depl}$: la résistance à la déplacement (0.16÷0.33)$\boldsymbol{\delta}_c$ = 143.66 (kgf/cm^2).
- $\boldsymbol{\delta}_{tr}$: résistance à la traction (0.08÷0.12)$\boldsymbol{\delta}_c$ = $\boldsymbol{\delta}_c$/9.32 = 70.06 (kgf/cm^2).
- γ : la masse volumique de la roche = 2.66 (tonne/m^3).

$$q_{et} = 0.02(653 + 70.06 + 143.66) + 2 * 2.66$$

$$q_{et} = 22.65\ (g/m^3).$$

La fiabilité de cette roche est difficile (Class III catégorie 12)

IV.9.2.4. La consommation spécifique

Se représente la consommation spécifique de projet qui est calculer selon la consommation spécifique étalon avec des coefficients à considérer.
La consommation spécifique de projet est donnée comme suite :

qp = qet × kex × kf × kd × kc × kr (kg/m³)

qet : La consommation spécifique étalon : 22.65

kex : coefficient tenant compte de la conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la mine

A_{et} **:** aptitude de travail de l'explosif étalon (A_{et}= 360 cm³/10g).
A_u **:** aptitude de travail de l'explosif utilisé (A_u=320 cm³/10g).

kex = Aet / Au

kex = Aet / Au = 360 / 320 = 1.13

- k_f : coefficient tenant compte de l'influence de la fissuration du massif.

$$k_f = 1.2\ l_m + 0.2$$

- l_m : dimension moyenne de bloc en massif = 1m

$$k_f = 1.2 * 1 + 0.2 = 1.4$$

- **kd** : coefficient tenant compte du degré de la fragmentation demandée.
  C = 0.173√E
  C = 0.173√1.5 = 0.19

kd = 0.5 / C = 0.5 / 0.19 = 2.63

- k_c : coefficient tenant compte du degré de concentration de la charge (forme de la charge dans le massif).

Tableau IV.5 : Coefficient tenant compte du degré de concentration selon le diamètre de trou

Tirabilité	D < 100 mm	D = 100 mm	D > 100 mm
Facile	k_c= 0.95÷1.0	k_c= 1.0	k_c= 1.05÷1.1
Moyenne	k_c= 0.85÷0.9	k_c= 1.0	k_c= 1.2÷1.25
Difficile	k_c= 0.7÷0.8	k_c= 1.0	k_c= 1.35÷1.4

- **kc** = 0.8
- **kr** : coefficient qui tient compte de l'influence du volume.

$$\mathbf{kr} = \sqrt{(3 \times \mathbf{Hg} / 15)} \quad \text{si } \mathbf{Hg} \geq \mathbf{15}$$

$$k_r = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}} \; si \; Hg \leq 15$$

$$k_r = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}} \text{ puisque } Hg \leq 15$$

Donc : $k_r = \sqrt[3]{\frac{15}{10}} = 1.15$

- k_{sd} : coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées.

Tableau IV.6 : Coefficient □□□ selon le nombre des surfaces libre.

Nombre des surface libre	Coefficient k_{sd}
01	10
02	**8**
03	6
04	4
05	2
06	1

Depuis l'entreprise le nombre des surfaces libre est : deux (2) surfaces libres $k_{sd} = 8$

Donc

$$q_p = 0.02265 \times 1.13 \times 1.4 \times 2.63 \times 0.8 \times 1.15 \times 8$$

$$\boxed{q_p = 0.694 \text{ (kg/m}^3\text{)}}$$

IV.9.2.5. La Charge métrique (*P*)

C'est la quantité d'explosif dans un 1m longueur par rapport au diamètre de trou.

$$\mathbf{P = (\pi \times Dt^2 / 4) \times \Delta \quad (Kg/m)}$$

- D_t : diamètre de trou = 110 (mm).
- Δ : densité moyenne d'explosif =

$\Delta = (980 \times 63 + 950 \times 37) / 100 = 968.9 \text{ kg/m}^3$

$$\boxed{P = 3.21 \text{(kg/m)}.}$$

IV.9.2.6. La ligne de moindre résistance (w)

On donne le nom de la ligne de moindre résistance, la distance entre le trou et la surface libre du gradin, ou la distance entre le centre de trou et le perpendiculaire au front de taille. Il

est donné comme suite :

- **Pour les trous verticaux :**

$$w = \sqrt{(0.56 \times P^2 + (4 \times m \times qp \times Hg \times P \times Lt) / (2 \times m \times qp \times Hg))} - 0.75 \quad (m)$$

- Pour les trous inclinés.

$$w = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q_p \times Hg \times P \times L_t -}}{2 \times m \times q_p \times Hg}, (m).$$

- m : coefficient de rapprochement de trou en fonction de la dureté (*f*).
  Il est donné : $m = 1.66 - 0.066f = 1.22$ (m).
- P : la charge métrique : 3.21 (kg/m).
- Hg : hauteur de gradin : 10 m.
- L_t : longueur de trou : 10.69 m.

L'entreprise utilise des trous de mine inclinai donc

$$w = \frac{\sqrt{3.21^2 + 4 \times 1.22 \times 0.694 \times 10 \times 3.21 \times 10.68 - 3.21}}{2 \times 1.22 \times 0.694 \times 10}$$

$$\boxed{w = 1.83 \text{ m}}$$

IV.9.2.7. Espacement entre trous de mine (a)

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

$$a = m \times w\ , (m).$$

- m : coefficient de rapprochement de trou en fonction de la dureté (*f*) = 1.22.
- w : La ligne de moindre résistance = 1.89 (m).

$$a = 1.22 \times 1.83 \text{ (m)}$$

$$\boxed{a = 2.23 \text{ (m)}}$$

IV.9.2.8. Distance entre deux rangés (*b*)

La distance entre les rangées de trou (*b*) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin.

Il y a deux cas de distinction :

- **Le cas n°1 :** L'utilisation des tirs instantané ou tout la charge explosive doit être détoner à la fois dans ce cas la distance entre deux rangées est donnée :

$$b = a\ , (m).$$

- **Le cas n°2 :** L'utilisation des tirs avec des détonateur a microretard (DMR) ou les charge d'explosif doit être décaler la distance entre deux rangées est données :

$$b = w\ , (m).$$

Pour voir une bonne fragmentation il est conseillé d'utiliser des tirs avec des détonateur a microretard (DMR) ou les charge d'explosif doit être décaler la distance entre deux rangées est données :

$$b = w\ , (m).$$

$$\boxed{b = 1.83 \text{ (m)}}$$

IV.9.2.9. Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou})

Elle est déterminée à partir de la consommation spécifique de projet ainsi que le volume de bloc à abattre par un seul trou de mine il est utilisé pour déterminer la longueur de charge et elle données :

- Pour la première rangée :

$$Q_{trou} = q_p \times a \times \mathrm{w} \times \ , (Kg).$$

- Pour le reste des rangées :

$$Q_{trou} = q_p \times a \times b \times Hg \ , (Kg).$$

On a $\mathrm{w} = b$ donc :

$$Q_{trou} = 0.694 \times 2.23 \times 1.83 \times 10$$

$$\boxed{Q_{trou} = 28.32 \ (\mathrm{Kg})}$$

IV.9.2.10. La longueur de charge (L_{ch})

C'est le rapport entre la quantité d'explosif dans un trou sur la charge métrique.

Lch = Qtrou / P (m)

- Q_{trou} : quantité d'explosif dans un trou = 28.32 (Kg) ;
- P : la charge métrique d'explosif = 3.21 (Kg/m).

Lch = 28.32 / 3.21 = 8.82 m

$$\boxed{L_{ch} = 8.82 \ (\mathrm{m})}$$

IV.9.2.11. c'est la différence entre la longueur de trou et la longueur de charge donc :

$$L_b = L_t - L_{ch} \ , (m).$$

- L_t : longueur de trou : 10.69 (m).
- L_{ch} : longueur de charge : 8.8 (m).

$$L_b = 10.69 - 8.82$$

$$\boxed{L_b = 1.87 \ (\mathrm{m})}$$

IV.9.2.12. La longueur de bourrage de bouchon (L_{bb})

Elle est donnée comme suite

$$L_{bb} = (20 \div 30) \times \ , (m).$$

- D_t : diamètre de trou de mine : 65 mm

$$L_{bb} = 23.3 \times 0.065$$

$$\boxed{L_{bb} = 1.51 \text{ (m)}}$$

IV.9.2.13. La longueur de bourrage intermédiaire (L_{bint})

$$L_{bint} = L_b - L_{bb}\ , (m)$$

$$L_{bint} = 1.87 - 1.51$$

$$\boxed{L_{bint} = 0.36\ (\text{m})}$$

IV.9.2.14. Le volume de bloc à abattre (V_b)

Le volume de bloc égale à la production annuelle divisée par le nombre d'intervalle de tir par le nombre des mois ou des semaines.

Vb = Pa / (Nm × Nint) (m³)

- P_a : production annuelle projeté : 100 000 (m³)
- N_m : nombre des moi ouvrable par an (12 mois) ;
- N_{int} : nombre des tirs par mois (1 tir/moi) ;

Vb = 100 000 / (12 × 1) = 8 333.33 m³

$$\boxed{V_b = 8\ 333.4\ (\text{m}^3)}$$

IV.9.2.15. Le volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr})

Il est donné :

$$V_{tr} = a \times \text{w} \times\ , (m^3).$$

- a : espacement entre les trous : (m) ;
- w : la ligne de moindre résistance : (m) ;
- Hg : hauteur de gradin : 10 (m).

$$V_{tr} = 2.23 \times 1.83 \times 10$$

$$\boxed{V_{tr} = 40.81(\text{m}^3)}$$

IV.9.2.16. Le nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}).

C'est le nombre total des trous forés, le rapport de la section de bloc devisé par l'espacement entre les trous ainsi qu'entre les rangés, donné par la formule suivante :

Ntr = Vb / Vtr (trous)

- V_b : largeur d'enlevure :8333.4 (m) ;
- V_{tr} : longueur de bloc à abattre : 20.67 (m) ;

Ntr = 8 333.4 / 40.81 = 204 trous

$$\boxed{N_{tr} = 204.2 \approx 207\ (\text{trou})}$$

Pour un schéma de tir avec (3) rangés on prend le nombre des trou (207) pour avoir (69) trou pour chaque rangé.

IV.9.2.17. Recalcule de volume de bloc réel (V_{breel})

Après le calcul de nombre des trous de mine il faut corriger le volume de bloc pour voir le volume réel de bloc abattue

$$V_{breel} = V_{tr} \times \ , (\mathrm{m}^3)$$

$$V_{breel} = 40.81 \times 207$$

$$\boxed{V_{breel} = 8\ 447.67\ (\mathrm{m}^3)}$$

IV.9.2.18. Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot})

C'est la quantité d'explosif utilisé pour abattre le bloc, elle est donnée :

$$Q_{tot} = N_{tr} \times Q_{trou}\ , (Kg).$$

- N_{tr} : nombre des trous dans un bloc : 405 trous.
- Q_{trou} : quantité d'explosif dans un trou de mine : 28.32 (Kg).

$$Q_{tot} = 207 \times 28.32$$

$$\boxed{Q_{tot} = 5\ 862.24\ (\mathrm{kg})}$$

IV.9.2.19. Longueur total foré

C'est la longueur d'un trou multiplié par le nombre des trous total, elle est donnée :

$$L_{tf} = N_{tr} \times L_t\ , (m).$$

- N_{tr} : nombre des trous dans un bloc : 405 trous ;
- L_t : longueur de trou : 10.69 (m) :

$$L_{tf} = 207 \times 10.69$$

$$\boxed{L_{tf} = 2\ 212.83\ (\mathrm{m})}$$

IV.9.2.20. Rayon de sécurité

Le rayon entre l'emplacement d'explosif et la zone qui n'est pas influe par l'explosif (les ondes sismiques et la projection des roches il y a deux cas :

- Tir à micro retard :

- **Rs = 29 × √(Qtot / N)**

- Tir instantané :on trouve :

Rs = 25 × √Qtot

Dans notre cas, il est préférable d'utiliser des tirs à micro-retard. Donc :

Rs = 29 × √(Qtot / N)

- N : nombre des détonations : 13 détonations ;
- Q_{tot} : longueur de trou : 12891.15 (kg) :

$$Rs = 29\sqrt{\frac{5\ 862.24}{13}}$$

$$\boxed{Rs = 615.82\ (\text{m})}$$

IV.9.2.21. La section de bloc à abattre (S_b).

La section de bloc abattue est donnée par la formule suivante :

Sb = Vb / Hg (m²)

- V_b : volume de bloc à abattre : 8 333.4 (m^3) ;
- Hg : hauteur de gradin : 10 (m).

Sb = Vb / Hg (m²)

$$\boxed{S_b = 833.34\ (\text{m}^2)}$$

IV.9.2.22. La largeur d'enlevure (A)

Elle est donnée par la formule suivante :

A = w + b × (n − 1) (m)

- **w** : ligne de moindre résistance = 1.83 m
- **b** : distance entre deux rangées = 1.83 m
- **n** : nombre de rangées supposé = 3

A = 1.83 + 1.83 × (3 − 1)
A = 1.83 + 1.83 × 2 = 5.49 m

$$\boxed{A = 5.49\ (\text{m})}$$

IV.9.2.23. La Longueur de bloc à abattre (L_{bloc})

Langueur de bloc est simplement le rapport de la section de bloc sur la largeur d'enlevure donc elle est donnée :

Lbloc = Sb / A (m)

- S_b : section de bloc abattu : 833.34 (m²) ;
- A : largeur d'enlevure : 3.9 (m).

Lbloc = 833.34 / 5.49 = 151.76 m

$$\boxed{L_{bloc} = 151.79\ (\text{m})}$$

IV.9.3. Vérification de compatibilité des engins utilisé par l'entreprise

Après le calcul des paramètres de tir on a trouvé que la consommation spécifique de projet est très élevée (0.694 kg/m^3) ; d'après notre visite et selon l'étude de vérification et vue le tau élevé des blocs hors-gabarit, on a remarqué que le volume de godet de la chargeuse est trop petit par rapport aux dimensions des engins de transport.

Vue, les paramètre des travaux de forage et de tir qui sont dépendants ; donc on va essayer de modifier le volume de godet afin d'améliorer la qualité d'abattage et en parallèle de réduire les coûts liés à ce dernier.

IV.9.3.1. Vérification de compatibilité de volume de godet

- **Vérification de compatibilité**

Le volume de godet est lié directement avec la capacité de benne de camion pour un flow de travail rentable et optimal pour les deux engins.

Dans les conditio n optimal la capacité de benne de camion doit être charger par (4 à 6) cycle de chargeuse :

La relation est donnée par :

$$E = G / (4 \div 6) \quad (m^3)$$

Donc :

$$E = 15 / (4 \div 6) = 2.5 \text{ à } 3.75\ m^3$$

G : capacité de benne de camion : 15 m^3.
E : volume de godet de pelle de chargement : 1.5 m^3.

$$\frac{G}{E} = \frac{15}{1.5} = 10 \gg 6$$

Donc la relation n'est pas vérifiée, comme conclusion on trouve que le volume de godet n'est pas compatible avec la capacité de benne du camion.

- **Recalcule de volume de godet**

On peut le calculer d'après la capacité de benne de camion pour avoir un volume du godet correspondant.

E = G / (4 ÷ 6)

$$E = 3.48\ (\mathrm{m}^2)$$

On a remarqué que la carrière contient deux chargeuses Caterpillar (966 F), de capacité de godet de 3.5 m^3.

- **Le rendement de la chargeuse**

Le rendement de la chargeuse dans un post est de

$$\mathbf{Pp} = \frac{E \times 3\,600 \times kr \times ku \times tp}{kf \times tc}$$

Pp = (3.5 × 3600 × 0.95 × 0.875 × 8) / (1.35 × 45) = 1379.25 m^3

$$P_p = 1379.25\ \mathrm{m}^3$$

On suggère de remplacer les pelles hydrauliques par une chargeuse qui est capable d'assurer un production postière de la société, pour diminuer les pertes de temps pondent le chargement.

IV.9.4. Recalcule des paramètres de tir correspondant au nouveau volume de godet

IV.9.4.1. Diamètre de trou (Dt)

$$Dt = 0.32C\ (\mathrm{mm})$$

$$C = 0.17\sqrt[3]{E} = 0.26\ (\mathrm{m})$$

$$Dt = 83.2\ (\mathrm{mm})$$

L'entreprise ADILA ENG possède une sondeuse capable de forer des trous avec le diamètre de ***Dt*** = 89 mm.

IV.9.4.2. Longueur de sous forage (L_{sf})

$$L_{sf} = 10 * 0.089$$

$$L_{sf} = 0.89(\mathrm{m})$$

IV.9.4.3. Longueur de trou (Lt)

Lt = 10 / sin(85°) + 0.89
Lt = 10.07 + 0.89 = 10.93 m

$$L_t = 10.93 \text{ (m)}$$

IV.9.4.3. Consommation spécifique d'explosif (q_p)

$$q_p = q_{et} \times k_{ex} \times k_f \times k_d \times k_c \times k_r \times \ , (kg/m^3).$$

Où

- qet = 22.65 g/m³ = 0.02265 kg/m³
- kex = 1.13
- kf = 1.4
- kd = 0.5 / 0.26 = 1.92
- kc = 0.8
- kr = 1.15
- ksd = 8

$$q_p = 0.506 \ (kg/m^3)$$

IV.9.4.4. La Charge métrique (*P*)

$$\mathbf{P} = (\pi \times D^2 / 4) \times \Delta \quad (kg/m)$$

P = (π × (0.0892)² / 4) × 968.9 = 6.05 kg/m

$$P = 6.02 \text{ (kg/m)}$$

IV.9.4.5. La ligne de moindre résistance (w)

w = √[(6.022 + 4 × 1.22 × 0.506 × 10 × 6.02 × 10.93) / (2 × 1.22 × 0.506 × 10)] − 6.02

$$w = 2.81 \text{ (m)}$$

IV.9.4.6. Espacement entre trous de mine (a)

$$a = 1.22 \times 2.81 \text{ (m)}$$

$$a = 3.43 \text{ (m)}$$

IV.9.4.7. Distance entre deux rangés (b)

$$b = w \text{ , } (m).$$

$$b = 2.81 \text{ (m)}$$

IV.9.4.8. Quantité d'explosif dans un trou (Q_{trou})

$$Q_{trou} = 0.506 \times 3.43 \times 2.81 \times 10$$

$$Q_{trou} = 48.77 \text{ (Kg)}$$

IV.9.4.9. La longueur de charge (L_{ch})

Lch = Qtrou / P (m)

Lch = 48.77 / 6.02 = **8.1 m**

$$L_{ch} = 8.1 \text{ (m)}$$

IV.9.4.10. La longueur de bourrage (L_b)

$$L_b = 10.93 - 8.1$$

$$L_b = 2.82 \text{ (m)}$$

IV.9.4.11. La longueur de bourrage de bouchon (L_{bb})

$$L_{bb} = 23.3 \times 0.089$$

$$L_{bb} = 2.07 \text{ (m)}$$

IV.9.4.12. La longueur de bourrage intermédiaire (L_{bint})

$$L_{bint} = L_b - L_{bb}\ , (m)$$

$$L_{bint} = 2.81 - 2.07$$

$$\boxed{L_{bint} = 0.75(\mathrm{m})}$$

IV.9.4.13. Volume de bloc à abattre (V_b)

$$\boxed{V_b = 8\ 333.4\ (\mathrm{m}^3)}$$

IV.9.4.14. Le volume abattu par un seul trou de mine (V_{tr})

$$V_{tr} = 3.43 \times 2.81 \times 10$$

$$\boxed{V_{tr} = 96.38\ (\mathrm{m}^3)}$$

IV.9.4.15. Le nombre des trous de mine dans un bloc (N_{tr}).

Ntr = Vb / Vtr

Ntr = 8 333.4 / 96.38 = **86.46 trous**

$$\boxed{N_{tr} = 86.46 \approx 87\ (\mathrm{trou})}$$

On utilise un schéma de tir par 3 rangés : on prend 87 trous pour avoir 29 trous par rangé.

IV.9.4.16. Recalcule de volume de bloc réel (V_{breel})

$$V_{breel} = 96.38 \times 87$$

$$\boxed{V_{breel} = 8\ 3857.06\ (\mathrm{m}^3)}$$

IV.9.4.17. Quantité d'explosif totale dans un bloc (Q_{tot})

$$Q_{tot} = 87 \times 48.77$$

$$\boxed{Q_{tot} = 4\ 242.99\ (\mathrm{kg})}$$

IV.9.4.18. Longueur total foré

$$L_{tf} = 87 \times 10.93$$

$$\boxed{L_{tf} = 950.91 \text{ (m)}}$$

IV.9.4.19. Rayon de sécurité

Rs = 29 × √(Qtot / N)

Rs = 29 × √(4242.99 / 13)

$$\boxed{Rs = 523.91 \text{ (m)}}$$

IV.9.4.20. La section de bloc à abattre (S_b)

Sb = Vb / Hg (m²)

Sb = 8 333.4 / 10 = **833.34 m²**

$$\boxed{S_b = 833.34 \text{ (m}^2\text{)}}$$

IV.9.4.21. La largeur d'enlevure (A)

$$A = 2.81 \times (3)$$

$$\boxed{A = 8.43 \text{ (m)}}$$

IV.9.4.22. La Longueur de bloc à abattre (L_{bloc})

Lbloc = Sb / A (m)

Lbloc = 833.34 / 8.43 = **98.85 m**

$$\boxed{L_{bloc} = 98.85 \text{ (m)}}$$

IV.10. Tableau récapitulatif des paramètres de tire utilisés, calculés et recommandés

Tableau IV.7 : comparaison entre les paramètres de tir utilisé dans la carrière, calculé et celle recommandé.

Paramètre		Utilisés par l'entreprise	Paramètres calculés	Paramètres recommandés
Hauteur de gradin (m)	***Hg***	10	10	10
Diamètre de trou (mm)	***Dt***	**110**	**110**	**89**
Longueur de sous forage (m)	L	**0.90**	**1.5**	**1.5**
Longueur de trou (m)	L_t	**10. 90**	**10.69**	**10.93**
Consommation spécifique (kg/m³)	q_p	**0.430**	**0.694**	**0.506**
La charge métrique (kg/m)	P	**3.21**	**3.21**	**6.02**
La ligne de moindre résistance (m)	w	**2.5**	**2.5**	**2.5**
Espace entre les trous (m)	a	**3**	**2.5**	**2.5**
Espace entre les rangés (m)	b	**2.5**	**1.83**	**2.81**
Quantité d'explosif dans un trou (kg)	***Q***	**32**	**28.32**	**48.77**
Longueur de charge (m)	L	**7.89**	**8.82**	**8.1**
Longueur de bourrage (m)	L_b	**2.5**	**1.87**	**2.82**
Volume de bloc à abattre (m³)	V_b		8 333.4	
Le volume abattu d'un seul trou de mine (m³)	V	**75**	**40.81**	**96.38**
Nombre des trous de mine (trou)	N	**112**	**207**	**87**
Quantité d'explosif total (kg)	***Q***	**3 584.00**	**5 862.24**	**4242.99**
Longueur total foré (m)	L	**1 163.68**	**2 212.83**	**950.61**
Largeur d'enlevure (m)	A	**7.5**	**5.49**	**8.43**
Rayon de sécurité (m)	Rs	**481.51**	**615.82**	**523.91**

IV.10.1. Interprétation des résultats

D'après le (tableau IV.5), on peut remarquer qu'après le changement du volume de godet : (E = 1.5 m^3) par : (E = 3.5 m^3) ; et afin d'utiliser les paramètres correspondants au volume de godet recommandé, l'entreprise doit changer en premier lieu le diamètre de forage : (D_t = 110 mm) par : (D_t = 89 mm).

Comme résultat on peut tirer les points suivants :

- La longueur de sous forage (L_{sf} = 0.89 m) au lieu de (L_{sf} = 1.1 m) ;
- Longueur de trou (L_t = 10.93 m) au lieu de (L_t = 10.90 m) ;
- La charge métrique de (P = 6.02 kg/m) au lieu de (P = 3.21 kg/m) ;
- La ligne de moindre résistance et la distance entre les rangés ($w = b$ = 2.83 m) au lieu de ($w = b$ = 2.5 m) ;
- L'espacement entre les trous (a = 3.43 m) au lieu de (a = 3 m) ;
- Consommation spécifique d'explosif (q_p = 0.506 kg/m^3) au lieu de (q_p = 0.430 kg/m^3);
- Le volume de bloc abattu par un seul trou de mine (V_{tr} = 96.38 m^3) au lieu de (V_{tr} = 75 m^3) ;
- Nombre de trous (N_{tr} = 87 trous) au lieu de (N_{tr} = 112 trous) ;
- Quantité totale d'explosif (Q_{tot} = 4 242.99 kg) au lieu de (Q_{tot} = 3 584.00 kg) ;
- La longueur totale forée (L_{tf} = 950.61 m) au lieu de (L_{tf} = 1 163.68 m) ;
- Le rayon de sécurité (Rs = 523.91 m) au lieu de (Rs = 481.51 m).

IV.10.2. Choix d'un schéma de tire

IV.10.2.1. Dimensionnent du schéma de tir

Les paramètres calculés d'après le volume de godet nous donnent des nouvelles dimensions de la maille d'abattage, ils sont donnés comme suites :

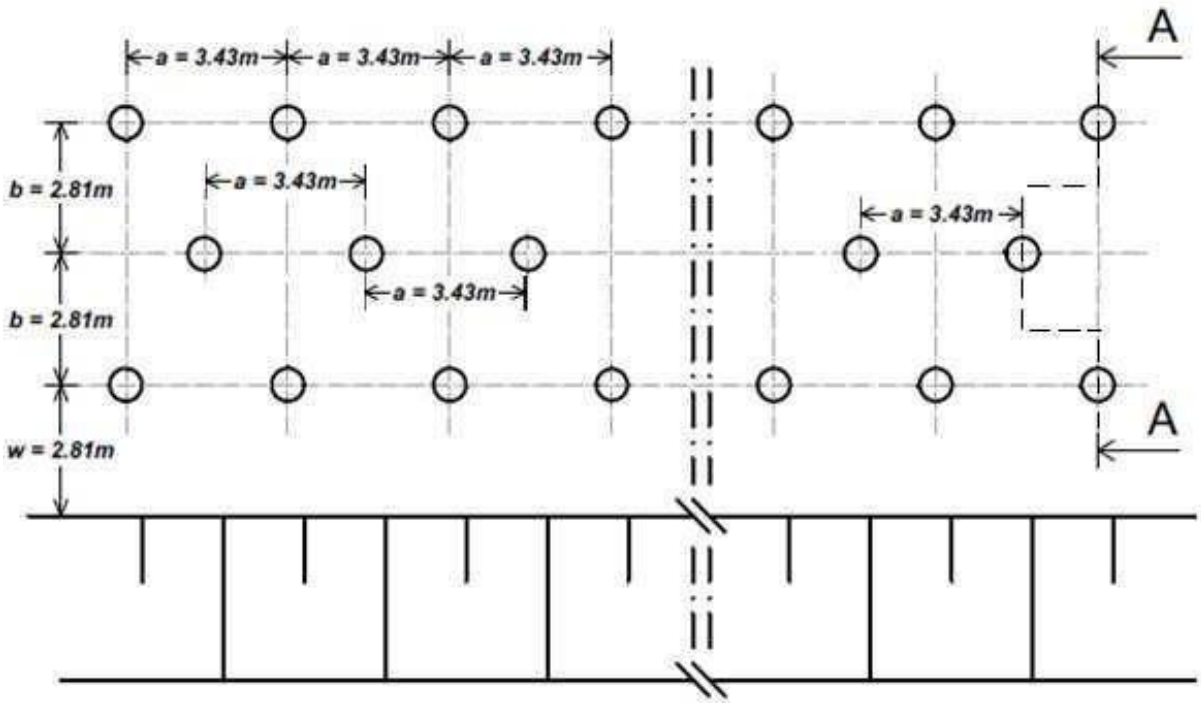


Figure IV.10 : vue de dimensionnement des trous de mine.

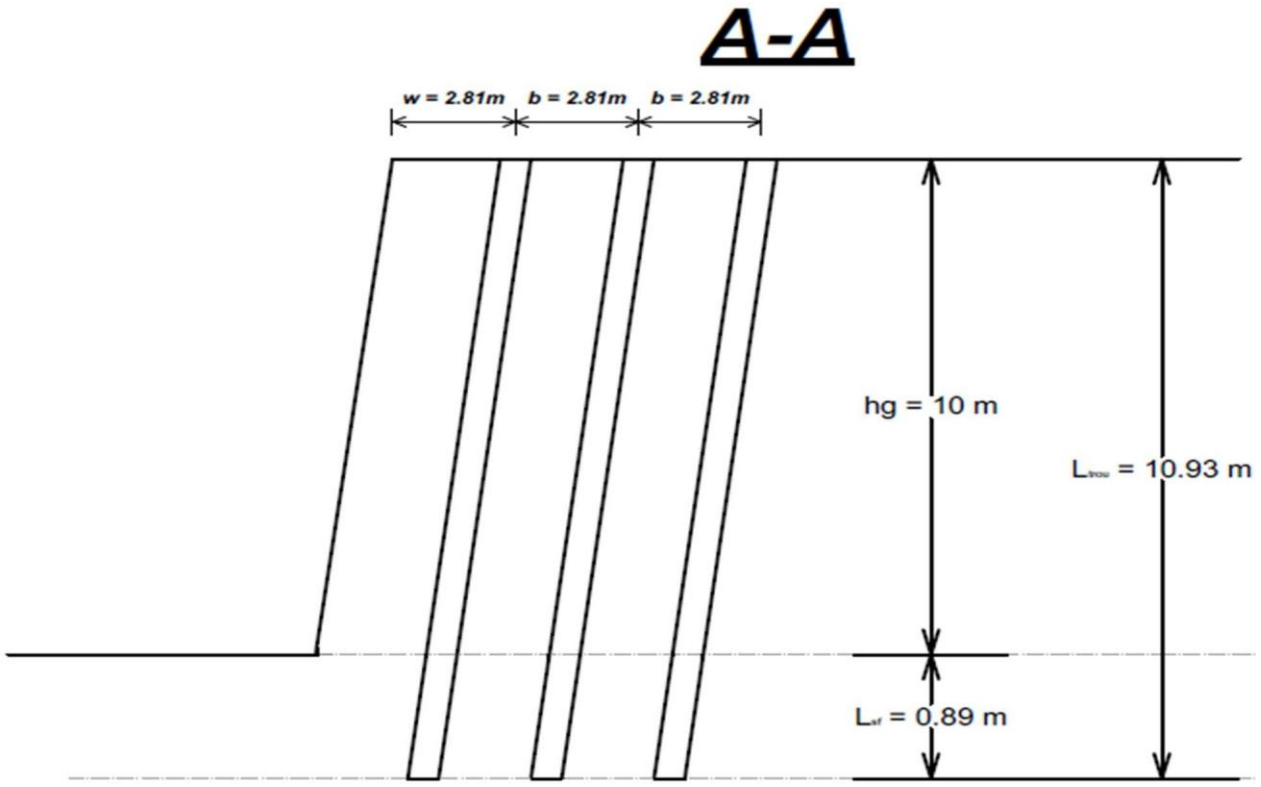


Figure IV.11 : coupe horizontal ***A-A***.

IV.10.2.2. Schéma d'amorçage des charges explosifs

Le choix d'un schéma de tire joue un rôle essentiel pour l'augmentation de la qualité de fragmentation dans la dernière phase de l'opération de tir (la mise à feu du l'explosif) ;

Il est connu que l'augmentation de la qualité de la fragmentation est liée avec la présence des surfaces libre, dans chaque séquence de tire donc il est préférable de choisir un schéma d'amorçage donnant la valeur maximum de surface libre moyenne.

L'entreprise utilise un schéma de tir par rangé successive, qui est limité par les surface libre donné après le tir de chaque rangé qui est fixe au deux (2) surface libre par chaque trou, qui nous donne un surface libre moyenne de (2.1) pour tout le réseau.

On propose l'utilisation un schéma de tir a rangé successive avec le tir intervalle (voire **Figure IV.3**), qui nous donne une surface libre moyenne de (≈ 3).

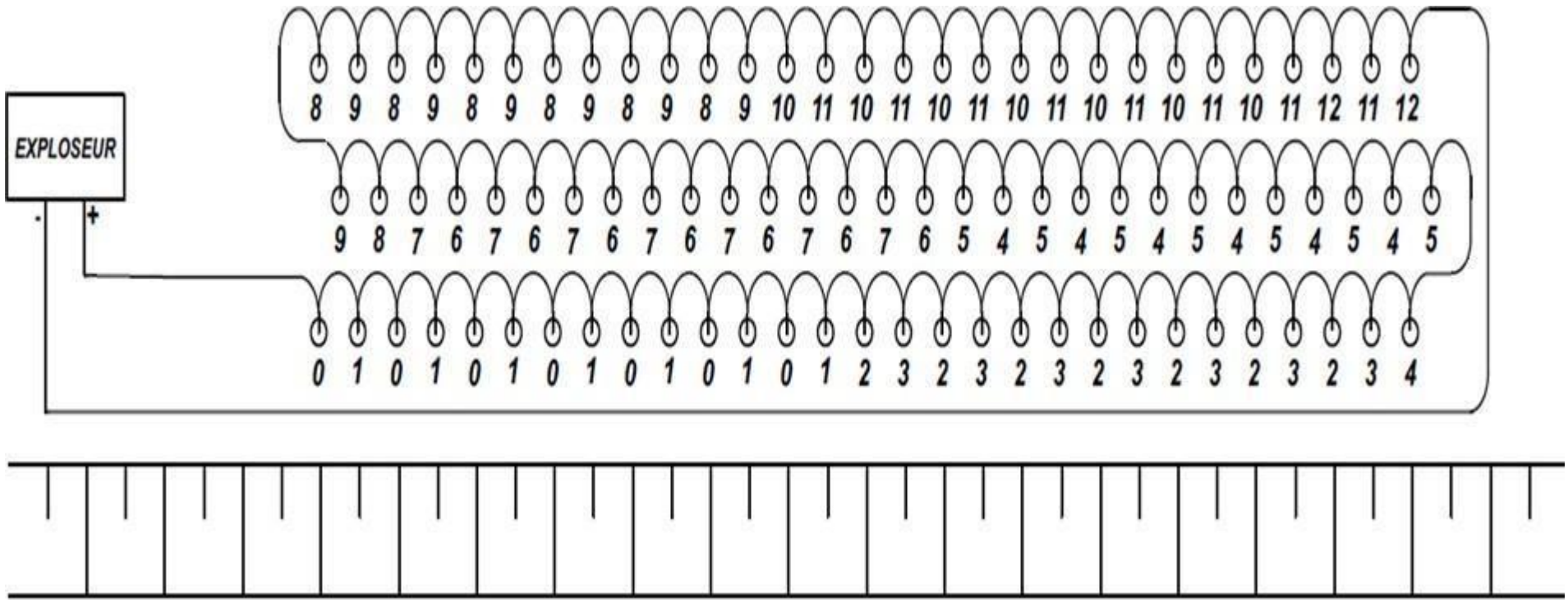


Figure IV.12: Schéma d'amorçage des charges à rangées successive avec le tir d'intervalle.

Conclusion :

Utilisation du trou de diamètre 89montre une fragmentation nettement plus performante**,** **avec** moins de sur-dimensionnés**, , et** une très bonne répartition autour de l'optimum**.**

Le tir analysé présente une fragmentation très satisfaisante**,** avec 86,7 % des fragments dans la plage optimale et **s**eulement 14,9 % de blocs sur-dimensionnés**.**
Le **modèle Kuz–Ram** est respecté, les paramètres de forage (diamètre de 89 mm, charge, espacement) semblent bien adaptés aux conditions géomécaniques de la carrière.
Ces résultats garantissent une efficacité opérationnelle acceptable**, avec** peu de pertes, et une bonne rentabilité globale du tir.

Conclusion générale

Conclusion générale et recommandation

L'abattage des roches à l'explosif, est une opération technologique très importante dans l'opération d'extraction pendant l'exploitation des mines ou bien des carrières, la maitrise de cette opération est déterminée par un ensemble de facteurs techniques, géologiques et miniers. La technique d'abattage à l'explosif reste une méthode compétitive par rapport aux autres méthodes (qui nous permet de faire dabattre une grande quantité des roches à la fois).

La réalisation d'un plan de tir a pour objet la distribution uniforme de l'énergie mécanique de l'explosion dans le massif rocheux pour obtenir une bonne qualité d'abattage, mais la conception du plan de tir doit être réalisée suivant les règles de l'art minier, aussi prendre en considération des autres facteurs qui influent sur les paramètres d'un plan de tir.

L'énergie de l'explosion doit être uniformément distribuée pour assurer une fragmentation Uniforme. Cela demande :

- Un diamètre de trou propre aux objectifs du tir et des conditions d'abattage ;
- Un angle de trou de forage correspondant aux conditions de la face existante ;
- Une ligne de moindre résistance appropriée pour un espacement de trous donné ;
- Une implémentation précise de la conception.

Pour cette raison, l'optimisation du plan de rencontre des difficultés technologique, ainsi que les objectifs visés par l'étude.

Les contraintes rencontrées dans notre étude sont les suivants :

- La présence des habitants à proximité de la carrière environ de 1 500 m ;
- Le nombre de tir autorisé par mois (1 tir/moi), la quantité et la disponibilité du type d'explosif utilisé ;
- Les engagements et les prévisions de la société, en production annuelle (770 000 T/AN) ;
- Les dimensions des engins de chargement, de transport et l'ouverture maximale de la station de concassage primaire ;
- Les diamètres des trous de mines utilisés, donc le type de taillant, et le rendement du chariot de foration.

Dans ce contexte, notre travail a pour objet de chercher le paramètre responsable de la médiocrité des résultats (présence des blocs hors gabarits), et essayer de résoudre ce problème, pour réaliser le meilleur plan de tir correspondant aux contraintes mentionner précédemment en gardant :

- La production annuelle ;
- Garantir une bonne fragmentation de la roche abattue ;
- Moins désordres de vibration et de bruit sur les riverains, les installations de préparation mécanique et, les bureaux d'administratifs de la société.

Notre approche d'optimisation du plan de tir est se fait comme suit :

- L'étude de l'abattage à l'explosif en générale, et le rassemblement du maximum des données relative à la géologie du terrain de site ;
- Présentation générale des méthodes de conception du plan de tir ;

- Élaboration des plans de tir avec la méthode Soviétique et enquêter le paramètre qui cause le problème (présence des hors gabarits) et le résoudre.

Pour l'optimisation de plan de tir qui est fait par la méthode soviétique pour avoir une qualité d'abattage élevé (chercher la correcte valeur de la consommation spécifique suffisent pour la
bonne destruction de la roche), ce qui signifie la diminution le taux de débitage secondaire, autrement dit la diminution des coûts de l'opération de débitage secondaire. Ainsi avec le changement de diamètre de trou le nombre diminue considérablement, cela signifie la diminution des coûts de l'opération de forage.

Recommandation

Apres l'étude on a vue qu'il est recommandé de changer les paramètres suivants :

- Changer les engins de chargement (les deux pelles hydrauliques par une des deux chargeuses actuellement disponibles à l'entreprise).
- Changer le diamètre de trou pour avoir une consommation spécifique et quantité d'explosif correspondant au nouveau volume de godet.
- Changé le schéma d'initiation des charge et l'implantation des DMR pour avoir une surface libre moyenne élevé.

Références bibliographiques

Bibliographie

- **[1] A. DEBBACHE** [2014], "RAPPORT GEOLOGIQUE ACTUALISE", réalisé par l'expert Minier

- **[2] Demdoum Abdeslam** [2010], "Etude hydrogéochimique et impact de la pollution sur les eaux de la région d'el Eulma", Mémoire présenté pour l'obtention du diplôme de doctorat d'état, Université Mentouri Constantine
-
- **[3] BELHADDED Hanen,** [2014], "Contribution à l'étude de la minéralisation polymétallique du gisement d'Ain Sedjra : Localisation et genèse (Wilaya de Sétif –Est Algérien)", mémoire Magister en géologie appliquée, Université de Sétif 1 Institut d'Architecture Et des Sciences de la Terre.

- **[4] A. DEBBACHE** [2019], " plan d'exploitation previsionnel", réalisé par l'expert minier

- **[5] BERDOUDI Said,** [2010], "ETUDE DE LA MECANIQUE DE TIR DES ROCHES PAR UTILISATION DES MODELES REDUITS DANS LES CONDITIONS ALGERRIENNES"mémoire doctorat en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.

- **[6] MENACER Kamel,** [2011], " Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA)", mémoire magister en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.

- **[7] Capello**, analyse tectonique et minage appliqués à la production d'enrochement, Revue de l'industrie minérale « mines et carrières ».

- **[8] NEFIS Mouloud**, [2010], " modèle d'un plan de tir ", mémoire magister en mines, Université Badji Mokhtar Annaba.

- **[9] Cécile COULOMBEZ**, [2007], "Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats". <Hal-00595332> ; *MINES PARIS.*

- **[10] "Engineering Geology Field Manual"** [2012]**,** second édition, VOLUME II, Blast design, page223.

- **[11] Persson Per-Anders, Holmberg R. and Lee Jaimin**, [1994], "Rock Blasting and Explosives Engineering", chapitre6. Principles of Charge Calculation For Surface Blasting, Press.

- **[12] LOUNIS Fatah,** [2007], "Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (Tissemsilt)", mémoire d'ingénieur d'état en génie minier, Ecole nationale polytechnique.

- **[13]"*Formations NITRO-BICKFORD*",** Utilisation des explosifs industriels, Chapitre IV, Séquences de mise à feu (Mise en œuvre/sécurité), Page112-113.

- **[14] Ash R.L., Konya C.J. and Rollins R.R**. (1986), Enhancement Effects from Simultaneously Fired Explosive Charges, Trans. Soc. Nin. Eng. A. 1.M.E. Vol .244, pp.427-435.

- **[15] E.Hoeck & J.W.Bray, Rock slope Engineering, mine Ashby**; (1974) pages 279.

- **[16] Cours de l'Ecole des Mines de Douai,** Abattage des roches, Elaboration et mise en oeuvre du plan de tir, Conception et analyse du plan de tir.

- **[17] V. KOVALENKO, N. AMBARTSOUMIAN & K.M LAHMER**, (1986) "EXPLOITATION DES CARIERE" page 96.

- **[18] CHAIN RABAH et BOUHEDJA AHCENE**,[2012] **"**GUIDE POUR L'ELABORATION DES PROJETS DE COURS : EXPLOITATION A CIEL OUVERT**" (université d'Annaba).**

[19]. ALIOUCHE Mohamed, «Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement Etude de cas dans l'Est Algérien (Les gisements de Djebel Salah, Région de Constantine) », Mémoire de magister en géologie, Constantine, 2008.

[20]. SAADOUNE. Abderrezak, « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar -M'sila-», Diplôme de Magister en Mines Université Badji Mokhtar Annaba, 2012.

[21]. D. Salah et B. Islam, « L'optimisation d'un plan de tir de gisement de calcaire -Ain Kbira- » Mémoire de master, Université Abderrahmane Mira Bejaia, 2015.

[22]. LOUNIS.F, << Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de KefBatha».

[23]. GHARBLK, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire de fin d'études de l'ENP, 2007

[24]. BERDOUDI. Saïd, « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes», Thèse de Doctorat en Mines, UBM Annaba.

[25]. Abderrahmane. Neggazi, «Projet d'Exploitation de la colline Est du gisement de Dolomie-Calcaire à Elmaleh (Ain-Temouchent) », Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2010.

[26]. AMARI. Gherici, << Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbés)», Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2010.

[27]. Cunningham C.V.B, 1983 The Kuz-Ram model for prédiction of fragmentation from blasting. In Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 439_454, 1983.

[28]. Cunningham C.V.B, 1987 Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model: four years on. In Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 475_487.

[29]. Kuznetsov V.M, 1973 the mean diameter of fragments formed by blasting rock. In

Soviet Mining Science, volume 9 (2), pages 144 148, 1973.
[30]. Lilly P. 1986 an empirical method of assessing rock mass blastability. In Proc. Large Open Pit Mining Conference (AusIMM), pages 89_92, 198