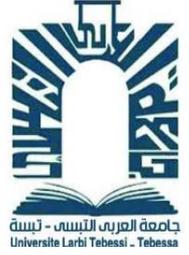




الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique Et Populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي – تبسة
Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
معهد المناجم
Institut 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

**Elaboration d'un plan de tir par la méthode de
Langefors – cas de la mine de boukhadra**

Par:

HEMAIZIA Youssouf
BENMEDAKHENE Bilel

Devant le jury :

MERAH Chafia	Président	M.C.B	Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
BOUTERFIF Leila	Encadrant	M.A.A	Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
SAADAoui Salah	Examineur	M.A.A	Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa

Année universitaire 2023/2024



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) بوجوسف الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم :

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 3...3.8.2.6.4.5.4. و الصادرة بتاريخ 6.6.2023...

المسجل بمعهد قسم المناجم والجيوتقنولوجيا

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

Elaboration d'un plan de titre par la méthode de Langens...

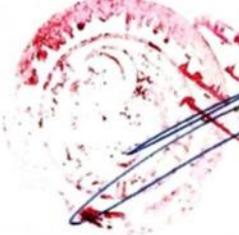
.....

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية والمنهجية ومعايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية

المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ:

إمضاء المعني (ة)



ممن رئيس المعهد
و مستوفى من
إمضاء السيدة
صوت إداري

9 جوان 2024



Année universitaire : 2023/2024

Tébessa le : 10 /06 /2024

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants:

1- HEMAIZIA Youssouf

2- BENMEDAKHENE Bilel

Niveau : 2 années MASTRE Option : Exploitation minière

Thème : **Elaboration d'un plan de tir par la méthode de Langefors – cas de la mine de boukhadra**

Nom et prénom de l'encadreur : BOUTERFIF Leila

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
<i>Cadre géologique et minière de la mine de BOUKHADRA</i>	
Etude bibliographique sur l'abattage à l'explosif	
Paramètres influençant la qualité de la fragmentation des roches	
Modèles de prédiction de résultat de tir	
Elaboration d'un plan de tir par la méthode de Langefors	

Remerciements

Nous remercions ALLAH qui nous a donné la volonté et nous a aidé

Afin d'achever ce travail

Nous remercions :

Mme BOUTERFIF leila : notre enseignant, qui a accepté d'encadrer ce travail,

Nous la remercions pour son soutien, ses conseils, ses orientations

Durant l'élaboration de ce travail et pour tous ses efforts et ses

Instructions durant toute notre formation.

Un remerciement spécial à :

Mme MERAH Chafia d'avoir accepté la tâche de présider notre jury de

Soutenance.

Un remerciement particulier à Mr SAADAoui Salah D'avoir accepter

D'examiner notre travail

Nous remercions vont également à tous les enseignants de

Département de mine et géologies.

Nous remercions également tous les responsables de l'entreprise de la

Mine de BOUKHADRA

Nous reconnaissance va à tous ceux qui nous aider de près ou de loin

Pour que cette œuvre soit achevée, qu'ils trouvent ici l'expression de nos

Gratitude.



Youssef et Bilel

Dédicace

Je dédie ce modeste travail

A ma mère et mon père et ma femme pour leurs sacrifices,

Soutien et encouragements,

A mes frères et mes sœurs,

A mes amis et mes camarades.



Youssef

الاهداء

أهدي هذا العمل المتواضع إلى والدي العزيزين، سائلا الله أن يجعلهما من أهل الجنة، وإلى إخوتي وأخواتي الذين ساندوني طوال هذا المشوار، وإلى أصدقائي وكل من كان لي عوناً."



بلال

Résumé

La qualité de la fragmentation des roches à l'explosif demeure une priorité et son amélioration continue est recherchée continuellement car elle influe grandement sur les indicateurs techniques et économiques des processus d'extraction.

Notre travail a pour objectif de proposer et d'élaborer un plan de tir qui tiendrait compte d'un trou du diamètre 110 mm calculé selon les conditions spécifiques géo-minières de la Mine de BOUKHADRA et incliné de 15° au lieu de 5° à 10° utilisé actuellement pour ce, il a été fait appel à la méthode de Langefors.

Vu la difficulté de valider le plan de tir obtenu par la méthode de Langefors sur terrain, nous avons proposé le modèle de Kuz-Ram comme un outil de validation

Mots-clés: plans de tir, Langefors, mine, kuz-Ram.

Abstract

The quality of rock fragmentation with explosives remains a priority, and its continuous improvement is constantly sought after as it greatly influences the technical and economic indicators of the extraction processes. Our work aims to propose and develop a blasting plan that takes into account a 110 mm diameter hole calculated according to the specific geo-mining conditions of the Boukhadra Mine, inclined at 15° instead of the 5° to 10° currently used for this purpose. The Langefors method was used for this. Due to the difficulty of validating the blasting plan obtained by the Langefors method on site, we proposed the Kuz-Ram model as a validation tool.

Keywords: shooting plan, mine, Langefors, kuz-Ram.

ملخص

تظل جودة تكسير الصخور بالمتفجرات أولوية ويتم السعي باستمرار لتحسينها لأنها تؤثر بشكل كبير على المؤشرات التقنية والاقتصادية لعمليات الاستخراج. يهدف عملنا إلى اقتراح ووضع خطة تفجير تأخذ في الاعتبار ثقوباً بقطر 110 مم محسوباً وفقاً للظروف الجيولوجية والتعدينية المحددة لمنجم بوخضرة ومائل بزاوية 15° بدلاً من 5° إلى 10° المستخدمة حالياً. لهذا، تم الاستعانة بطريقة لانجفورس. نظراً لصعوبة التحقق من صحة خطة التفجير التي تم الحصول عليها بواسطة طريقة لانجفورس في الميدان، فقد اقترحنا نموذج كوز-رام كأداة للتحقق.

الكلمات المفتاحية: خطة تفجير ، منجم ، لانجفور ، كيز رام

SOMMAIRE

Remerciements

Dédicaces

Résumé

Abstract

ملخص

Liste des tableaux

Liste des figures

Introduction générale

Chapitre I : Cadre géologique et minière de la mine de BOUKHADRA

INTRODUCTION	01
I. PRESENTATION DE LA MINE DE BOUKHADRA	01
I.1. Localisation géographique	01
I.2. Historique de la mine	02
II. BREF APERCU GEOLOGIQUE	04
II.1. Géologie du site	04
II.2. Stratigraphie du gisement de Boukhadra	07
II.2.1. Trias	07
II.2.2. Le Crétacé	07
II.2.4. Le Quaternaire	07
II.3. La tectonique	09
II.4. Hydrogéologie	10
II.5. Hydrologie	11
III. MINERALISATION	11
III.1. Nature du minerai exploité	11
III.2. Caractérisation de la minéralisation	11
IV. MORPHOLOGIE DU GISEMENT	12
V. LES RESERVES GEOLOGIQUE ET EXPLOITABLES	13
IV.1. Régime de travail	16
IV.2. L'ouverture appliquée au niveau de la mine à ciel ouvert de Boukhadra	16
IV.3. Foration	17
IV.4. Eléments du système d'exploitation à ciel ouvert	17
V. CHARGEMENT ET TRANSPORT	19
CONCLUSION	22

SOMMAIRE

Chapitre II : Etude bibliographique sur l'abattage à l'explosif

INTRODUCTION	23
I. LA THEORIE DU TRAVAIL A L'EXPLOSIF	23
II. TYPES D'EXPLOSIFS UTILISES DANS LES CARRIERES	24
III. TRAVAIL DE L'EXPLOSIF	25
V. CRITERES DE CHOIX D'EXPLOSIFS	26
VI. CONCEPTION DES PLANS DE TIR	27
VI.1. Processus technique de tir	27
VI.2. Type et poids et répartition de l'explosif	28
VI.3. Diamètre du trou	29
VI.4. La ligne de moindre résistance	30
VI.5. Espacements efficaces	32
VI.6. Excès de forage	32
VI.7. L'inclination du trou	32
VI.8. Le bourrage	32
VI.9. Initiation des explosifs et types d'amorçage	33
VI.10. Retards entre les trous successifs et la mise à feu de rangée	34
VII. MECANISMES DE LA FRAGMENTATION	34
VII.1. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux	34
VII.1.1. Zone de broyage	34
VII.1.2. Zone de fissuration radiale	35
VII.1.3. Zone sismique	36
VII.2. Effet des ondes réfléchies	36
VII.2.1. Fragmentation finale et mise en mouvement	36
VII.3. Effet de la présence d'une face libre	36
VII.4. Effet des gaz libérés	36
CONCLUSION	37

Chapitre III : Paramètres influençant la qualité de la fragmentation des roches

INTRODUCTION	38
I. LES PARAMETRES NON CONTROLABLES	38
I.1. Matrice rocheuse	38

SOMMAIRE

I.1.1. Propriétés structurales	38
I.1.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation	39
I.1.3. Propriétés mécaniques	41
I.1.4. Propriétés hydrauliques	41
II. VARIABLES CONTROLABLES	42
II.1. Paramètres liés aux trous	42
II.2. Paramètres liés au bourrage	49
II.3. Paramètres liés au plan de tir	50
II.4. Paramètres liés à l'explosif	52
CONCLUSION	59

Chapitre IV : Modèles de prédiction de résultat de tir

INTRODUCTION	60
I. SIMULATION DES TIRS	60
II. CLASSIFICATION DES MODELES DE CALCUL	62
II.1. Modèles algébriques	62
II.1.1. Modèles de comportement composite	63
II.1.2. Le modèle « Bedded Crack » et de code « Shale»	63
II.1.3. Modèle Nag-Frag	64
II.2. Modèles empiriques	64
II.2.1. Modèle Kuz-Ram	65
II.2.2. Modèle de LANGEFORS	67
II.3. Modèles physiques	67
II.4. Modèles mécaniques	68
II.4.1. Modèle Blasp	68
II.4.2. Modèle Frag	69
II.5. Autres modèles	70
II.5.1. Le modèle Dna-Blast	70
II.5.2. Le modèle proposé par Zou (1987)	71
II.5.3. Harries (1983)	72
II.5.4. Kleine (1988)	72
II.5.5. Ghosk (1990)	72
CONCLUSION	73

SOMMAIRE

Chapitre V : Elaboration d'un plan de tir par la méthode de LANGEFORS

INTRODUCTION	74
I. LA ZONE D'ETUDE	75
II. Analyse de résultats de tir	76
III. CALCUL DES PARAMETRES DE FORAGE ET DE TIR PAR LA METHODE DELANGEFORS	77
IV. CHOIX DU DIAMETRE DE TROU	78
IV.1. Calcul de diamètre de trou 'Dt'	78
IV.2. LES CARACTERISTIQUES DES EXPLOSIFS RETENUS	81
V. CALCUL DE PARAMETRES DE TIR PAR LA METHODE DE LANGEFORS	81
V.1. La règle de Langefors	81
V.1.1. La banquette théorique	81
V.1.2. Le coefficient d'énergie (S)	83
V.1.3. La charge linéaire (Lf)	83
V.1.3.1. La charge linéaire de MARMANIT III	83
V.1.3.2. La charge linéaire de L'ANFOMIL	84
V.1.3.3. La charge linéaire moyenne	84
V.1.4. Le coefficient d'inclinaison ' C '	84
V.1.5. Résistance de tirage ' R '	85
V.1.6. Rapport de maille 'E/B'	85
V.1.7. Constante de Lange fors (1,08)	85
V.2. Corrections sur la banquette théorique (banquette pratique)	86
V.3. L'espacement pratique entre les trous ' E'	88
V.4. La maille réelle	88
V.5. Sous foration 'Ls'	88
V.6. Le bourrage final	88
V.7. La longueur du trou de mine incliné	89
V.8. La répartition de la charge dans un trou de mine	89
V.8.1. La longueur de la charge du pied	89
V.8.2. La longueur de bourrage	89
V.8.3. La longueur de la charge de colonne	89
V.9. Calcul des charges	90
V.9.1. Charge de pied	90

SOMMAIRE

V.9.2. Calcul des charges de colonne	91
V.10. La quantité charge par trous	92
V.11. La consommation spécifique Q_s	92
V.12. Volume de la roche abattu par un trou	92
V.13. Volume des roches abattues par un tir	92
V.14. Nombre de trous nécessaire	93
V.15. Durée du micro retard	93
V.16. Hauteur du tas de roche abattu	93
VI. VALIDATION DU PLAN DE TIR PROPOSE PAR LE MODELE DE KUZ-RAM	96
VI.1. Données de base du modèle de kuz-Ram	96
VI.2. Les dimensions admissibles des blocs	96
VI.2.1. Paramètre des fragments ciblés	97
VI.3. Résultats de simulation	97
VI.4. Résultats et interprétation	100
VII. PARAMETRES DE SECURITE	102
VII.1. Les projections des roches	102
VII.1.1 Causes principales provoquant les projections des roches	102
VII.1.2. Comment éviter les projections	102
VII.1.3. Détermination de la distance de projection	103
VII.2. Les Vibrations	103
VIII. DETERMINATION LE RAYON DE LA ZONE DANGEREUSE (RD)	104
CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS	107

LISTE DE FIGURES

Chapitre I

Figure I.1 : Situation géographique de la mine de Boukhadra	02
Figure I.2 : Carte géologique de la région étudiée	04
Figure I.3 : Présentation du djebel Boukhadra Carte topographique	05
Figure I.4 : Présentation du djebel Boukhadra Carte géologique	06
Figure I.5 : Colonne stratigraphique synthétique de mont de la mine de Boukhadra	08
Figure I.6: Trois coupes transversales dans l'anticlinal de BOUKHADRA	09
Figure I.7 : Le gisement de Boukhadra et ses différents corps minéralisés	13
Figure I.8 : Représente l'état actuel de la mine à ciel ouvert	15
Figure I.9 : Plan d'ouverture de la mine de Boukhadra	16

Chapitre II

Figure II.1 : Propagation de l'onde de détonation	26
Figure II.2 : Diagramme de Harries et Mercer	28
Figure II.3 : Schéma du dispositif géométrique d'un tir	28
Figure II.4 : Schéma de disposition des trous	31
Figure II.5 : Schéma illustrant la disposition d'un trou dans un gradin	31
Figure II.6: Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4)	35

Chapitre III

Figure III.1 : Influence de structure de roches sur le tir	38
Figure III.2 : Influence d'une cavité non reconnues dans un massif sur le tir	39
Figure III.3 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités	39
Figure III.4 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al, 1995)	40
Figure III.5 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984)	40
Figure III.6: Effet du choix des retards sur le dégagement des rangées abattues	43
Figure III.7 : Déviation due aux discontinuités	44
Figure III.8 : Différence entre maille théorique et maille réelle	44
Figure III.9 : Conséquences de déviation des forages	45

LISTE DE FIGURES

Figure III.10 : Choix du couple diamètre - hauteur de front	46
Figure III.11 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	47
Figure III.12 : Représentation de l'excès de forage dans un gradin	48
Figure III.13 : Influence de la hauteur de bourrage sur la qualité de tir	49
Figure III.14 : Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert	51
Figure III.15 : Fragmentation en fonction de la consommation spécifique d'explosif (Selon Gustafsonn)	53
Figure III.16 : Influence du choix de délai entre les rangées sur la qualité de tir	54
Figure III.17: effet du choix des retards entre lignes sur le dégagement des rangées Abattues	55
Figure III.18 : Sens d'initiation d'une charge explosive	56
Figure III.19 : variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges	56
Figure III.20 : Les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues	57
Figure III.21 : Schéma des charges avec des intervalles vides	58

Chapitre IV

Figure IV.1 : Procédure et évaluation de la performance des tirs	61
Figure IV.2 : Comparaison du profil expérimental et calculé du massif fracturé par le logiciel Shale (d'après Adamsetal, 1983)	64
Figure IV.3 : fragmentation mesurée et calculée par la relation de Kuz-Ram dans le cas de calcaire fracturé (a) et du grès (b) (d'après Cunnigham, 1983)	66
Figure IV.4 : Schéma du fonctionnement du logiciel Blaspa (d'après Favreau, 1983)	69
Figure IV.5 : les effets attendus de tir	70
Figure IV.6 : Schéma du fonctionnement du logiciel Dna-Blast (d'après T Bernard)	71

LISTE DE FIGURES

Chapitre V

Figure V.1 : Zone d'étude niveau 1045	75
Figure V.2 : Gradin de niveau 1045	75
Figure V.3 : Représentation stéréographique de discontinuités	76
Figure V.4 : Effets de tirs	76
Figure V.5 : Schéma du dispositif géométrique d'un tir	77
Figure V.6 : Le diagramme d'évaluation de la zone favorable entre le diamètre de forage et la hauteur de gradin	80
Figure V.7 : Schéma représentatif des paramètres de Langefors	82
Figure V.8 : schéma de tir proposé	95
Figure V.9: Distribution blocométrique des fragments de roche selon les paramètres de tir calculés par la méthode de Langefors	98
Figure V.10 : Distribution blocométrique des fragments de roche selon les paramètres de tir existants dans la mine de BOUKHADRA	100
Figure V.11 : Distances de sécurité	106

LISTE DE TABLEAUX

Chapitre I

Tableau I.1 : composition chimique moyenne du minerai de Boukhadra	12
Tableau I.2 : Représente les réserves géologiques et exploitables (31/12/2018)	14
Tableau I.3 : Caractéristiques techniques de la sondeuse INGERSOLL-RANDT4BH	17
Tableau I.4 : Paramètres des travaux de forage et de tir (Mine Boukhadra le 08/02/2024)	19
Tableau I.5 : Les caractéristiques techniques de la chargeuse 990K	20

Chapitre II

Tableau II.1 : Résume les caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX	25
--	----

Chapitre V

Tableau V.1 : les familles de discontinuités dans le gradin 1045	76
Tableau V.2 : Coefficient de proportionnalité α en fonction de la dureté de la roche	78
Tableau V.3 : Les caractéristiques des explosifs retenus	81
Tableau V.4 : Valeurs du facteur de contrainte C en fonction de l'inclinaison des trous	85
Tableau V.5 : Les paramètres calculés d'après les formules de Langefors	85
Tableau V.6 : Erreur suivant le mode d'implantation de forage	86
Tableau V.7 : Les pourcentages moyens de déviation généralement observés dans diverses configurations	87
Tableau V.8 : Erreur suivant l'inclinaison de la foration	87
Tableau V.9 : Paramètres du plan de tir calculés par la méthode de Langefors	94
Tableau V.10 : Paramètres utilisés dans le modèle de Kuz-Ram pour l'estimation de la granulométrie	96
Tableau V.11 : paramètres de fragmentation ciblée	97
Tableau V.12: Fragmentation prévue.	97
Tableau V.13 : Pourcentage des passants en fonction des dimensions des tas de roches abattues du plan de tir calculé par la méthode Langefors.	98

Tableau V.14 : Fragmentation prévue.	99
Tableau V.15 : Pourcentage des passants selon le plan de tir existant dans la mine de BOUKHADRA.	99
Tableau V.16 : Comparaison des paramètres de tir calculés par la méthode Langefors et les paramètres existants dans la carrière.	101
Tableau V.17 : Représente le rayon de zone dangereuse en fonction de W_{cond}	104
Tableau V.18 : représente les valeurs de K_s en fonction les propriétés du sol de fondation.	105
Tableau V.19 : Représente les distances de sécurités.	106

INTRODUCTION GENERALE

La mine de fer BOUKHADRA qui fait partie de la Société des Mines de Fer de l'Est (M.F.E) est une mine qui produit un minerai de fer d'une teneur très appréciable avec des réserves importantes et des moyens matériels mis en place pour assurer l'extraction des roches. L'exploitation du minerai se fait à ciel ouvert et en souterrain.

La qualité de la fragmentation des roches à l'explosif demeure une priorité et son amélioration continue est recherchée continuellement car elle influe grandement sur les indicateurs techniques et économiques des processus d'extraction.

L'analyse bibliographique et l'expérience pratique des exploitations minières ont montré que le degré de fragmentation du tas des roches abattues à l'explosif est intimement lié au rendement des équipements miniers et de transport. La problématique de la qualité de la fragmentation des roches abattues demeure une préoccupation permanente dans l'exploitation minière, car elle influe sur les indices technico-économiques.

La qualité de l'abattage des roches prédétermine en partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert. Cependant l'obtention de cette dernière dépend de plusieurs paramètres : contrôlables et incontrôlables.

Notre travail a pour objectif de proposer et d'élaborer un plan de tir qui tiendrait compte de paramètres géométriques qui sont un diamètre du trou de mine de 110 mm calculé selon les conditions spécifiques géo-minières de la Mine de BOUKHADRA et un trou incliné de 15° au lieu de 5° à 10° utilisé actuellement ; pour ce, il a été fait appel à la méthode de Langefors.

Vu la difficulté de valider le plan de tir obtenu par la méthode de Langefors sur terrain, nous avons proposé le modèle de Kuz-Ram.

Ainsi notre travail est structuré comme suit :

- Présentation du cadre géologique du site où est intégrée une synthèse des études géologiques du gisement concerné,
- Etude bibliographique sur l'abattage à l'explosif et les paramètres influençant la qualité de la fragmentation des massifs rocheux, après avoir défini les caractéristiques géologiques et géotechniques du massif étudié,
- Présentation les différents modèles de prédiction et modélisation de tir à l'explosif,

- Choix techniques permettant la préparation du tir et l'application des règles de Langefors pour la fragmentation des roches. La mise en application de cette approche sera exécutée sur la mine de BOUKHADRA,
- La confirmation des résultats à l'aide du modèle Kuz-Ram et la prédiction des résultats de la fragmentation.

Chapitre I

I. PRESENTATION DE LA MINE DE BOUKHADRA

C'est une mine très importante en matière de production du minerai de fer, de par la teneur de ce dernier, l'immensité de ses réserves, les moyens technologiques mis en place pour assurer son extraction.

Certaines parties du gisement de fer de Boukhadra sont exploitées à ciel ouvert et d'autres en mode souterrain. Ce chapitre est un petit aperçu de l'état des travaux miniers dans la mine, notamment sa situation, son organisation, ses dimensions, son fonctionnement.

I.1. Localisation géographique

Situé à l'est de l'Algérie, le djebel de Boukhadra se trouve à 45 km au nord de la capitale de la wilaya de Tébessa, à 47 km de la mine de l'Ouenza, à 13 km de la frontière algéro-tunisienne et à 190 km au sud du complexe sidérurgique d'El Hadjar (wilaya d'Annaba) (voir figure 01). Son importance réside dans la présence d'un important gisement de fer, considéré comme le deuxième plus grand en Algérie après celui de la mine de l'Ouenza. Le djebel de Boukhadra se présente sous la forme d'un massif isolé s'élevant au-dessus de la vallée de Morsott, avec une altitude variant entre 700 et 800 mètres, et atteignant un point culminant de 1463 mètres. Les coordonnées géographiques du gisement se situent entre le méridien 8°-01' et 8°-04' Est et les parallèles 35°-40' et 35°-50' Nord. Le climat dans cette région est de type continental et sec, avec des températures oscillant entre 40°C en été et 0°C en hiver, et une faible pluviométrie, parfois accompagnée de légères chutes de neige. [1]



Figure I.1: Situation géographique de la mine de Boukhadra. [1]

I.2. Historique de la mine

L'exploitation de la mine de Boukhadra a débuté à l'époque romaine pour l'extraction du cuivre dans la région du pic, puis s'est étendue au zinc et à d'autres métaux par la concession de Boukhadra. [2]

De 1903 à 1926, la concession de Mokta EL Hadid a mené des recherches systématiques à travers des galeries entre les niveaux 845 et 1225 mètres.

De 1926 à 1966, jusqu'à la nationalisation des mines, la société d'Ouenza exploitait le gisement de Boukhadra, effectuant des recherches systématiques par des travaux miniers et des sondages.

De 1967 à 1984, la SONAREM était responsable de l'exploitation et des recherches sur les gisements ferrifères d'Ouenza et de Boukhadra.

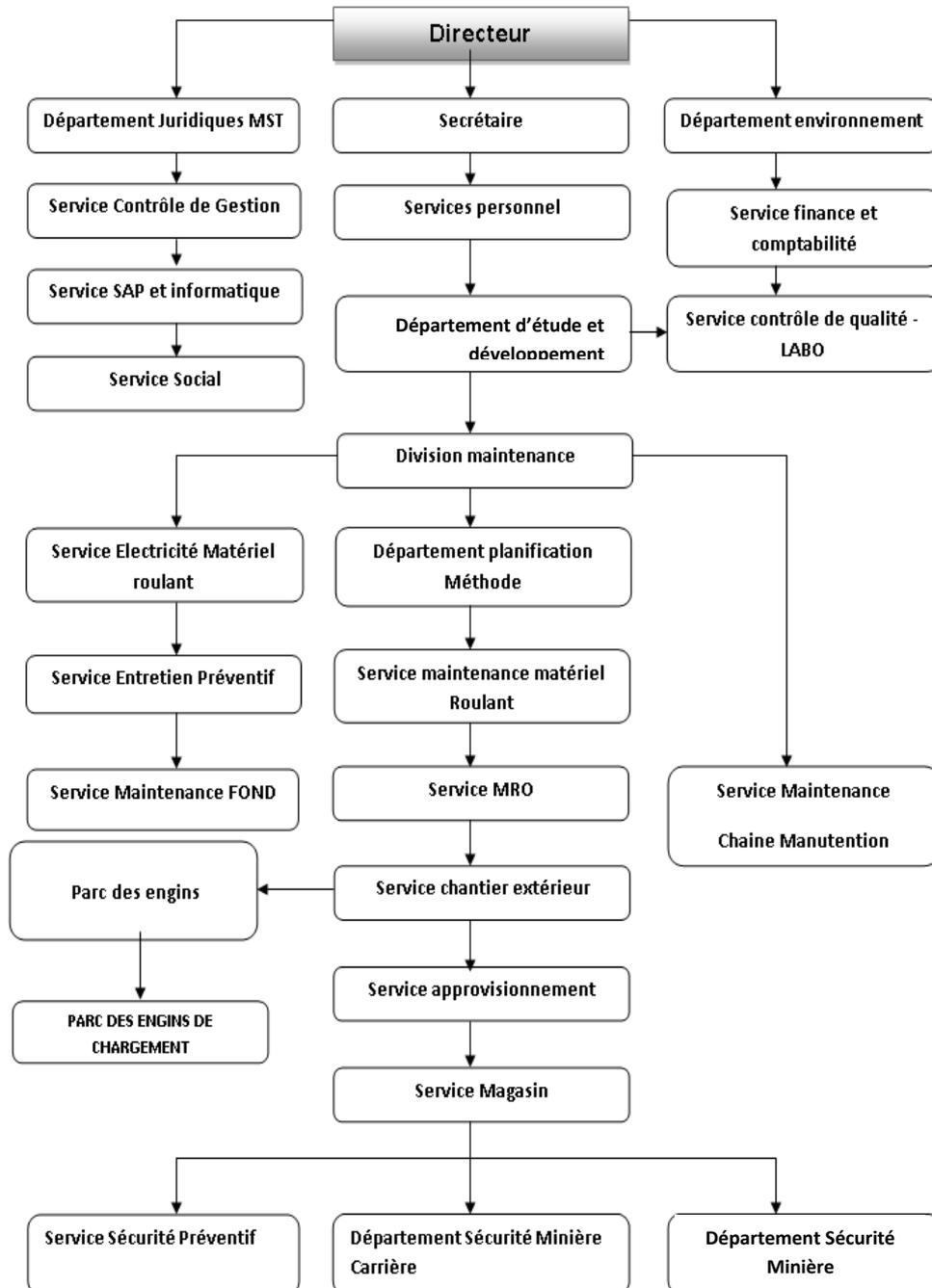
Après la restructuration des entreprises (1983-1984), FERPHOS a pris en charge la gestion, l'exploitation et le développement des recherches sur tous les gisements ferrifères nationaux.

Depuis le 18 octobre 2001, dans le cadre d'un partenariat international, le holding L.N.M.N.V. a signé un accord avec Hadid Ouenza - Boukhadra, une filiale de FERPHOS, détenant 70% des parts.

Le 1er janvier 2005, le nom a été changé en MittalSteel Tébessa. Le 18 août 2007, le nom a été modifié à nouveau pour devenir ArcelorMittal Tébessa.

I.3. Organisation de la mine de Boukhadra

L'entreprise chargée de l'exploitation à Boukhadra est structurée comme suit : [3]



II. BREF APERCU GEOLOGIQUE

II.1. Géologie du site

Le gisement de fer de Boukhara, comme celui de l'Ouenza font partie de la même province métallogénie ferrifère qui s'étend de khenguët - El - Mauhad au sud, Ouenza au Nord et Djerissa à l'Est. [4]

Le djebel Boukhara appartenant au domaine de l'atlas saharien est caractérisé par une structure géologique anticlinale très simple, de direction N.E/S.O, avec une terminaison périclinale au N.E. Le cœur de la structure est représenté par des sédiments de l'Aptien.

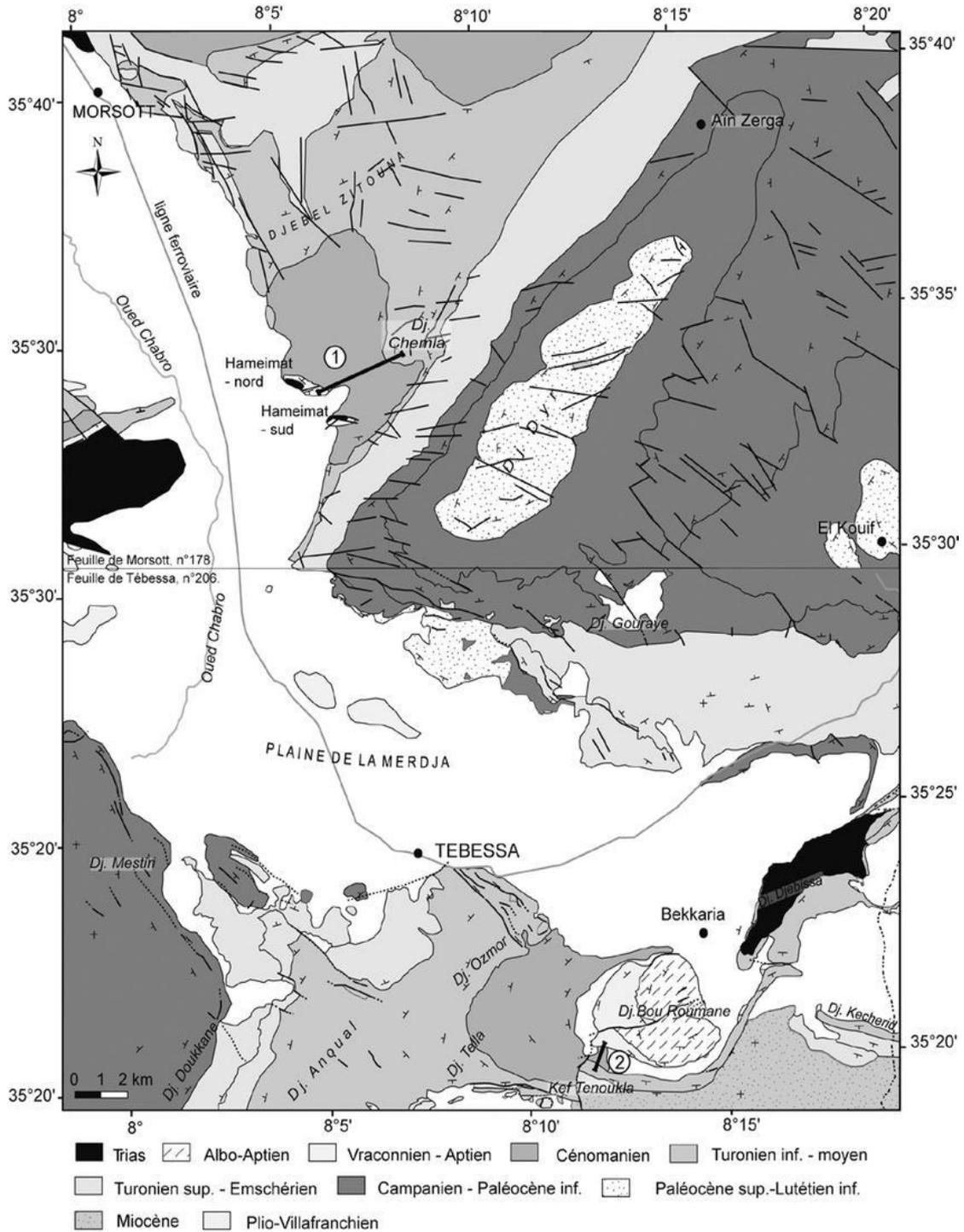


Figure I.2 : Carte géologique de la région étudiée.

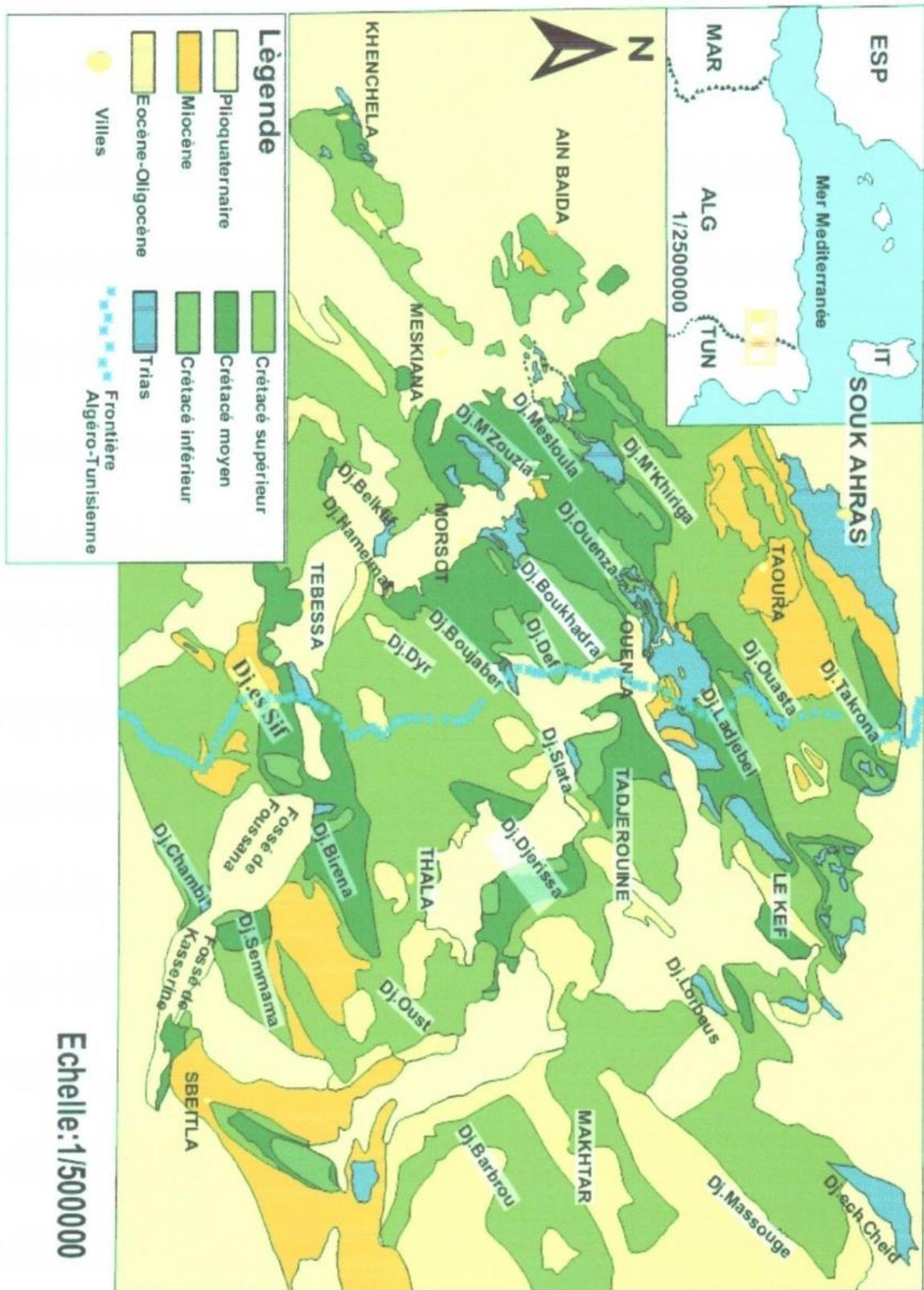


Figure I.3 : Présentation du djebel Boukhadra Carte topographique.

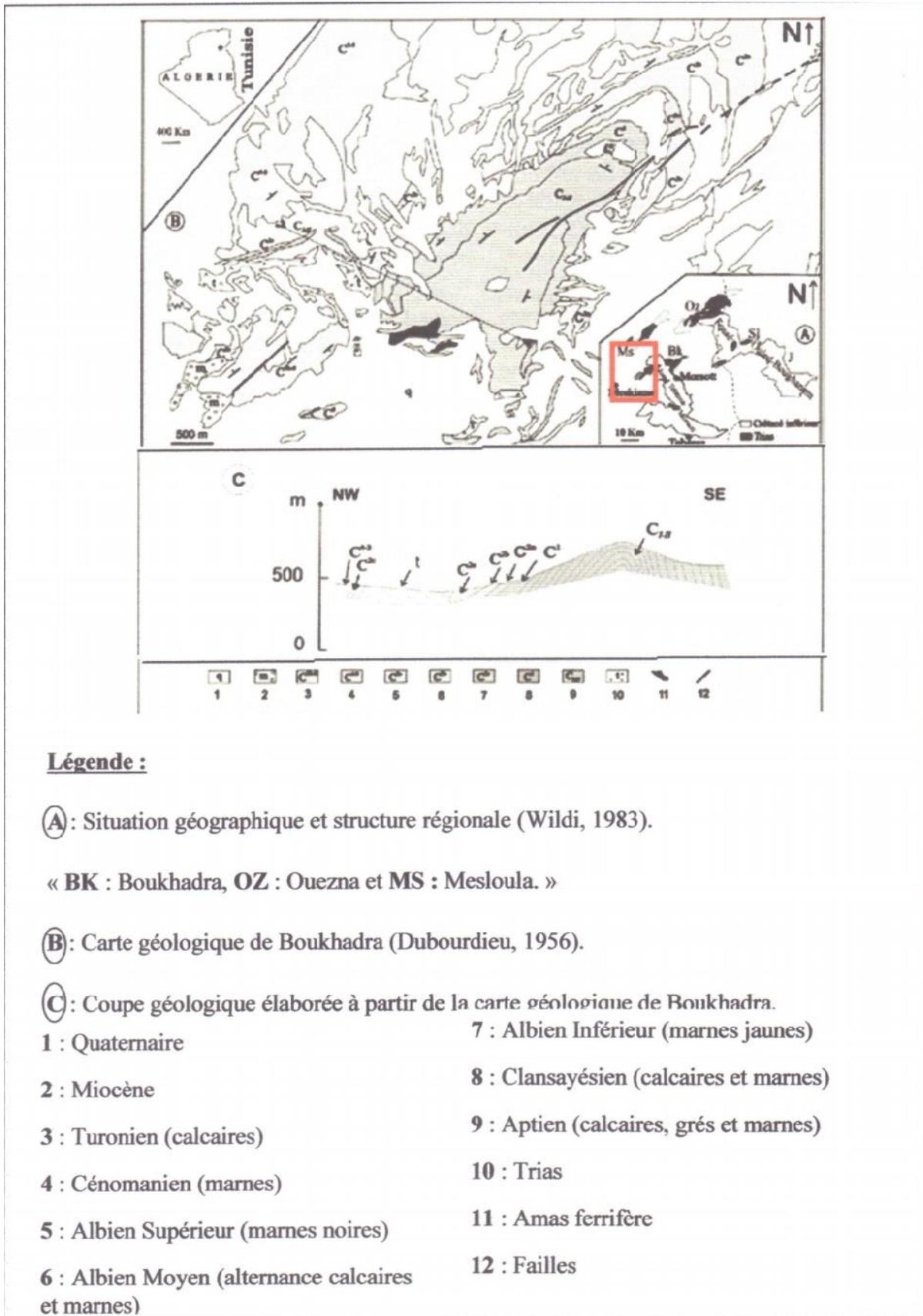


Figure I.4 : Présentation du djebel Boukhadra Carte géologique.

II.2. Stratigraphie du gisement de Boukhadra

II.2.1. Trias

Les dépôts du trias sont développés dans les parties Ouest- Sud et Sud – Est ; ils sont représentés par des marnes bariolées, gypses dolomies (cargneules) et les débris de calcaires et degrés. Ces formations sont en contact anormal ou en discordance avec les dépôts du crétacé (Aptien) suite au phénomène de diapirisme.

Dans la carrière de Boukhadra (gîte ouest) le trias affleure aux niveaux 890-902 et 914.

II.2.2. Le Crétacé

Dans le profil du crétacé, nous retrouvons le Cénomaniens, l'Aptien, l'Albien, le Coniacien, et le Cénomaniens où on a la série Aptienne, porteuse de la minéralisation est caractérisée par des marnes et des calcaires constituant la partie inférieure qui encaisse le gîte Sud, des calcaires récifaux construits, à organismes fossiles (rudistes) qui constituent le niveau porteur de la minéralisation principale et des grès et calcaires de la partie supérieure de l'Aptien non productif et on a : [2]

- **L'Aptien** : qui contient le calcaire et le Terrigène (marno-grésocalcaire).
- **L'Albien** : qui contient la marne et le calcaire.
- **Vraconien** : qui contient la marne, l'argile marneuse, le calcaire marno-argileux.
- **Le Cénomaniens** : contient la marne avec intercalation de calcaire.
- **Coniacien** : contient les marnes argileuses avec intercalation d'argile marneuse et par endroit de calcaire marneux.

II.2.3. Le Tertiaire

Les dépôts classés comme Tertiaire (miocène) sont observés seulement dans la partie occidentale du domaine étudié et sont représentés par des conglomérats à éléments variés, cimentés par une matrice carbonatée et des intercalations de roches gréseuses.

II.2.4. Le Quaternaire

Les dépôts du quaternaire sont formés par un matériel caillouteux, blocs de calcaires, grès débris de minerai et les conglomérats, ils sont répandus sur les flancs de la montagne et les parties basses du relief.

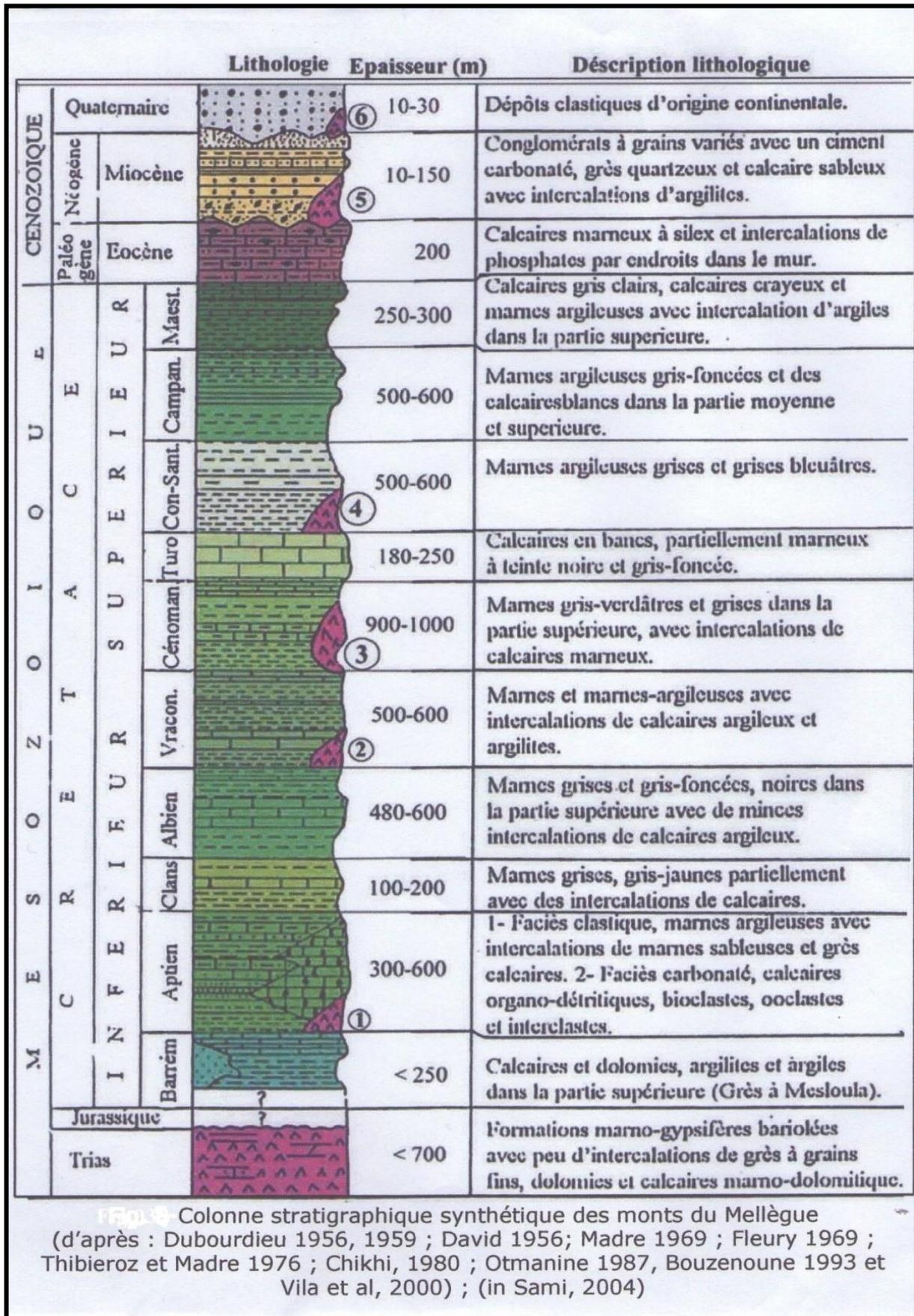


Figure I.5 : Colonne stratigraphique synthétique de mont de la mine de Boukhadra.

II.3. La tectonique

Du point de vue tectonique, la région de BOUKHARA est marquée par deux phases tectoniques importantes ; La phase de plissement de direction N.E/S.O et la phase de tectonique cassante ayant engendré des mouvements de socle qui sont à l'origine de la formation des fossés de TEBESSA – MORSOTT et des OULED – BOUGHANEM ainsi que le horst de BOUDJABER.

L'anticlinal de BOUKHARA est affecté principalement par la faille de KOUDIET - EL-HAMRA qui est le relais de la faille de BOUKHARA de direction N.E/S.O. Dans la partie Sud- Ouest (à l'aval du pic), la structure est affectée par un effondrement considérable.

D'autres failles sans importance majeure, à petits rejets sont à signalées également aux environs immédiats du gisement. [2]

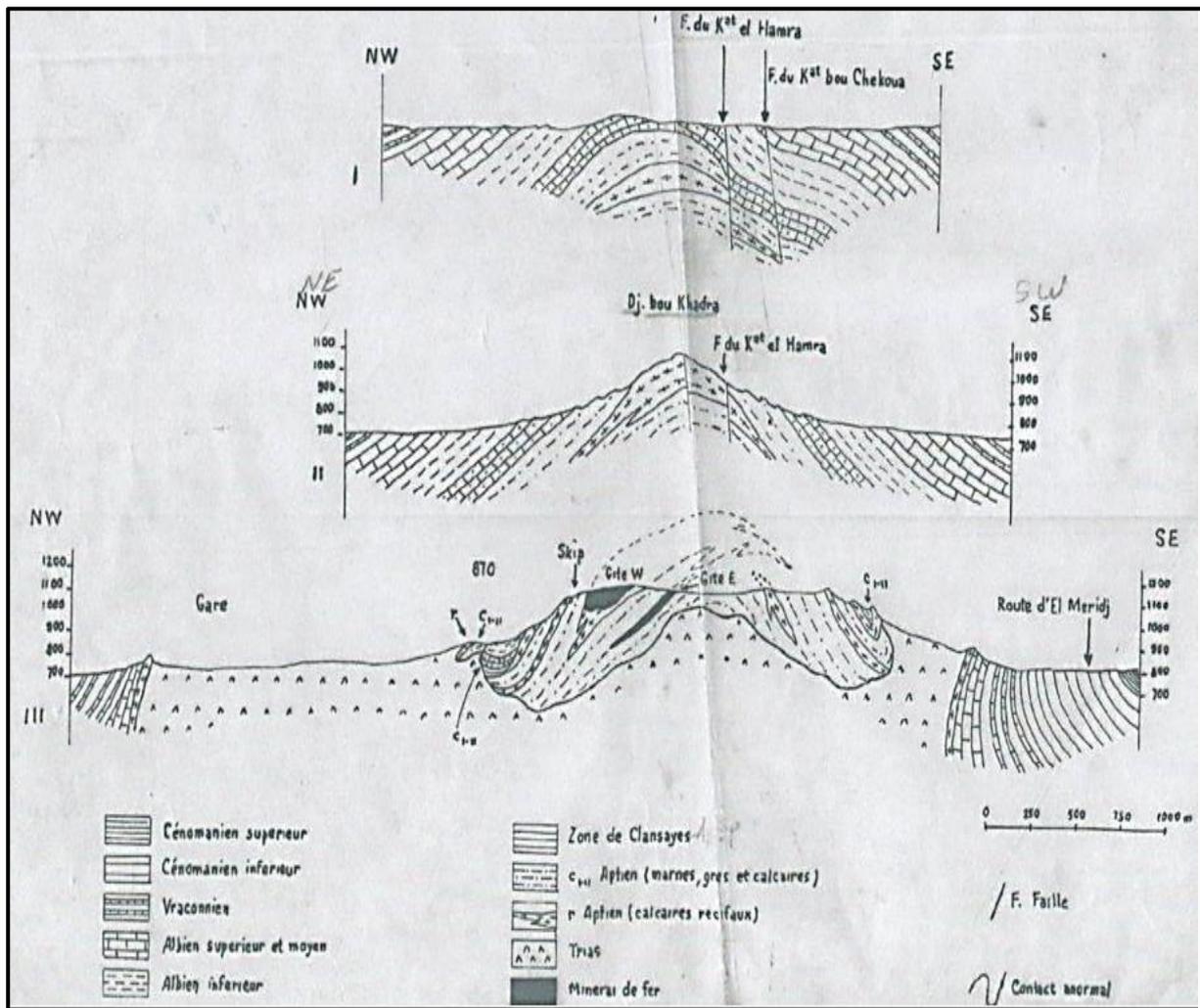


Figure I.6 : Trois coupes transversales dans l'anticlinal de BOUKHADRA.

II.4. Hydrogéologie

Les eaux souterraines et les eaux de surfaces s'intègrent dans un ensemble constituant le cycle hydrologique. Une relation de continuité et d'interdépendance existe entre les deux. Tant que le climat et le contexte géologique ou physique ne changent pas, un équilibre est maintenu au sein de ce cycle. Mais une influence anthropique, comme captage d'eau, peut modifier cet équilibre. Une proportion minoritaire de l'eau de pluie s'infiltré, via le sol vers le sous-sol ou elle séjourne et circule dans les formations poreuses ou fissurées constituant ainsi les réserves d'eau souterraine. [4]

Le réseau hydrographique dans la région de la mine de Boukhadra est faible à l'exception des multiples petits chenaux d'écoulement pluviaux sans importance majeure qui parsèment les versants de Djebel Boukhadra. Le réseau hydrographique se compose de l'oued El Harcha et Oued El Melali qui passent entre Kharoub et el harcha et le Douar el khiana ; suivant la direction NE-SW à l'extrémité nord de Djebel Boukhadra.

Hydrologiquement parlant; le comportement des terrains existants à Boukhadra se résume comme suit :

- Les terrains triasiques contenant du gypse et du sel ; et du fait de leur hétérogénéité présentent un aspect perméable et facilitent les infiltrations des eaux ; leur circulation les rend saumâtre et ne peuvent convenir qu'à l'emploi industriel. Partie I Présentation générale de la mine de Boukhadra.
- Les calcaires massifs de l'aptien sont toujours très fissurés en affleurement et constituent un terrain favorable à la circulation et l'accumulation des eaux souterraines.
- Les marnes qui forment malheureusement la plus grande surface affleurant dans la région sont imperméables et toutes les eaux de pluies ruissellent ou s'évaporent.
- Les terrains quaternaires n'ont pas une importance hydrologique.

Les études hydrogéologiques entreprises par la DHW de la wilaya de Tébessa ne révèlent aucune nappe aquifère en eau potable exploitable dans la région minière de Boukhadra. Toutefois ; il y a lieu de noter que les synclinaux calcaires sont des réservoirs naturels d'eau et à leur pied apparaissent des sources qui sont fréquemment localisées sur de petites fractures.

L'on a ainsi les points d'eau d'Ain Chania ; à l'extrémité fracturée du synclinal de même nom les sources d'Ain Safsaf ; Al Malga; Chegaga ; Ain Menahla etc.... au pied de laoud EL

Sghir et celle d'Ain Bettik ; au pied de laoud el Kebir. Au Sud-est ; l'Ain Oude El ma est un exutoire de l'eau accumulée dans les calcaires à incérâmes du Sénonien.

A Boukhadra, d'anciens travaux de recherche ont recoupé des circulations d'eau dans les calcaires aptiens (A.Si Hamed).

II.5. Hydrologie

Selon la géologie, on ne peut pas parler d'oueds, ou de réseau hydrographique proprement dit, mais on remarque des talwgs sec pendant une longue période de l'année et à faible écoulement. Leurs captages pratiquement impossibles à cause de la topographie et leurs faibles quantités. [4]

III. MINERALISATION

III.1. Nature du minerai exploité

Le minerai exploité est du fer sous forme d'oxyde de fer montré par l'hématite rouge (Fe_2O_3) présente en abondance dans ce gisement avec une teneur moyenne de 54% de fer. Le gisement est de forme ventriculaire, dont la genèse est hydrothermale ou sédimentaire, d'une longueur de 910 à 2200m et d'une puissance variant de 10 à 15 m. [4]

III.2. Caractérisation de la minéralisation

La minéralisation est de type hématite-limonite résultant de l'oxydation de la sidérite. Minerai hématite de formule chimique Fe_2O_3 et de densité $d = 2.7$. La teneur en fer varie de 51 à 54%. [4]

Comparativement aux gisements d'Ouenza, le minerai de Boukhadra est d'une qualité supérieure, riche en fer et moins siliceux. Notons que la prospection est concentrée sur les parties supérieures (amont) des corps minéralisés, excepté la zone de la carrière principale où la prospection est allée jusqu'au niveau 845.

Sur les axes principaux (100-108) et Sud-est (4-11), les travaux de recherche sont arrêtés au niveau 1045 et l'axe Nord au niveau 1105.

Les travaux de recherche dans le périmètre de la carrière principale ont montré que la minéralisation se prolonge jusqu'au niveau hydrostatique (818) ; ceci a été confirmé lors des travaux d'exploitation. Donc, si nous faisons une analogie à la carrière, il est fort probable que sur le prolongement vers l'Est, la minéralisation atteigne le niveau hydrostatique.

Sur l'axe principal par exemple, le sondage S.D/1045/0.102 d'une profondeur de 115.5 m et une inclinaison de 65° Nord avait confirmé la continuité de la minéralisation jusqu'au niveau 925m et sur l'axe Nord, les sondages 1105/241-242 avait intercepté le minerai au niveau 1045.

Pour ce qui est du gîte Nord, les chances de continuité de la minéralisation jusqu'au niveau hydrostatique sont minimales à cause de la faible puissance du corps et dès l'irrégularité de la teneur du minerai par rapport aux autres axes ; c'est pourquoi nous limitons la prospection dans un premier temps au niveau 925 seulement. Si les résultats de la prospection complémentaire s'avèrent positifs à ce niveau, il va falloir continuer la recherche jusqu'à la fin de la minéralisation. Le volume des travaux de prospection complémentaire des niveaux sous-jacents sera détaillé dans le programme de prospection que nous élaborerons incessamment.

Pour point de vue qualitatif le gîte Nord est caractérisé par une teneur relativement faible par rapport aux autres axes. Dans la partie sud du gîte, entre les coupes 292-296 nous avons constaté une nette différence de teneur en fer par rapport à la partie Nord.

Les réserves de la partie sud du gîte sont évaluées à 246100 tonnes avec une teneur moyenne en composants de:

- 46.63 % en fer,
- 15.80 % en SiO₂,
- 0.6 % en BaSO₄.

La partie Nord, dont les réserves sont évaluées à 57314284 tonnes est caractérisé par une teneur évaluée, soit :

- 52.42 % en fer,
- 4.99 % en SiO₂,
- 0.02 % en BaSO₄.

Tableau I.1 : composition chimique moyenne du minerai de Boukhadra.

<i>Eléments</i>	<i>Fe</i>	<i>SiO₂</i>	<i>CaO</i>	<i>MgO</i>	<i>AL₂O₃</i>	<i>BaSO₄</i>	<i>S</i>	<i>Mn</i>	<i>Cu</i>	<i>P</i>
<i>Teneur en %</i>	49.8	4.00	7.10	2.00	2.25	Trace	0.04	1.98	Trace	0.02

IV. MORPHOLOGIE DU GISEMENT

Le gisement de minerai de Fer est de forme lenticulaire de type hydrothermale sédimentaire d'une longueur de 900 à 2200m et d'une puissance variée de 10 à 50 m ; la minéralisation est de type fer hématite de formule chimique (F_2O_3) ; sa teneur moyenne est supérieure à 50%. [7]

Globalement le gisement de Boukhadra est composé de quatre (04) corps minéralisés principaux et les petites veines de moindre importance :

- Corps principal,
- Corps Nord,
- Corps Médian.

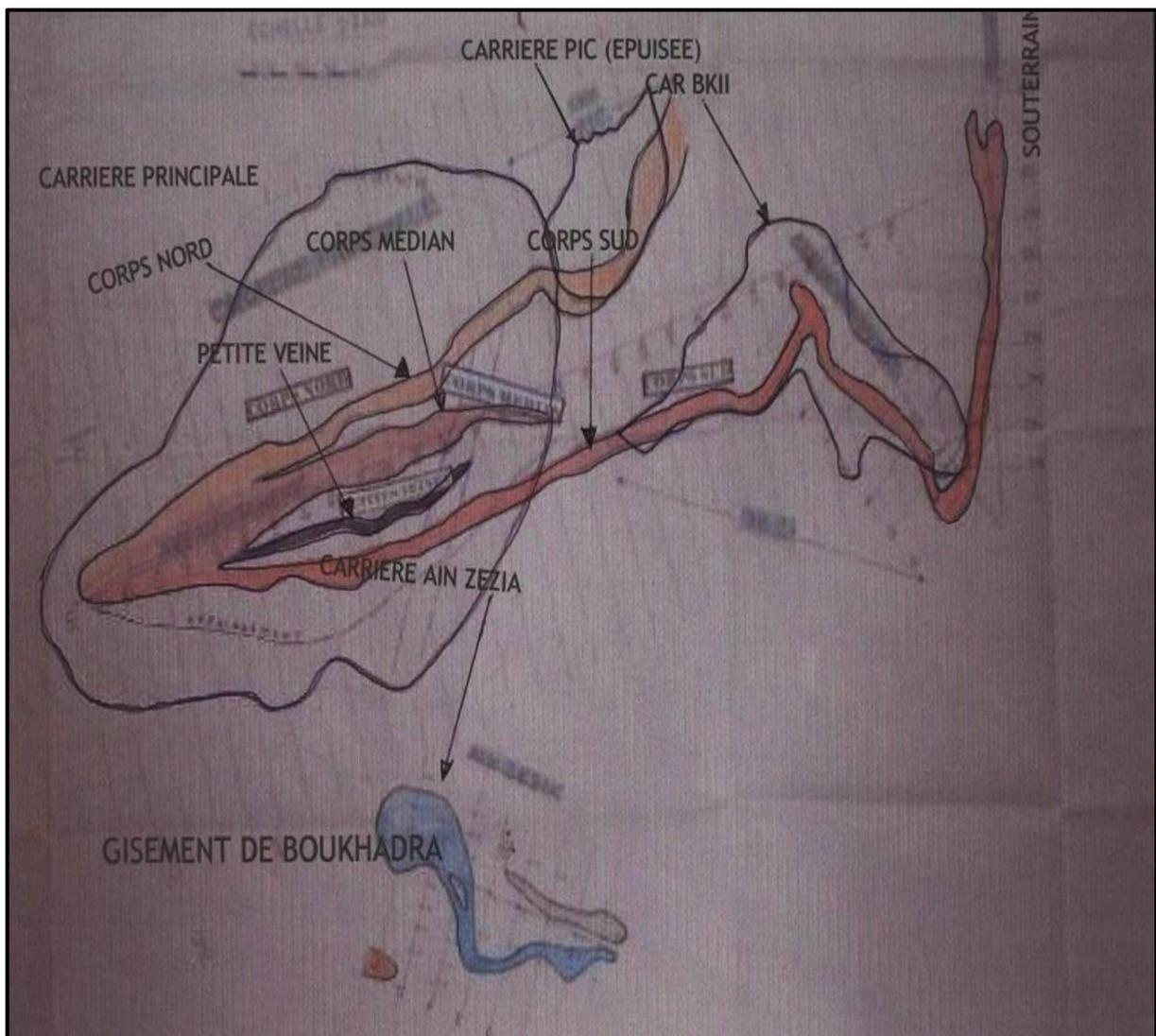


Figure I.7 : Le gisement de Boukhadra et ses différents corps minéralisés.

V. LES RESERVES GEOLOGIQUE ET EXPLOITABLES

Selon la première estimation des réserves réalisées en 1981 par la D.E.D basée sur les résultats de prospection, les réserves géologiques globales sont évaluées à 50 millions de Tonnes en catégories B, C1, C2 divisées en trois parties (corps) : [5]

- Corps Nord,
- Corps Médian,
- Corps Sud.

Les trois corps sont bien prospectés à partir de la coupe 108 sur l'axe principal (corps Nord et Médian), les réserves sont en cours d'exploitation par la méthode à ciel ouvert (carrière principale et BK II).

L'exploitation souterraine est concentrée sur la partie Sud du gisement (corps Sud), les réserves sont réparties sur trois axes :

- Axe principal,
- Axe Sud-Est,
- Axe Nord.

Une parties de ces réserves situées sur l'axe principal allant de la coupe 100 à la coupe 105 et de la coupe 4 à la coupe 10 sur l'axe Sud - Est dont l'exploitation initiale est prévue par la méthode souterraine, sont exploiter par la méthode à ciel ouvert (carrière BK II jusqu'au niveau 1135), ceci compte nu du taux de découverte avantageux et de la morphologie du relief.

Tenant compte des conditions géométriques du relief, toutes les réserves situées sur l'axe Nord seront exploitées par le souterrain.

Les réserves exploitables de la mine arrêtées au 31/12/2018 sont de l'ordre de 42 856 584 de Tonnes dont 12 millions seront extraites par ciel ouvert et 31 millions par le souterrain. [5]

Tableau I.2: Représente les réserves géologiques et exploitables (31/12/2018).

<i>SITES ET QUARTIERS</i>	<i>RESERVES GEOLOGIQUE (T)</i>		<i>RESERVES EXPLOITABLES (T)</i>	
	<i>TONNAGE</i>	<i>FE %</i>	<i>TONNAGE</i>	<i>FE %</i>
<i>TOTAL A CIEL OUVERT</i>	<i>13173601</i>	<i>53.51</i>	<i>11995985</i>	<i>52.35</i>
<i>TOTAL SOUTERRAIN</i>	<i>33361499</i>	<i>55.76</i>	<i>30860599</i>	<i>55.34</i>
<i>TOTAL MINE</i>	<i>46535100</i>	<i>55.11</i>	<i>42856584</i>	<i>54.48</i>

VI. L'EXPLOITATION DU MINERAI DE BOUKHADRA

Au niveau de la mine de boukhadra il y a Deux modes d'exploitations sont utilisés :

- a) ciel ouvert. [2]
- b) souterrain.

VI. Exploitation à ciel ouvert

L'exploitation de la carrière de Boukhadra comprend quatre quartiers d'exploitation : la carrière principale, ain zazia, pic (épuisé) et BKII (épuisé).

Actuellement l'exploitation à ciel ouvert de la mine de Boukhadra est juste sur la carrière principale qui est faite dans trois (03) site : [2]

- Amon,
- Médian,
- Aval.

La carrière principale est le seul quartier en phase de production. Le quartier d'ainzazia connaît un arrêt à cause des travaux de développement.

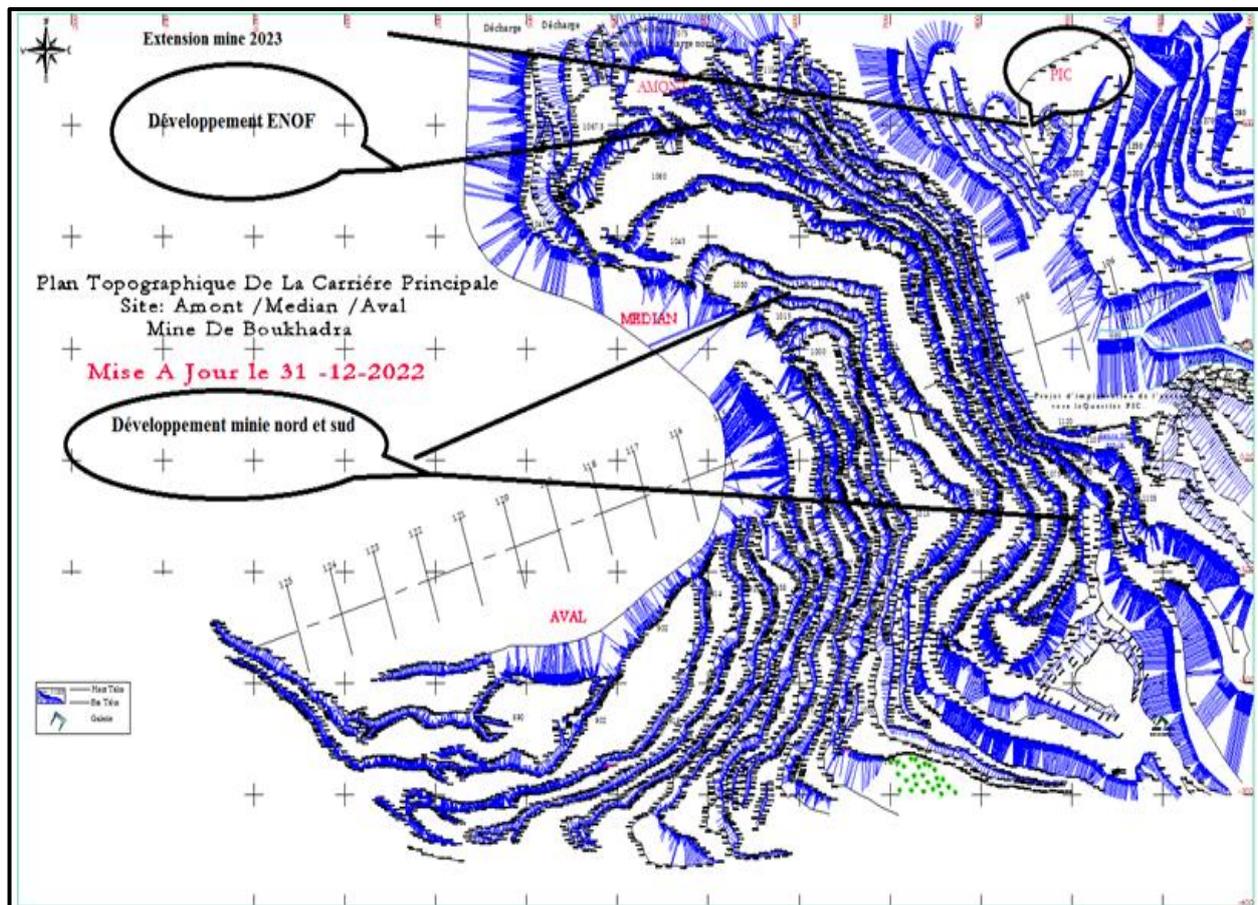


Figure I.8 : Représente l'état actuel de la mine à ciel ouvert.

IV.1. Régime de travail

Le régime de travail de la mine Boukhadra est présenté comme suit : [5]

IV.1.1. Ciel ouvert

- Nombre de jours ouvrables par an : 255 jours.
- Nombre des jours ouvrable par semaine : 5 jours.
- Durée d'un poste : 8H.
- Nombre de poste par jour : 3 postes continus.

IV.2. L'ouverture appliquée au niveau de la mine à ciel ouvert de Boukhadra

L'ouverture du champs de la carrière consiste au creusement d'excavation à ciel ouvert appelée , demi-tranchée, afin de permettre l'accès au gîte à partir de la surface et assurer le lien de transport entre les horizons en activité de la carrière et les points de déchargements à la surface en d'autre terme réalisation des demi-tranchées d'accès de découpage qui constituent le point de départ de la formation des gradins.[2]

Pour la mine de Boukhadra elle se caractérise par trois niveaux desservis et de tracé presque rectiligne elle est nommée « demi tranchée d'accès commune ». [3]

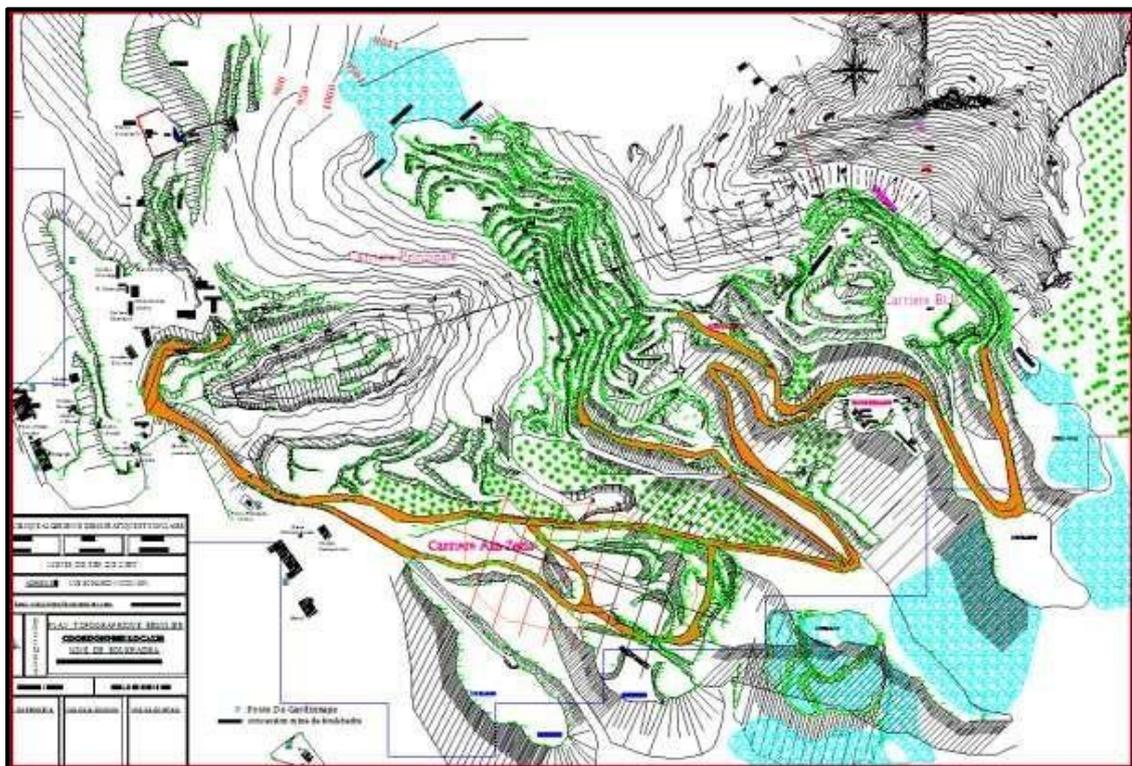


Figure I.9 : Plan d'ouverture de la mine de Boukhadra. [3]

IV.3. Foration

La foration dans la mine à ciel ouvert de Boukhadra s'effectue aux moyens d'une sondeuse de type INGERSOLL - RAND T4BH avec un diamètre de trous de Foration de 165mm et une sondeuse appartenant à L'ENOF avec un diamètre de trous de foration de 89 mm. Ces caractéristiques techniques sont présentées dans le tableau :

Tableau I.3 : Caractéristiques techniques de la sondeuse INGERSOLL- RANDT4BH. [3]

<i>Caractéristiques techniques</i>	<i>Valeurs</i>	<i>Unités</i>
<i>Moteur</i>	<i>Diesel</i>	<i>KW</i>
<i>Profondeur</i>	<i>45-72</i>	<i>m</i>
<i>Diamètre</i>	<i>165</i>	<i>mm</i>
<i>Vitesse de déplacement</i>	<i>4.8</i>	<i>Km/h</i>
<i>Vitesse de forage</i>	<i>30</i>	<i>m/h</i>
<i>Vitesse de rotation</i>	<i>20</i>	<i>t/min</i>
<i>poussé axial</i>	<i>22</i>	<i>T.F</i>
<i>Longueur de la tige</i>	<i>7.6</i>	<i>m</i>
<i>angle de forage</i>	<i>90</i>	<i>Degré</i>

IV.4. Eléments du système d'exploitation à ciel ouvert

Après l'ouverture de la carrière par tranchées principales (demi-tranchée d'accès dans notre cas), on creuse une demi-tranchée de découpage sur toute la longueur du panneau à exploiter, à partir de celle-ci on attaque l'exploitation par avancement de la demi-tranchée dans les morts terrains puis par enlèvement progressif de la couche ainsi découverte. [6]

IV.4.1. La hauteur du gradin

La hauteur des gradins de la carrière de Boukhadra est 15 m.

IV.4.2. Angle du talus du gradin

L'angle des talus est généralement pris égal à 85°.

IV.4.3. Plate-forme de travail

Elle est déterminée en fonction de la taille des engins. La plateforme de la carrière à des dimensions variables, elle est en moyenne de 40 m.

IV.4.4. Abattage des roches

Les travaux d'abattage s'effectuent à l'aide d'explosifs ce qui permet d'avoir une bonne et régulière fragmentation de la roche.

IV.4.5. Le Tir

Généralement, on utilise la MARMANIT III et le SAMEX comme charge d'amorçage et le MILANIT comme charge principale, les détonateurs électriques sont utilisés pour provoquer la détonation, et des cordons détonants simples.

IV.4.6. Diamètre du trou

Le diamètre des trous 165 mm pour le minerai et Le diamètre des trous est 89mm pour le stérile.

IV.4.7. Inclinaison des trous

Dans la mine de boukhadra, Les trous sont forés verticaux au moyen d'une sondeuse de type INGERSOLL - RAND T4BH et aussi forés inclinés au moyen d'une sondeuse appartenant à L'ENOF.

IV.4.8. Sous foration

Pour avoir un bon pied de gradin il est conseillé de sous forer, à Boukhadra la sous foration est égale à 1.5 m, donc $L_s = 1.5$ m.

IV.4.9. La Profondeur du trou

La longueur des trous au niveau de la mine de boukhadra est 16.5m.

IV.4.10. Bourrage

La longueur de bourrage appliqué à Boukhadra est $L_b = 2,5$ m, La matière de bourrage est par les débris de forage.

Tableau I.4 : Paramètres des travaux de forage et de tir (Mine Boukhadra le 08/02/2024). [5]

<i>Paramètres</i>	<i>Symboles</i>	<i>Valeur</i>	<i>Unité de mesure</i>
<i>Hauteur du gradin</i>	H_{gr}	15	<i>m</i>
<i>L'angle d'inclinaison du gradin</i>	α	75	<i>Degré</i>
<i>Diamètre du trou</i>	D_{tr}	165	<i>mm</i>
<i>L'angle d'inclinaison du trou</i>	Q	00	<i>Degré</i>
<i>Longueur du trou</i>	L_{tr}	16.5	<i>m</i>
<i>Longueur de sous forage</i>	L_s	01	<i>m</i>
<i>Longueur du bourrage final</i>	L_{bf}	05	<i>m</i>
<i>Ligne de moindre résistance</i>	W	05	<i>m</i>
<i>Distance entre les trous</i>	a	04	<i>m</i>
<i>Nombre de rangée</i>	N_r	02	<i>Rangée</i>
<i>Nombre de trous dans un bloc</i>	N_{tr}	42	<i>Trous</i>
<i>La largeur d'enlevure</i>	A	08	<i>m</i>
<i>Longueur de bloc de tir</i>	L_{bl}	80	<i>m</i>
<i>Quantité d'explosif par trou</i>	Q_{EX}	5040	<i>Kg</i>
<i>Charge instantanée</i>	CH_{IN}	120-240	<i>Kg</i>
<i>Consommation spécifique</i>	Q	0.5	<i>Kg/m³</i>
<i>Durée du micro Retard</i>	τ	20	<i>ms</i>
<i>Type d'amorçage</i>	-----	-----	<i>Electrique</i>

V. CHARGEMENT ET TRANSPORT

V.1. Chargement au niveau de la mine de Boukhadra

Au niveau de la mine de Boukhadra, les engins utilisés pour l'extraction et le chargement des roches abattues par travaux de forage et de tir sont les pelles sur chenilles et les chargeuses sur pneus de marque « CATERILLAR » 990K et 988B.

Les deux pelles sur chenilles sont des pelles hydrauliques de types différents; la première de marque LIEBHERR 9100 et la deuxième est de marque KOMATSU PC1250.

Tableau I.5 : Les caractéristiques techniques de la chargeuse 990K.

<i>Caractéristiques de la chargeuse 990K</i>	<i>Valeurs</i>
<i>Poid</i>	<i>80.97t</i>
<i>Pneumatiques standard</i>	<i>45/65 R 39</i>
<i>Largeur du godet</i>	<i>4.61 m</i>
<i>Capacité du godet</i>	<i>8.4 m³</i>
<i>Longueur de transport</i>	<i>13.072 m</i>
<i>Largeur de transport</i>	<i>4.45 m</i>
<i>Hauteur de transport</i>	<i>5.24 m</i>
<i>Vitesse</i>	<i>24.5km/h</i>
<i>Déversement hauteur max</i>	<i>4.06 m</i>
<i>Rayon de braquage à l'extérieur</i>	<i>10.378 m</i>
<i>Puissance de lavage</i>	<i>589.9 KN</i>
<i>Type de moteur</i>	<i>C27</i>
<i>Puissance du moteur</i>	<i>521 kw</i>
<i>Tours-min</i>	<i>1200</i>
<i>Couple max</i>	<i>3557Nm</i>

Tableau I.6: Les caractéristiques techniques de la pelle LIEBHERR9100.

<i>Caractéristiques de la pelle LIEBHERR9100</i>	<i>Valeurs</i>
<i>Puissance de moteur (kW)</i>	565
<i>Vitesse de déplacement avant (km/h)</i>	3.5
<i>Vitesse de déplacement arrière (km/h)</i>	>3.5
<i>Capacité du godet (m³)</i>	7.5
<i>Poids opérationnel (kg)</i>	112717
<i>Poids de godet (kg)</i>	7710
<i>Hauteur maximal (mm)</i>	12700
<i>Longueur (mm)</i>	14560
<i>Largeur (mm)</i>	5856

V.2. Chargement au niveau de la mine de Boukhadra

Le mode de transport utilisé dans la mine de Boukhadra est le transport par camions. Les camions utilisés sont de marque CATERPILLAR, ils alimentent la station de concassage et sont utilisés pour la mise à terril.

La mine de Boukhadra possède sept camions (six camions CAT 775G et un camion CAT 775F).

Tableau I.7 : Caractéristiques techniques du camion CAT775G.

<i>Caractéristique technique</i>	<i>Symbole</i>	<i>Valeur</i>	<i>Unité</i>
<i>Puissance de moteur</i>	N	780581	Kw
<i>Capacité de la benne</i>	V_b	42.2	m ³
<i>Charge utile nominale</i>	V_{ut}	63.67	t
<i>Vitesse de traction</i>	v_{tr}	66.9	Km/m
<i>Rayon de braquage maximal</i>	R_b	26.1	m
<i>Largeur</i>	I_h	4.41	m
<i>Hauteur</i>	H_t	4.45	m
<i>Longueur du camion</i>	L_h	10.15	m
<i>Poids du camion à vide</i>	P_c	50200	Kg

CONCLUSION

La nature sédimentaire du terrain étudié fait qu'il existe une anisotropie très marquée liée à leur dépôt, cette anisotropie caractérisant donc la matrice rocheuse, est souvent désignée par des joints de stratification qui forment des plans de glissement naturels. Les deux phases tectoniques qui ont marqué la zone de Boukhadra ont causé plusieurs failles et fissures ce qui crée des difficultés pour l'exploitation et on remarque cela surtout à l'axe nord qui est situé dans une zone tectonique de broyage.

Le gisement de Boukhadra est exploité en souterrain et à ciel ouvert, nous intéressons dans cette étude au niveau 1045.

L'ouverture du gisement à ciel ouvert est assurée par des demi-tranchées avec des gradins de hauteurs de 15 m et l'exploitation souterrain dans ce niveau est faite par la méthode de sous niveau abattue.

Chapitre II

INTRODUCTION

Le principal objectif des tirs dans les mines est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Le degré de fragmentation de la roche joue un rôle très important afin de contrôler et de minimiser le coût global de production tel que le chargement, le transport de la matière première... Une fragmentation optimale améliore l'efficacité de broyage et un gain d'énergie.

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

La première étape pour la réduction de la taille dans les mines est bien les travaux de tir, il est suivi par des opérations de concassage et broyage. L'efficacité de ces opérations est directement liée à la distribution en taille des tas de roche abattus. Par conséquent, une évaluation fiable de la fragmentation est une problématique de l'exploitation. La production de fragments plus fins en opération de tir réduit la charge de travail des concasseurs primaires, augmentant ainsi l'efficacité du broyeur.

I. LA THEORIE DU TRAVAIL A L'EXPLOSIF

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température. [7]

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

- Combustion simple,
- Déflagration,
- Détonation.

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

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

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation.

En fonction de la vitesse de transformation de la matière, 3 on distingue :

- Les explosifs déflagrants : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde),
- Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide (2000 à 8000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

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

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

II. TYPES D'EXPLOSIFS UTILISES DANS LES CARRIERES

On distingue quatre types d'explosifs:[7]

II.1. Les dynamites

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

II.2. Les explosifs nitrates

Les explosifs nitrates sont à base d'ammonium 80% environ et d'un explosif pur (TNT, pentrite).

II.3. Les émulsions

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

II.4. Les nitrates fuels (ANFO)

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6%.

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

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

III. TRAVAIL DE L'EXPLOSIF

Une explosion est un phénomène au cours duquel des gaz sous pression sont engendrés et libérés en un temps extrêmement court. Ce phénomène se produit lorsqu'un explosif subit une détonation. Dans ce cas, une onde de choc se propage à travers l'explosif accompagné par une réaction chimique exothermique, libérant ainsi une grande quantité de gaz à haute pression et température.

La détonation se propage dans l'explosif avec une vitesse supérieure à celle du son. Initialement l'explosif se trouve dans les conditions de température, pression et onde de détonation et volume T_0 , P_0 , V_0 . A la fin de réaction, les produits de réaction sont aux conditions T_1 , P_1 et V_1 dans la zone Z_3 (figure II.1). Les gaz de décomposition se détendent et participent aux effets.

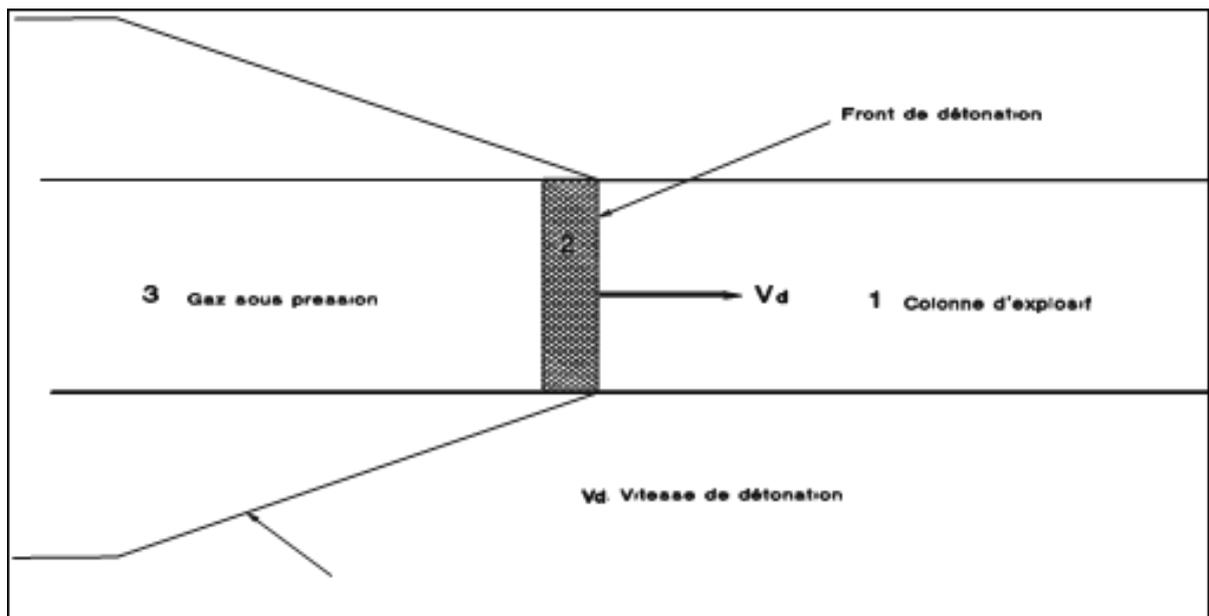


Figure II.1 : Propagation de l'onde de détonation.

Zone 1: l'explosif avant réaction,

Zone 2 : zone de réaction chimique,

Zone 3 : zone des produits de réaction.

L'énergie libérée par un explosif au cours de la détonation prend deux formes: une énergie de choc véhiculée par une onde de contrainte et transmise à la roche environnante, et une énergie de gaz qui se manifeste sous la forme d'une haute pression et de température du gaz. [8]

V. CRITERES DE CHOIX D'EXPLOSIFS

Le choix de l'explosif se définit par le travail qui lui est demandé (abattage, décrochage, fissuration ...). Généralement, l'explosif est choisi essentiellement en fonction de deux critères : [9]

V.1. Par rapport au massif rocheux

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

V.2. Par rapport à la productivité de l'entreprise

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

VI. CONCEPTION DES PLANS DE TIR

La conception d'un plan de tir se base sur la géométrie du trou à forer, du chargement des mines et des délais d'initiation. Fondamentalement, elle consiste à assurer :

- Le fonctionnement normal des charges: pour leur offrir une surface libre et un volume de dégagement adaptés: il s'agit de la maîtrise du fonctionnement du tir, mine par mine: à ce principe correspondent des règles dites d'efficacité. Les processus de fragmentation (propagation des ondes de chocs et des gaz) et de déplacement de la roche (gonflement du massif) doivent avoir le temps de se réaliser,
- Le fonctionnement correct des produits: en évitant les problèmes de désensibilisation de l'explosif (incapacité à s'amorcer),
- La sécurité de fonctionnement de la totalité du tir: le fonctionnement théorique des produits explosifs et de chaque charge, dans les conditions d'amorçage données, ne garantit pas le fonctionnement de la totalité du tir mis en œuvre. D'autres facteurs peuvent être à l'origine d'anomalies ou de dysfonctionnements graves des tirs. Ces risques sont plus difficiles à appréhender et correspondent en général à des arrachements de charges, des projections, ou à des coupures du réseau d'amorçage de surface avant l'initiation de tout le tir. [10]

VI.1. Processus technique de tir

L'exploitation minière est un processus de destruction contrôlé de la masse rocheuse nous permettant l'extraction du minerai. Un compromis doit être trouvé : fournir de grandes quantités de roche bien fragmentées pour le processus de traitement et minimiser le coût suivant le débitage secondaire des hors gabarit obtenus, compromis qui ne peut être réalisé que sur la base d'une compréhension très poussée des facteurs qui contrôlent la fragmentation des roches.

Harries et Mercer ont établi un diagramme indiquant les objectifs économiques à respecter lors de la fragmentation des roches (figure II.2). Le contrôle de la granulométrie du tas de roches abattues peut être obtenu en agissant sur paramètres suivants:[10]

- type, poids et répartition de l'explosif,
- diamètre du trou,
- la ligne de moindre résistance,
- espacement entre les trous,
- l'excès de forage,
- l'inclinaison du trou,
- le bourrage,
- la méthode d'initiation de la mise à feu de l'explosif,
- délais d'amorçage entre les trous consécutifs (microretard).

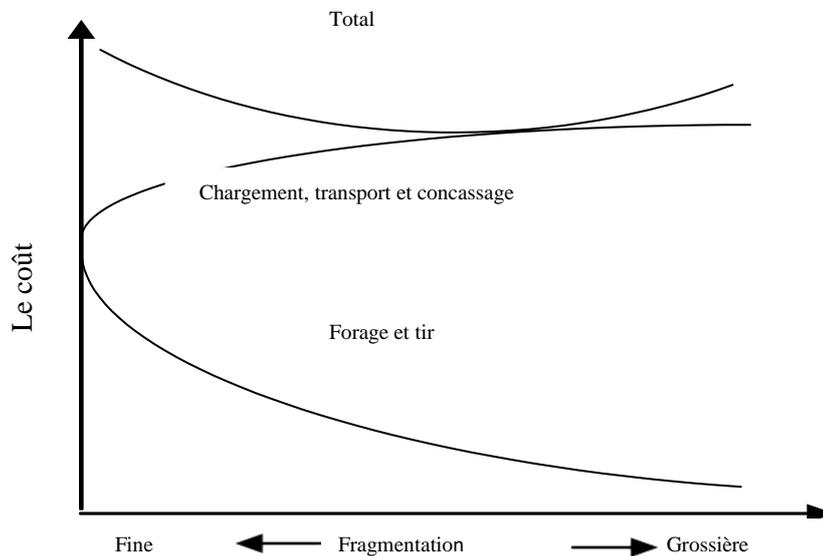


Figure II.2 : Diagramme de Harries et Mercer.

Les paramètres du dispositif géométrique d'un tir sont indiqués dans la figure II.3.

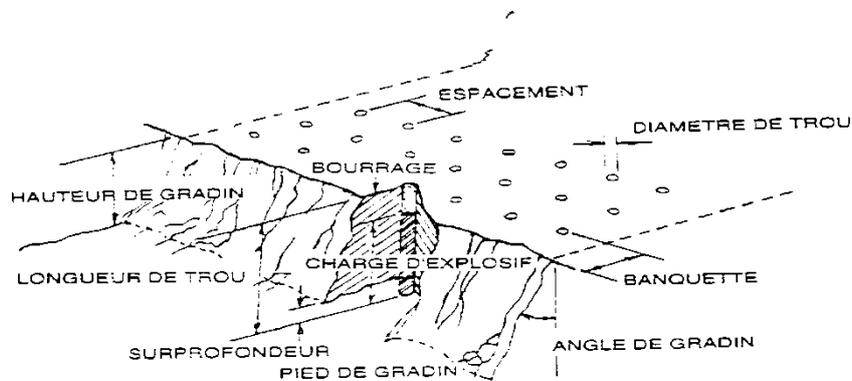


Figure II.3 : Schéma du dispositif géométrique d'un tir.

VI.2. Type et poids et répartition de l'explosif

La puissance d'un explosif est une mesure du travail fourni par un certain poids ou volume d'explosif. Cette puissance peut être exprimée par des unités absolues, ou comme proportion relative à un explosif standard tel que gélatine ou ANFO (Nitrate de l'Ammonium / huile Combustible). La comparaison de la puissance d'explosif à celle de l'ANFO est préférable, à cause de l'usage très large de ce dernier dans l'exploitation minière à ciel ouvert.

La sensibilité d'un explosif, est une caractéristique qui détermine la méthode suivant laquelle une charge peut détoner, le diamètre minimum de la charge et la sécurité de la mise en place de l'explosif. Des explosifs très sensibles s'explosent quand on les utilise dans des charges de plus faible diamètre, la sensibilité de l'explosif diminue avec l'augmentation du diamètre de la charge. Les explosifs peuvent être initiés chimiquement par la provision de petit gaz qui se propage à haute vitesse à travers la charge et qui, à son échauffement provoque la détonation secondaire. [10]

Bien que l'addition d'aluminium dans le tir est devenue commune ces dernières années car cet ajout libère plus d'énergie qu'une huile du combustible. Elle est utile, lorsqu'une haute énergie est exigée pour déplacer le pied du gradin. L'usage de haute densité aluminé peut contribuer à réduire le coût de forage.

VI.3. Diamètre du trou

L'expérience a montré qu'une utilisation efficace de la charge explosive est obtenue en appliquant une ligne de moindre résistance approximativement 40 fois le diamètre du trou. Avec l'augmentation du diamètre du trou, la ligne de moindre résistance se rapproche des dimensions de la hauteur du gradin, et l'explosion devient moins efficace. Par conséquent, Persson suggère que le diamètre du trou devrait être limité en appliquant l'expression suivante:[10]

$$D \leq H_g / 40 \quad (\text{II.1})$$

D : Diamètre du trou ; (m)

H_g : hauteur du gradin; (m)

L'application de trous de grands diamètres provoque la projection des roches et contribue à la détérioration de l'atmosphère et peut aussi engendrer des fissures excessives dans le massif rocheux.

Notons que pour toute application de trou de grand diamètre nous devons mener une étude des conséquences d'un gain obtenu et les problèmes qui en découlent. Toutefois, avant d'établir un plan de tir, il est conseillé d'étudier le massif rocheux dans lequel doivent être conduits les travaux miniers et de comparer les résultats à d'autres mines qui travaillent dans des conditions analogues.

Le choix du diamètre du trou dépend aussi de:

- L'environnement: le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge explosive, établie en fonction du diamètre et la profondeur du trou,
- La structure du massif à un effet fondamental sur la granulométrie, donc influera directement sur le choix du diamètre de trou,
- L'engin de chargement approprié à un type de fragmentation et de foisonnement des roches abattues,
- La nature de l'explosif, qui peut par exemple avec l'augmentation du diamètre, avoir une vitesse de détonation plus élevée.

VI.4. La ligne de moindre résistance

Pour comprendre l'efficacité de l'influence de la ligne de moindre résistance, il est nécessaire de considérer la séquence de rupture de la roche qui entoure le trou. La discussion suivante est basée sur l'hypothèse de Mcintyre et Hagan. [10]

Lorsqu'une charge dans un trou explose, une compression longitudinale de l'onde de déformation se propage dans la roche environnante. La tension tangentielle associée avec cette onde, crée un plan de la fissure radial autour du trou. Ces fissures s'étendent suivant une distance radiale approximativement égale à quatre fois le diamètre du trou dans la roche.

Lorsque les ondes de déformations tendent vers des rencontres avec une surface libre, créée par un tir ou par la détonation de la ligne de trous avant ceux en considération, une onde extensible reflétée est produite et qui va se propager en arrière dans la masse rocheuse. Cette onde de déformation extensible a tendance à ouvrir des fissures radiales autour du trou qui sont tangentielles au front de l'onde, c.-à-d. parallèles ou presque parallèlement à la surface libre (front de taille). Dans un tir bien conçu avec une ligne de moindre de résistance, correctement choisie, la force extérieure de la pression de gaz de l'explosion déplacera la roche vers la surface libre, tout en la fragmentant et créant un bon tas de roches abattues (figure II.4).

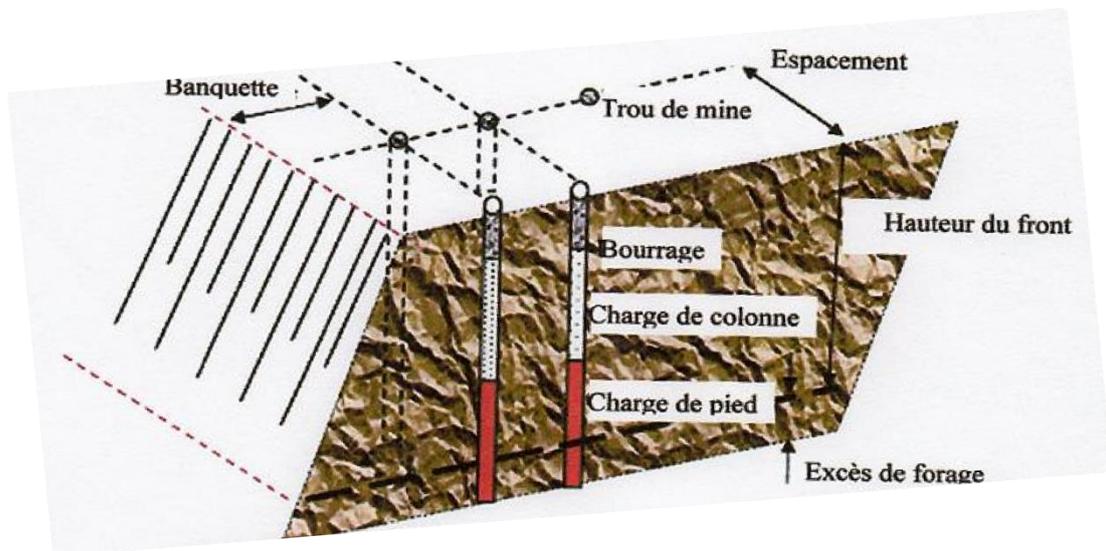


Figure II.4 : Schéma de disposition des trous.

L'une des questions la plus importante dans la conception d'un tir est le choix de la première ligne de moindre résistance. Si on utilise des trous de mines verticaux et le front du talus est incliné, la ligne de moindre résistance ne sera pas constante mais variera avec la profondeur comme illustré dans le schéma (figure II.5). Un plan peut être établi pour cette variation en utilisant une plus haute charge d'énergie au fond suivant la première ligne de trous, c.-à-d. augmenter le contenu de l'aluminium pour la charge inférieure. Ou bien, le trou peut être incliné pour donner une ligne de moindre résistance plus constante. Lorsque la surface libre est irrégulière, l'utilisation de simples trous pour réduire la ligne de moindre résistance aux limites acceptables est recommandée.

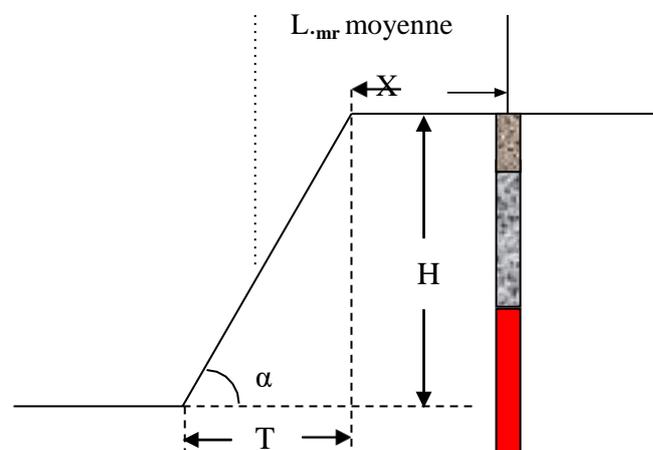


Figure II.5 : Schémas illustrant la disposition d'un trou dans un gradin.

Où : $L_{m,r}$ moyenne : La ligne de moindre résistance moyenne.

$$L_{m,r} \text{ moyenne} = x + 1/2 T = x + 1/2 H \cot \alpha ; (m) \quad (II.2)$$

Puisque l'efficacité du processus de la fragmentation dépend de la création d'une surface libre à partir de laquelle une onde extensible peut être produite et que la ligne de moindre résistance peut déplacer le traçage de la première ligne des trous est critique.

Une fois cette ligne réalisée et l'explosion donne son efficacité, une nouvelle surface libre sera créée pour la prochaine ligne et ainsi de suite jusqu'à ce que la dernière ligne soit tirée.

VI.5. Espacements efficaces

L'expérience pratique a montré qu'un espacement efficace de 1,25 fois la ligne de moindre résistance donne de bons résultats. Cependant, un travail de Lundborg, mentionné dans le journal par Persson, montre qu'une fragmentation améliorée peut être obtenue en augmentant l'espacement par rapport à la ligne de moindre résistance de 4, 6 ou même 8. Cette découverte a été incorporée dans le modèle "suédois".

L'utilisateur, avant d'appliquer ce modèle, doit être prudent et tout dépende de la qualité de la roche. Les discontinuités qui traversent une ligne de trou permettent aux gaz de l'explosion de se décharger ce qui peut réduire l'efficacité du tir. [10]

VI.6. Excès de forage

L'expérience a montré, qu'un excès de forage de 0,2 à 0,3 fois la distance entre les trous est adéquat pour assurer le creusement efficace à niveau du pied de gradin. C'est particulièrement important, que l'excès de forage ne devrait pas être dépassé dans la première et la dernière ligne.

VI.7. L'inclination du trou

La ligne de moindre résistance varie avec la profondeur si les trous sont verticaux et les fronts de taille inclinés. Beaucoup d'équipements de forage peuvent être employés pour forer seulement les trous verticaux et dans un tel cas, le tir efficace de la première ligne peut être obtenu en variant la force de la charge avec la profondeur de trou. De l'autre côté, il y a une tendance croissante d'appliquer des trous inclinés, en particulier dans les travaux publics où les plus petits équipements sont employés. Les trous inclinés sont avantageux pour la première ligne et, en forant des trous, parallèlement au front de taille, une ligne de moindre

résistance constante est accomplie. Afin de maintenir une ligne de moindre résistance constante avec la profondeur pour le reste du tir, il faut que tous les trous soient être inclinés.

VI.8. Le bourrage

L'utilisation de bourrage provenant des déblais de forage est une procédure généralement acceptée, pour contrôler le travail de l'explosif dans le massif rocheux. Les mêmes discussions suivant la ligne de moindre résistance, s'appliquent dans le cas de bourrage. Un faible bourrage permettra aux gaz de l'explosion de se décharger, ce qui créera des problèmes de projection dans l'air, tout en réduisant l'efficacité du tir. Tandis qu'un fort bourrage, produira une faible fragmentation de la roche au sommet de la charge.

La longueur optimum de bourrage dépend des propriétés de la roche, et peut varier entre 0,67 et 2 fois la largeur de la ligne de moindre résistance. Les colonnes de bourrage, plus court que les deux tiers de la largeur de la ligne de moindre résistance amènent, à une projection de la roche, pertes de l'énergie de tir et problème de la fragmentation. Des colonnes de bourrages très longues donneront une fragmentation médiocre au sommet des charges.

Si des hors gabarits sont obtenus à partir du sommet du gradin, même si la colonne de bourrage est logique avec les problèmes de la projection des roches et la perte d'énergie, la fragmentation peut être améliorée en introduisant une petite poche de charge centralisée à l'intérieur du bourrage. [10]

VI.9. Initiation des explosifs et types d'amorçage

Après avoir foré et chargé un trou, il est alors nécessaire de lier le modèle. Cela implique la pose du cordon le long de la rangée pour former la ligne qui est liée à chaque charge. Pour réduire les risques des ratés et assurer la détonation complète, dans le cas des grands modèles, on applique les lignes de sécurité.

La mise à feu, ou la ligne de lancement sera normalement reliée au milieu de la ligne principale du front. La séquence du tir, après l'initiation de la première ligne, est contrôlée par l'emploi des micro-retards.

La chaîne pyrotechnique de l'amorçage se compose de : [10]

- D'un générateur thermique mèche lente ou perle d'allumage de détonateur électrique,
- D'un explosif primaire,
- D'un explosif secondaire.

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 initié la détonation de l'explosif secondaire.

On peut dire aussi qu'il y a deux types d'amorçage:

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

VI.10. Retards entre les trous successifs et la mise à feu de rangée

Dans des grandes mines à ciel ouvert, si la quantité totale de la roche à abattre par jour est entre 100 000 et 300.000 tonnes, l'opération technologique d'arrachement exige de 20 à 75 tonnes d'explosif. La détonation simultanée de cette quantité d'explosif, sera certainement accompagnée par un effet sismique qui va affecter la stabilité des talus. Donc pour minimiser l'ampleur et la portée de l'onde de choc, il est nécessaire d'employer les détonateurs à micro-retards. L'emploi des détonateurs à micro-retards, nous permet de contrôler le processus de la fragmentation de la roche parce que, à la mise à feu de chaque charge un temps mort est créé ce qui va donner l'avantage à la prochaine charge explosive de travailler suivant plus d'une surface de dégagement. Un tir typique avec une ligne de moindre résistance de 25 pieds peut être réalisé de la manière suivante:

- Rangée 1 instantanée,
- Rangée 2 35 millisecondes de retard,
- Rangée 3 70 millisecondes de retard,
- Rangée 4 105 millisecondes de retard.

L'application de schéma de tir avec microretard, est l'une des solutions les plus fiables contre les dégâts des tirs excessifs, et l'instabilité des gradins dans les mines à ciels ouverts. [10]

VII. MECANISMES DE LA FRAGMENTATION

La détonation de la charge transmet au massif des contraintes pouvant engendrer des déformations transitoires ou bien irréversibles. [9]

VII.1. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux

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

- La zone de broyage,
- La zone de fissuration radiale,
- La zone sismique. [9]

VII.1.1. Zone de broyage

Les contraintes de compression subies à proximité de la paroi du trou dans les premiers temps de la propagation généralement excèdent la résistance à la compression de la roche. Tout se passe comme si cette zone était soumise à un régime hydrodynamique (figure II.6 phase I). La décroissance des contraintes est toutefois très rapide de sorte que de 3 à 5rc (rayon de la charge, elles reviennent en deçà de la résistance à la compression de la roche.

L'épaisseur de la zone de broyage dépend essentiellement de la pression maximale à la paroi du trou et des propriétés dynamique de la roche. Les roches cristallines à porosité faible offrent une résistance plus importante au broyage que le roches tendres et /ou poreuses. La pression à la paroi du trou dépend de la densité de l'explosif. Par conséquent, l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité du chargement. [9]

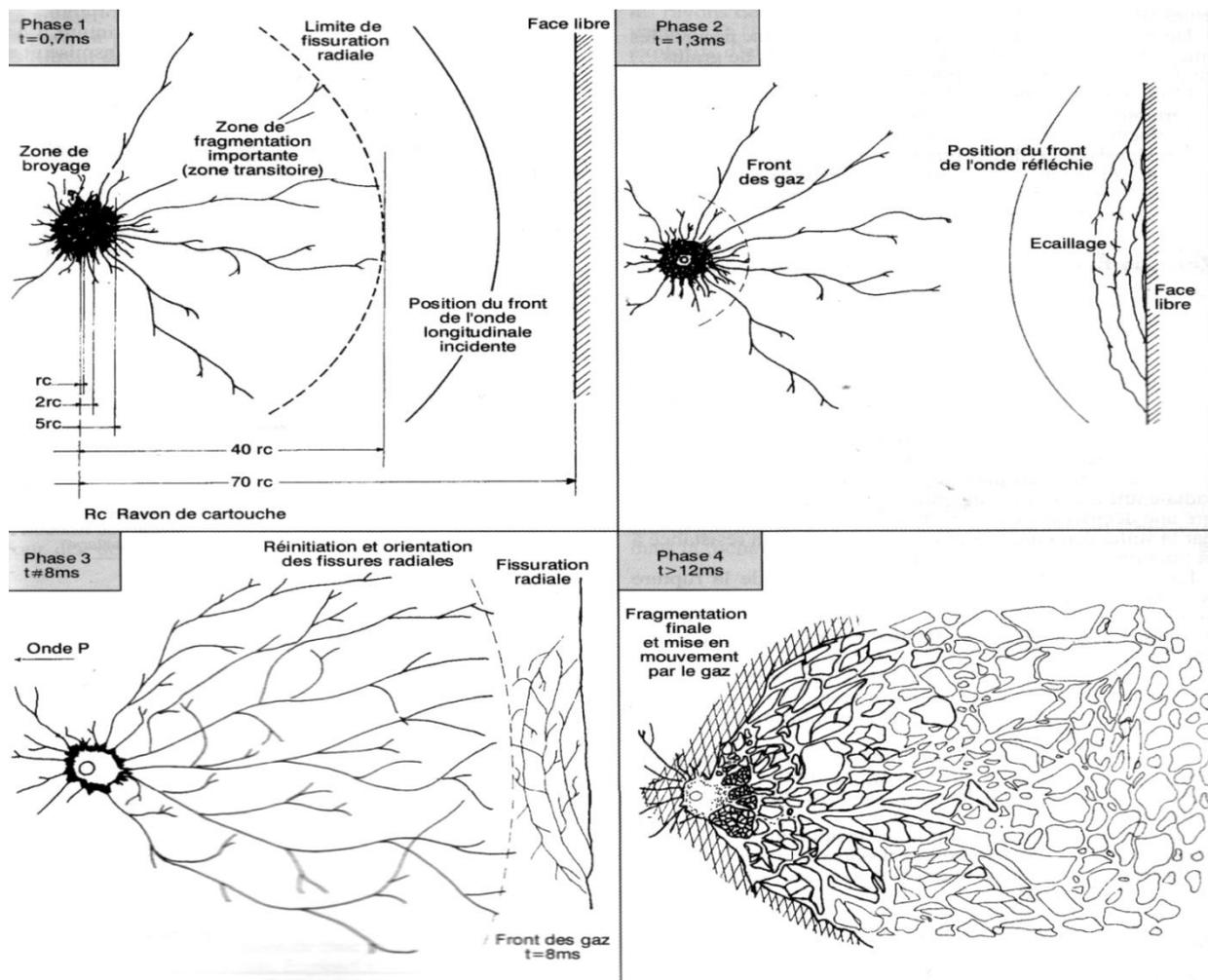


Figure II.6 : Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4).

VII.1.2. Zone de fissuration radiale

Dans cette zone (figure II.6, phase 2), la roche subit, en plus de la contrainte de compression, une contrainte tangentielle en traction ; Des fissures radiales se développent autour de la cavité jusqu'à ce que la contrainte tangentielle devienne inférieure à la résistance dynamique en traction de la roche. Ceci peut couvrir des distances comprises entre 20 et 50rc. Toutefois, le mécanisme de la propagation de ces fissures n'est pas aussi clair. D'après des essais au laboratoire des tirs (sur modèle physique) et en utilisant la méthode photographique, a conclu que ces fissures sont initiées et propagées à partir des fractures préexistantes dans le massif rocheux. Cela peut indiquer que les contraintes résiduelles jouent un rôle important dans la propagation de ces fissures. [9]

VII.1.3. Zone sismique

Dans cette zone, aucune fissuration marquante n'apparaît et le massif rocheux suit un modèle classique de comportement élastique. [7]

VII.2.Effet des ondes réfléchies

Les ondes réfléchies jouent deux rôles:

- Modification de l'orientation des fissures radiales,
- Initiation de nouvelles fissures. Ainsi une nouvelle fissuration perpendiculaire à l'écaillage apparaît au voisinage de la surface libre. [7]

VII.2.1. Fragmentation finale et mise en mouvement

Si l'onde émise et l'onde réfléchie sur la surface libre, ont pu pré fissuré ou, affaiblis suffisamment le massif entre cette surface libre et le diamètre du trou, les gaz emprisonnés va pouvoir poursuivre leur propagation et leur action. Ils s'infiltreront dans les fissures, complétant éventuellement la fissuration et mettent les blocs formés en mouvement. [7]

VII.3.Effet de la présence d'une face libre

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se scinde en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux de part et d'autre de la discontinuité. Dans le cas de l'interface roche/air, la réflexion est 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 écaillage (phase 2 et 3).

VII.4. Effet des gaz libérés

La fissuration générée par l'onde émise et l'onde réfléchie permet aux gaz libérés de poursuivre leur propagation et d'affaiblir davantage le massif; Ils filtrent dans les fissures, prolongeant éventuellement la fissuration et mettent en mouvement les blocs obtenus (figure II.6 phase 4). [7]

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

CONCLUSION

La destination principale de l'opération d'abattage est la modification de l'état naturel de la roche par sa fragmentation avec l'utilisation des explosifs.

Le rôle de l'explosif est prépondérant car c'est de lui que dépend toute la chaîne des travaux en amont. Il est impératif de bien choisir le type de l'explosif à utiliser compte tenu des caractéristiques physico mécaniques de la roche, de sa résistance à l'eau ; la détermination de la consommation spécifique d'explosif est un paramètre essentiel pour définir la géométrie du trou, la charge par trou...etc.

Chapitre III

INTRODUCTION

La qualité de l'abattage des roches prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert. Cependant l'obtention de cette dernière dépend de plusieurs paramètres contrôlables et non contrôlables.

I. LES PARAMETRES NON CONTROLABLES

I.1. Matrice rocheuse

I.1.1. Propriétés structurales

Les propriétés de la matrice rocheuse ici mises en jeu sont ses propriétés physicomécaniques, acoustiques et à un moindre degré, hydrologiques. Spécifiquement, ces propriétés sont : la densité, la résistance à la traction et à la compression, le module de Young, le coefficient de poisson, et l'impédance acoustique. [08]

Des fissures ou joints stratigraphiques remplis de matériaux de moindre résistance peuvent créer en un point de l'abattage des zones de faiblesses qui lors du tir provoqueront des projections horizontales importantes (Figure III.1). [11]

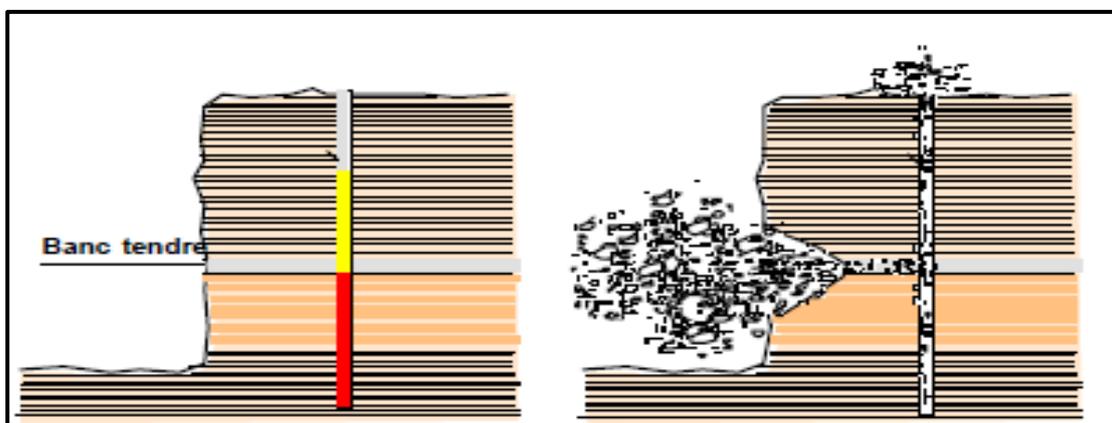


Figure III.1: Influence de structure de roches sur le tir.

La présence de cavités non reconnues dans le massif (poches de dissolution, anciens travaux miniers, grosses fissures, vides...) peut, au moment du minage, provoquer en un point du massif une accumulation dangereuse d'explosif au moment du tir. (Figure III.2) [11]



Figure III.2 : Influence d'une cavité non reconnue dans un massif sur le tir.

Dans des conditions où la fréquence spatiale d'un ou plusieurs jeux de discontinuités est importante, il est notoirement préférable de tirer les gradins avec un diamètre de trou réduit ; ceci permet en effet une maille de foration plus serrée à consommation spécifique équivalente. [12]

Une maille de foration trop lâche dans ce type de situation peut conduire à des portions entières du gradin peu ou non fragmentées (Figure III.3). Cette remarque s'applique également au tir dans les roches conglomératiques.

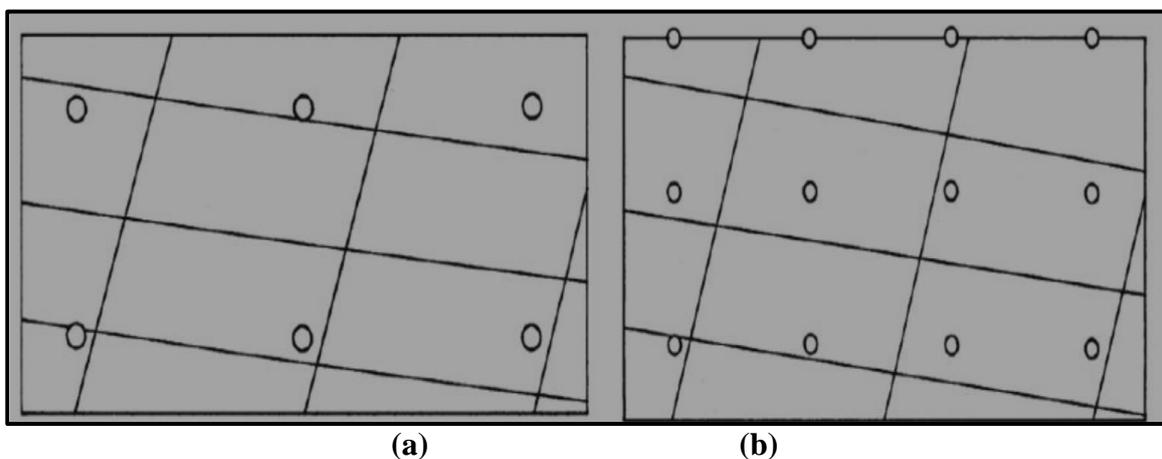


Figure III.3 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités.

a) : une maille large,

b) : une maille petite.

I.1.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation

On désigne par discontinuité une interruption de la roche qui résulte de la formation du massif. Le massif rocheux présente des surfaces de discontinuités découpant la masse rocheuse

en une série de blocs plus ou moins imbriqués et reliés entre eux par la cohésion de leurs discontinuités. La résistance d'ensemble du massif est davantage conditionnée par les caractéristiques géométriques et les propriétés mécaniques de ces surfaces de discontinuités que par la résistance de la matrice rocheuse. Les dispositions des surfaces de discontinuités dans l'espace ainsi que leurs propriétés mécaniques sont déterminantes pour l'analyse de tous les problèmes de stabilité. [13]

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. L'orientation des jeux de discontinuités par rapport à l'orientation du gradin et des charges a une influence à la fois sur la portée et sur les formes d'arrachement observées après tir dans les plans horizontal (Figure III.4) et vertical (Figure III.5). [12]

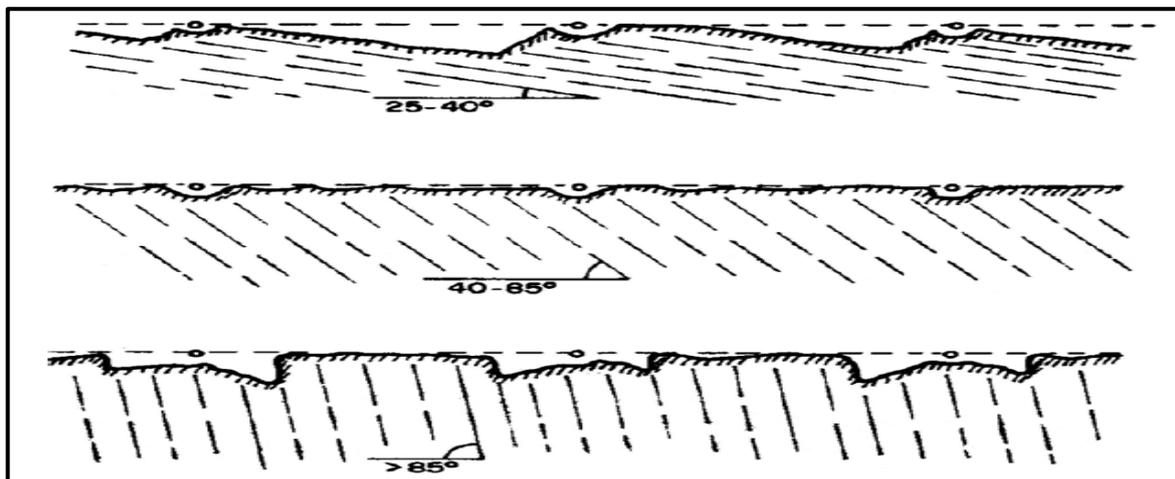


Figure III.4 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al, 1995).

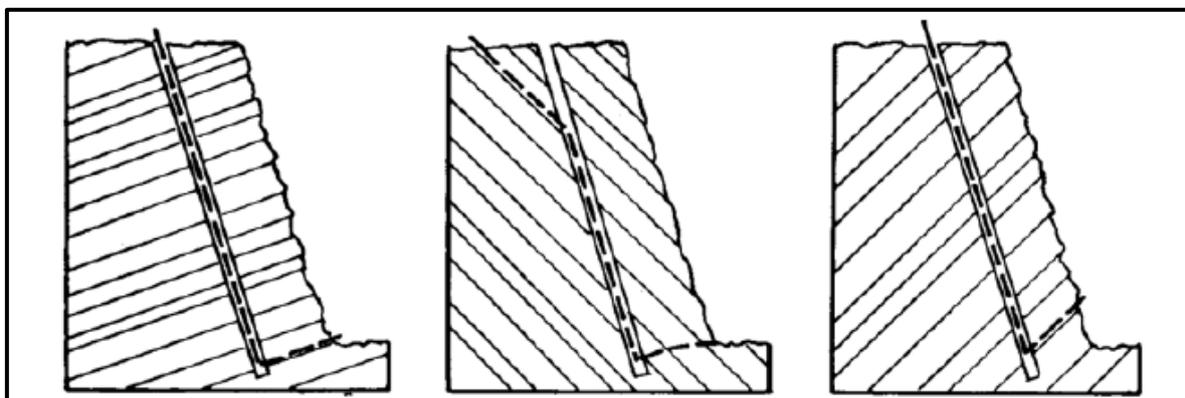


Figure III.5 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuités dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984).

I.1.3. Propriétés mécaniques

La fragmentation par l'explosif étant par nature un processus d'endommagement, les propriétés mécaniques des roches abattues, et notamment leur résistance à la rupture, jouent un rôle majeur dans les résultats de tir. Il est généralement admis que les modes de rupture intervenant dans le processus sont multiples : compression, traction, cisaillement.

Bohlooli et Hoven (2006) ont testé quatre types de roches différentes en laboratoire et en échelle réelle et montrent que le pourcentage de fines obtenu après tir augmente avec la résistance en traction R_t de la roche intacte.

Plus généralement, les propriétés granulométriques des roches fragmentées semblent étroitement liées à la nature de celle-ci, et un produit soumis à une séquence de comminution (broyage) optimale ne voit pas la forme de sa courbe granulométrique évoluer au cours du procédé (Steiner, 1991 et 1998). [12]

La fracturation initiale du massif induit deux effets opposés : [14]

- D'une part, elle fragilise le massif, et donc réduit globalement sa résistance mécanique,
- D'autre part, elle contrarie l'action mécanique de l'explosif par atténuation de l'onde de choc lors de son passage à travers les discontinuités et par détente des gaz dans les fissures.

Ces deux effets ont pour résultat de réduire la portée de l'explosif et par conséquent de réduire les possibilités de coopération entre mines adjacentes, il serait alors préférable de resserrer la maille de foration.

I.1.4. Propriétés hydrauliques

La présence d'eau dans un terrain est toujours une source de préoccupation pour le mineur, elle influe généralement sur trois paramètres à savoir : [15]

➤ **La Foration** : L'eau a tendance à réduire la résistance de la matrice rocheuse et par conséquent à faciliter la pénétration de l'outil de foration. Cependant, la vitesse instantanée de la foration est augmentée. Par contre, la diminution de la résistance de la paroi du trou peut favoriser des éboulements localisés d'où des risques de coincement de l'outil de foration.

➤ **Le 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 existe des explosifs très sensibles à l'eau et d'autres résistants. Cependant c'est à l'utilisateur de bien

choisir le type d'explosif ou jouer sur les techniques permettant la conservation ou la protection de l'explosif contre l'eau.

➤ **Le processus d'abattage:** Le rôle exact de l'eau dans le processus d'abattage est l'objet de discussion et de controverse. On peut toutefois émettre les quelques idées suivantes :

✓ Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux : L'eau occupe l'espace annulaire compris entre l'explosif (encartouché) et la paroi.

L'impédance acoustique globale des produits de détonation se voit ainsi augmentée (par augmentation de leur densité) par le transfert de l'énergie au massif rocheux, de même la présence d'eau limite la détente des gaz de détonation, augmentation donc de la pression exercée sur la paroi.

✓ Rôle de l'eau comme agent de bourrage : L'expérience montre que le bourrage à l'eau est efficace ; sur le plan théorique, l'inertie de la masse d'eau est suffisante pour permettre une montée en pression des gaz de détonation dans le trou, avant l'éjection de la colonne liquide.

✓ Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission des vibrations : Si l'eau contenue dans la matrice rocheuse est vraisemblablement sans influence sur la propagation des vibrations, celle contenue dans les discontinuités joue un rôle favorable dans la transmission des vibrations. Il est connu en effet que l'eau, comme la plupart des fluides, transmet bien les vibrations longitudinales (mais non les ondes de cisaillement) ; ainsi l'eau assure « un couplage hydraulique » des différents blocs constituant le massif rocheux. L'amortissement de la vibration est donc réduit de façon significative.

✓ La présence d'eau peut favoriser légèrement le travail de l'explosif dans les massifs fracturés.

✓ Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux : On sait que l'eau altère la résistance au cisaillement des discontinuités ; le massif rocheux est donc globalement moins résistant et par conséquent plus apte à être abattu. La présence d'eau doit donc faciliter l'abattage du massif, par réduction globale de sa résistance.

II. VARIABLES CONTROLABLES

II.1. Paramètres liés aux trous

II.1.1. Qualité de la foration

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confinée à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité. Enfin, les conséquences les plus visibles de la qualité de la foration se retrouvent au niveau des parois prédécoupées où le bon résultat est obligatoirement lié au parallélisme et à la coplanarité des forages. [14]

La mauvaise qualité de la foration se traduit le plus souvent par des déviations bien visibles, dans le cas de découpage, ou non directement visibles, dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences parfois considérables : projections, production de blocs, voire dans les cas extrêmes des ratés de tir... etc.

Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves.

Les causes sont multiples et résultent souvent d'erreur d'appréciation ou de défaut de mise en œuvre.

II.1.1.1. Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées dans la figure III.6, 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 banquette dans le cas de gauche et à la sous-évaluer dans le cas de droite.

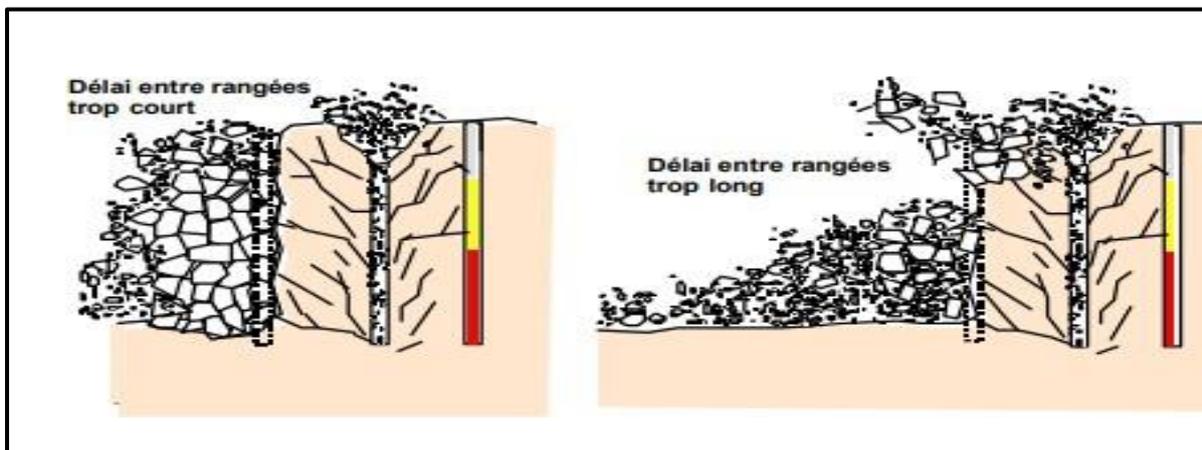


Figure III.6 : Effet du choix des retards sur le dégagement des rangées abattues.

Si l'on ne dispose pas d'instruments de mesure tels que profileur laser ou distance mètre, on peut par mesure au fil à plomb éviter une erreur grossière. De même l'implantation à partir d'un repère arrière constitue une bonne protection, mais la base de mesurage doit être vérifiée tous les 4 ou 5 tirs. [14]

II.1.1.2. Les déviations de forages

Il est généralement admis que la structure, les hétérogénéités ou les vides d'un massif entraînent des déviations de foration. [15]

Le type de machine utilisée pour la foration et le sens du pendage ont une influence sur les déviations. On constate que suivant l'incidence du taillant par rapport aux bancs un risque de déviation dans le sens du pendage ou perpendiculaires aux bancs est probable (Figure III.7).

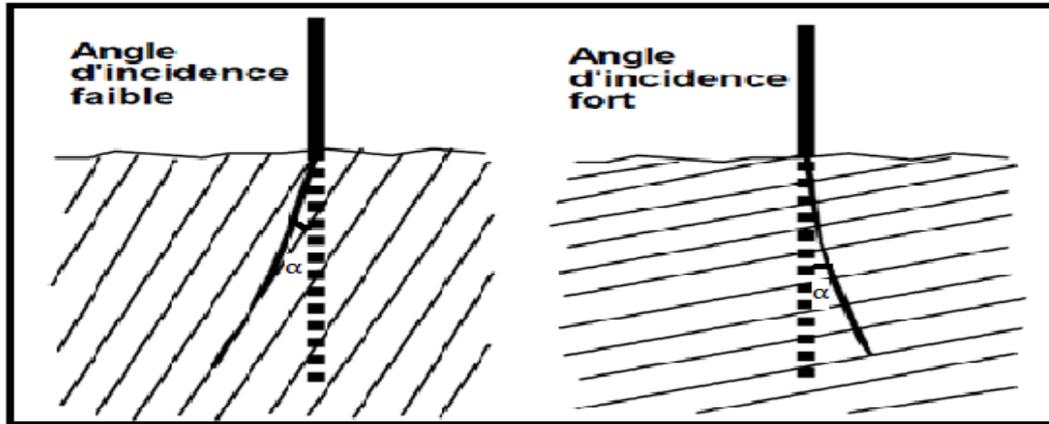


Figure III.7 : Déviation due aux discontinuités.

Une déviation de foration dans un plan perpendiculaire au front de taille provoquera suivant le sens de la déviation une surévaluation ou une sous-évaluation de la banquette d'abattage. Les risques sont les mêmes que dans le cas d'un défaut d'implantation. Si la déviation a lieu dans un plan parallèle au front de taille, on peut avoir un rapprochement dangereux de deux charges de pied avec des risques de projection importants (Figure III.8).

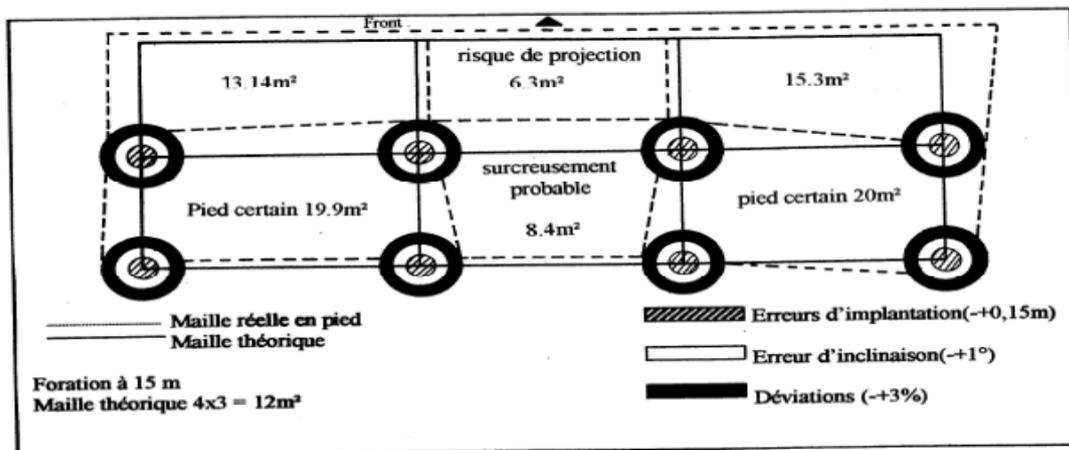


Figure III.8 : Différence entre maille théorique et maille réelle.

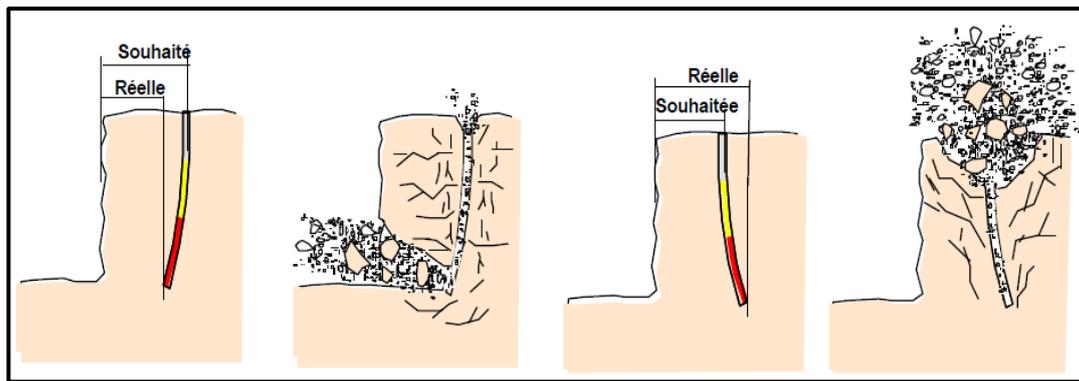


Figure III.9 : Conséquences de déviation des forages.

On trouve actuellement sur le marché plusieurs types d'appareils permettant la mesure de la déviation. Les plus simples ne permettent qu'une mesure en fond de trou tandis que des appareils plus élaborés permettent d'établir le profil exact de la déviation (DIADEME).

D'une manière générale on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3 % (30 cm pour 10 m). Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations très largement supérieures à ces valeurs.

II.1.2. Diamètre de trou

Dans le cas général, le diamètre devrait être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. Le cout de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration. [14]

Les autres données du chantier qui interviennent sur le diamètre sont les suivantes :

- 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 et qui va influencer directement le choix du diamètre de sondage,
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner,
- La nature de l'explosif qui peut 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.

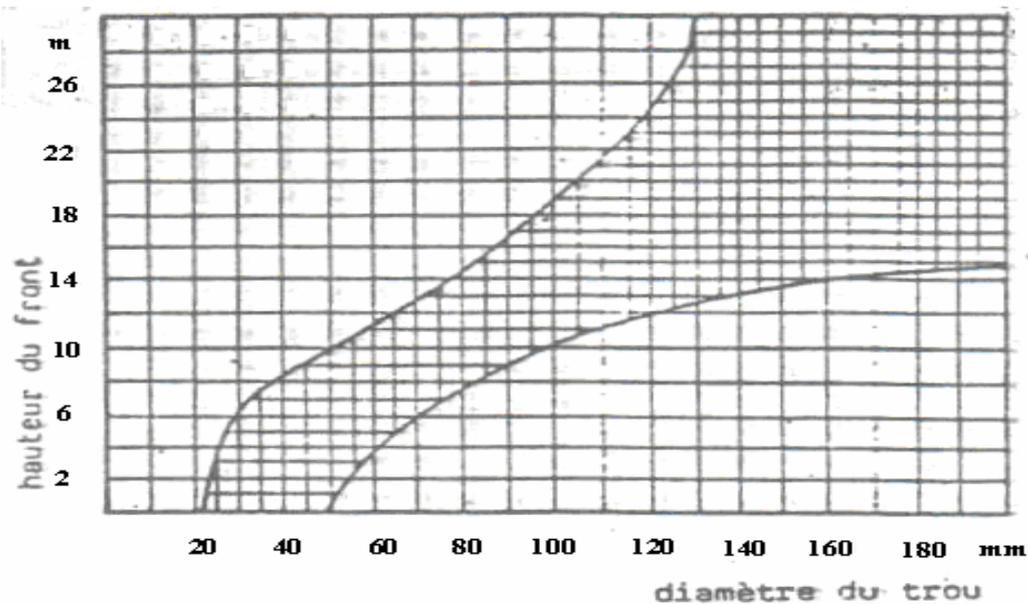


Figure III.10 : Choix du couple diamètre-hauteur de front. [16]

Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée. [15]

Baron L, Dimidiuk T et Juanov V argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion. De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

Dans le cas où le massif est assez fracturé, tirer avec un diamètre de foration réduit permet une meilleure répartition de l'énergie explosive fournie au sein du massif, et permet de déjouer les difficultés techniques posées par des réseaux de discontinuités resserrés. Ces avantages sont obtenus au détriment des coûts de foration. D'autre part, le diamètre des charges explosives influence leur vitesse de détonation ; notamment, les performances en détonation du nitrate-fuel diminuent significativement pour les diamètres inférieurs à 40 mm (Persson, Holmberg et Lee, 1994). [12]

II.1.3. Inclinaison du trou

Il s'agit d'un paramètre secondaire relativement indépendant. Il est lié toutefois au mode de foration et à la qualité du foreur qui est essentiels si l'on décide d'incliner les trous. [07]

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. [15]

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

L'inclinaison des trous peut apporter généralement les avantages suivants : [16]

- meilleure rupture de pied, avec moins d'effet de cratère,
- allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement,
- La consommation en explosif est optimale,
- moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin,
- plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

Les trous inclinés, spécifiquement dans la première rangée et lorsque le front est incliné, assurent une meilleure distribution de la charge, une sorte de pied plus rapide et plus facile (Hagan, 1983) et une nette diminution des effets arrières (Thiard et Sifre, 1988). [08]

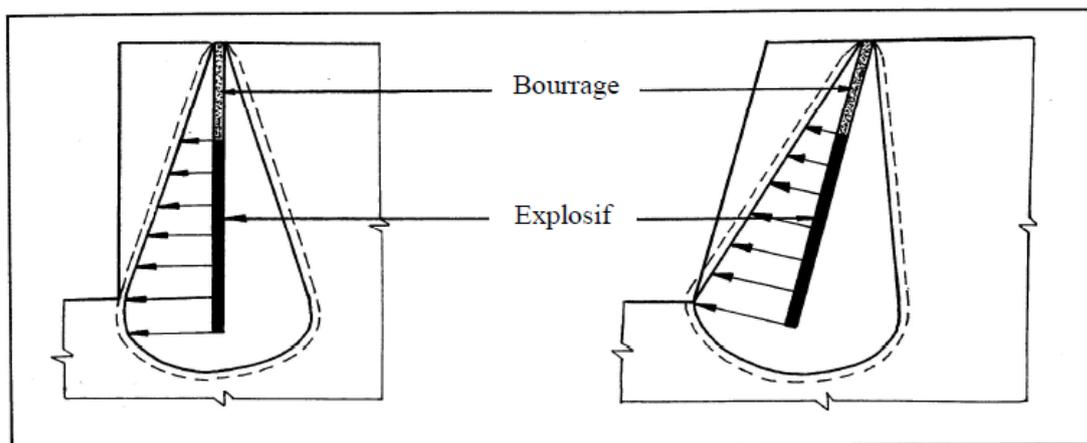


Figure III.11 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [15]

D'après Antill, J.M. Modern, l'application de trous forés suivant une inclinaison variant de 10° à 30° donne une meilleure fragmentation. [10]

II.1.4. L'excès de forage (Sous-forage)

La sous-foration sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement. [17]

La longueur de sous-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, de la résistance au pied (moindre résistance), des propriétés physiques et mécaniques des roches... Avec l'augmentation de la dureté de la roche, de la hauteur du gradin et de la résistance au pied, la longueur du sous-foration augmentera aussi.

La sous-foration est liée essentiellement à la banquette. Elle est comprise entre 0,15 et 0,3 fois la banquette. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes. Elle augmente aussi avec la profondeur du trou et le nombre de rangées. [18]

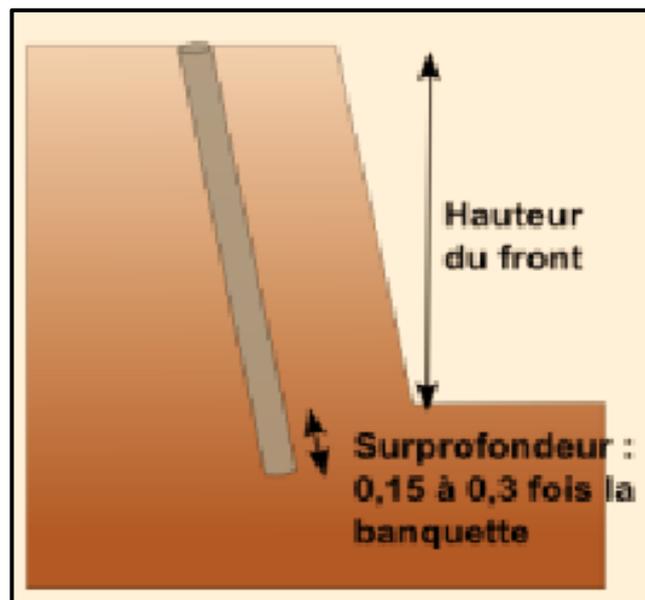


Figure III.12 : Représentation de l'excès de forage dans un gradin.

II.1.5. Longueur de trous

Il dépend essentiellement de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur d'excès de forage. Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs. [15]

II.2. Paramètres liés au bourrage

II.2.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous

Son objectif est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage. Il est proportionnel à la banquette. Sa longueur doit être égale à la banquette en mines profondes pour un amorçage latéral, et il peut descendre à 0,5 de la banquette dans les courts trous. [18]

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 d'obtenir un abattage sélectif, éviter la perte d'énergie, et d'éviter une surconsommation d'explosif. [15]

En carrière, la valeur optimale du bourrage final se situe entre 50 et 100% de la banquette d'abattage. [11]

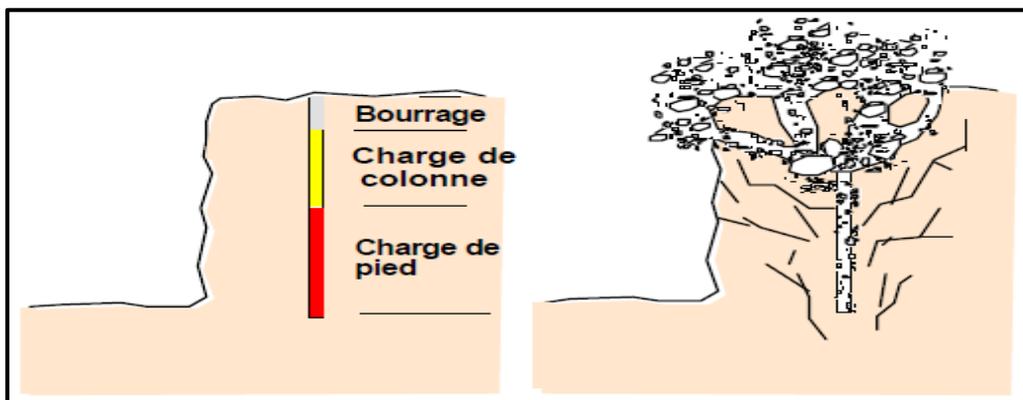


Figure III.13 : Influence de la hauteur de bourrage sur la qualité de tir.

II.2.2. Qualité du matériau de bourrage

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières d'Algérie, mais les expériences montrent que dans ces cas il y a des projections et débouillage important au moment du tir. Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive. [15]

II.3. Paramètres liés au plan de tir

II.3.1. Banquette

Cette dernière représente la distance entre l'arrêt supérieur du gradin et la première rangée de trous. Dans le cas d'une seule rangée des trous d'abattage, la banquette représente la largeur du volume à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée. [15]

Les facteurs affectant le choix de la banquette sont : le diamètre, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue.

Elle dépend de : [18]

- des objectifs technico-économiques : dans le sens où elle est le facteur clé de la consommation d'explosif et des résultats du tir.
- de l'explosif : la banquette varie proportionnellement à l'énergie de la charge d'explosif, cette dernière pouvant être quantifiée de différentes manières.
- de la hauteur du front : celle-ci intervient peu lorsqu'elle est supérieure à deux fois la banquette ; lorsqu'elle est inférieure, la banquette peut être réduite pour obtenir un résultat de tir satisfaisant.

II.3.2. Espacement

On entend par espacement, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (0,8 et 1,5) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique. [15]

II.3.3. Rapport de maille

Les calculs proposés par Langefors et Kihlströmfont font intervenir le rapport entre l'espacement et la banquette (E/B). Ils recommandent de prendre ce dernier entre 1 et 1,5. Pour le calcul, la valeur de 1,25 a été choisie. On constate expérimentalement que ce rapport influence la fragmentation obtenue : un E/B proche de 1 va avoir tendance à produire des blocs, tandis qu'un E/B de 1,5 fournira une fragmentation plus fine, la valeur de 1,25 retenue engendrera une fragmentation régulière. [19]

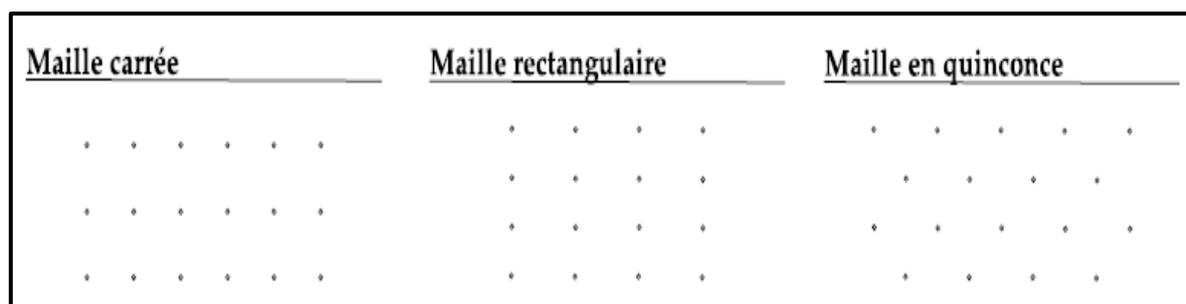


Figure III.14 : Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert. [12]

La disposition de maille doit être telle que la distribution latérale de l'énergie dans le massif soit optimale. Les expériences ont montré que cela peut être obtenu dans le cas d'une maille irrégulière plutôt que celui d'une maille carrée (Langefors, 1966 ; Hagan.1983). [8]

Le rapport de maille égal au rapport de «l'espacement» des trous sur la «banquette» dépend essentiellement des objectifs poursuivis : [16]

- Pour une bonne fragmentation, le rapport doit être aussi élevé que possible, entre 1,2 et 1,5
- Pour un bon profil de front, ou par commodité, il est souvent voisin de 1,
- Pour la production d'enrochement, il est recommandé de le réduire à une valeur inférieure à 1.

II.3.4. Présence des faces libres

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise 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 est 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 écaillage. [15]

II.4. Paramètres liés à l'explosif

II.4.1. Influence de la consommation spécifique de l'explosif sur le degré de fragmentation des roches fissurées

Le respect de la consommation spécifique d'explosif estimée satisfaisante pour le massif et l'objectif économique est probablement encore la méthode la plus utilisée. Ce facteur s'exprime généralement en kg d'explosif par m³ de roche. [16]

Pour mieux prendre en compte les données particulières du chantier, les utilisateurs tendent à moduler le facteur de consommation ou d'énergie spécifique à l'aide de règles simples généralement qualitatives et parfois quantitatives :

➤ Pour les fronts de hauteur inférieure à deux fois la banquette, il est souvent nécessaire d'augmenter la consommation ou l'énergie spécifique d'explosif. Cette surconsommation devient très faible en amorçage en fond de trou avec bourrage soigné,

➤ Pour assurer «l'arrachement du pied», la charge spécifique au pied doit être beaucoup plus élevée que la charge en colonne. Certains utilisent la règle suivante : la moitié de la charge doit se trouver dans le 1/3 inférieur du trou,

➤ Pour une même consommation ou énergie spécifique, la taille moyenne des fragments de roche abattue augmente lorsque le diamètre de foration (donc la maille) augmente.

C'est surtout le cas dans les massifs résistants et fracturés,

➤ La consommation et l'énergie spécifique doivent augmenter lorsqu'on désire un meilleur étalement du tas et un meilleur foisonnement,

➤ Pour une même structure du massif, la consommation spécifique augmente en fonction de la résistance de la matrice rocheuse, plus précisément en fonction de la résistance à la traction de la roche qui est l'un des facteurs les plus déterminants. L'impédance acoustique joue bien sûr dans le même sens,

➤ La consommation spécifique augmente généralement lorsque la fragmentation obtenue diminue, en particulier la taille moyenne des blocs (Figure III.15).

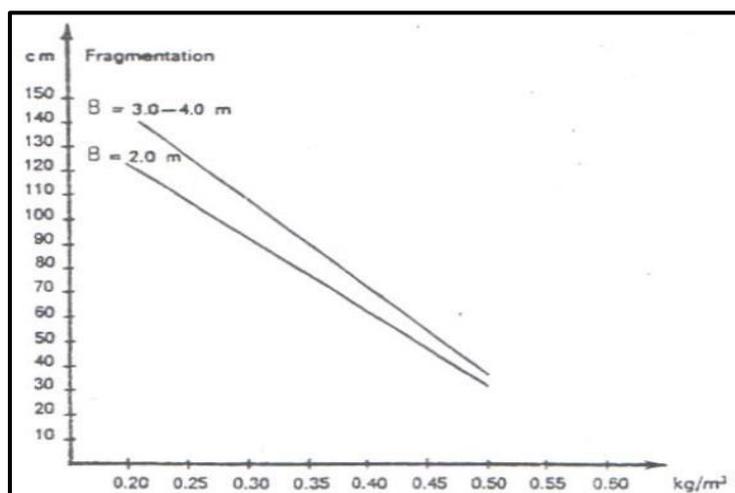


Figure III.15 : Fragmentation en fonction de la consommation spécifique d'explosif (Selon Gustafsonn).

La consommation d'explosif, dont dépend la réserve totale de l'énergie de la charge, est un des facteurs qui influe bien sur l'action de destruction des explosifs et sur la qualité de fragmentation des roches ; l'expérience riche des travaux de tirs depuis un siècle témoigne que la variation de la consommation spécifique de l'explosif permet de faire varier à volonté ce degré de fragmentation. [14]

Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de forte densité et des vitesses de détonation élevées. Par contre dans les massifs fracturés, où les blocs de tas abattus ont été délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes (peu de création de nouvelles surfaces pendant l'abattage), 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. [15]

II.4.2. La séquence et le système d'amorçage

L'emploi des détonateurs à microretards, nous permet de contrôler le processus de la fragmentation de la roche parce que, à la mise à feu de chaque charge, un temps mort est créé, ce qui va donner l'avantage à la prochaine charge explosive de travailler suivant plus d'une surface de dégagement. [10]

La séquence d'initiation de la charge influence également la fragmentation et contrôle en grande partie les effets arrière et les vibrations qui résultent du tir. On la réalise par

l'utilisation de microretards qui garantit la création progressive des faces libres. Dans ce cas, chaque charge parvient à détacher son volume de rocher avant l'amorçage de la suivante. [8]

La mise à feu de la charge conditionne le régime de détonation de l'explosif. Cela a évidemment un effet majeur sur son efficacité. Cette mise à feu peut se faire soit latéralement soit longitudinalement. La première est appelée amorçage latérale, réalisé au moyen d'un cordeau détonant. La deuxième est l'amorçage ponctuel, réalisé au moyen d'un booster mis à feu par un fil électrique ou non-électrique (méthode NONEL). Le booster peut se trouver entête, en zone intermédiaire, ou en pied de la colonne d'explosif.

Parmi ces méthodes, il apparaît que l'amorçage au fond de trou produit les résultats les plus satisfaisants du fait qu'il met en jeu deux surfaces libres au lieu d'une.

La séquence de mise à feu et notamment l'écart de temps entre rangées est particulièrement important. Choisi trop court, la rangée avant n'aura pas dégagé assez d'espace pour que le foisonnement dynamique de la rangée suivante puisse se produire normalement.

Calculé trop long, les matériaux de la première rangée seront déjà retombés lors du départ de la rangée arrière. Dans les deux cas il y a risque de projections verticales au niveau de la rangée gênée. [20]

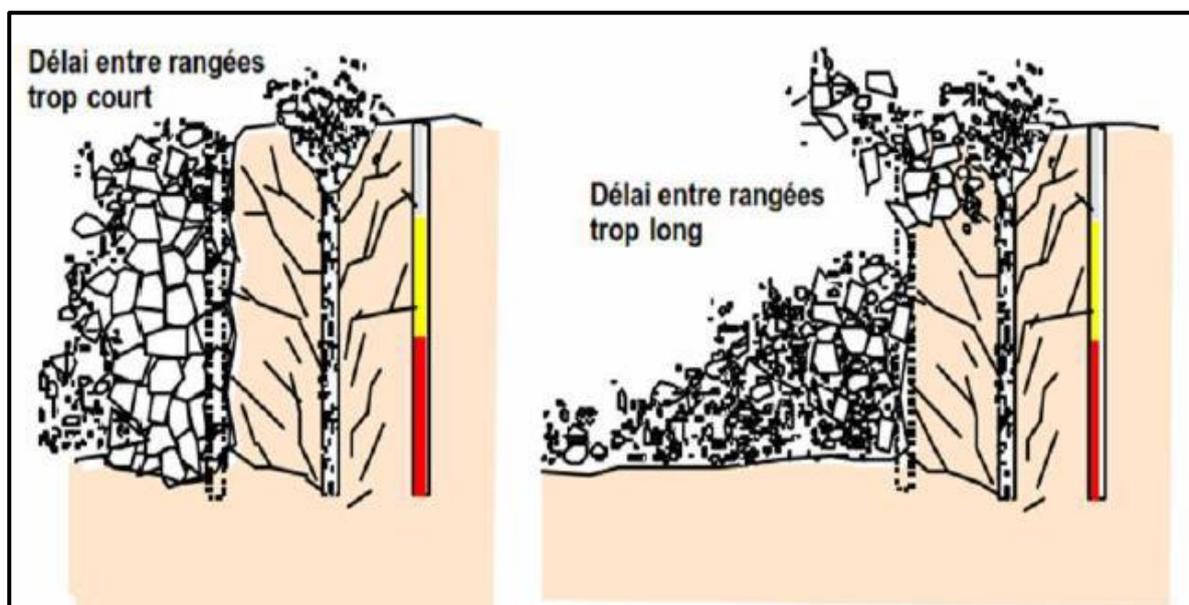


Figure III.16 : Influence du choix de délai entre les rangées sur la qualité de tir.

On peut voir sur la Figure III.17 l'influence qualitative du choix des retards sur la direction de mouvement des lignes abattues. Une mauvaise conception du plan d'amorçage peut avoir une influence dramatique sur la qualité du résultat de tir.

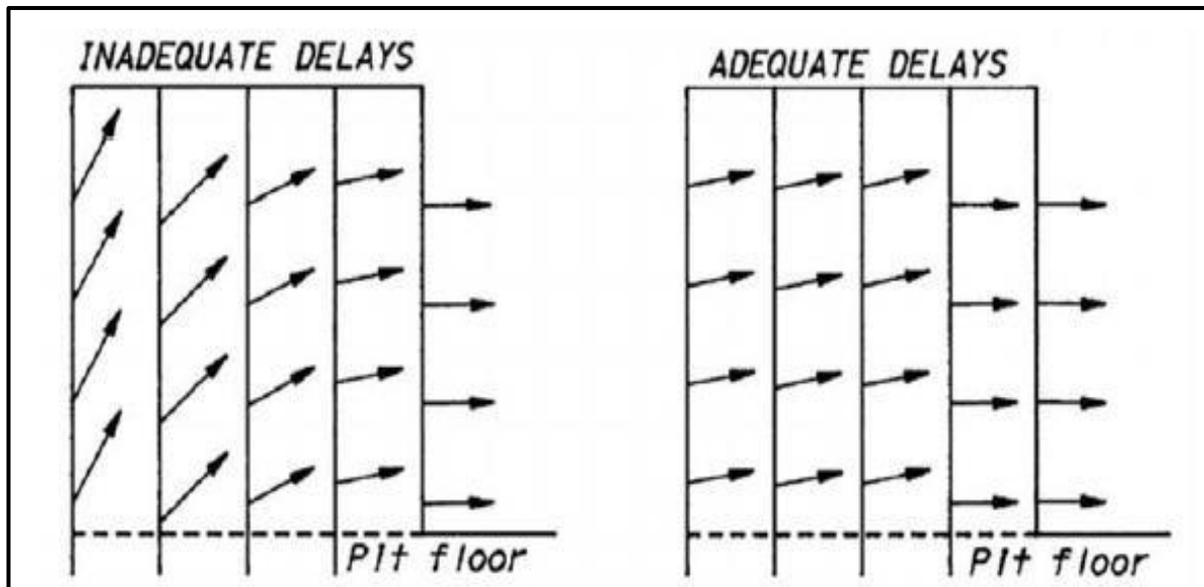


Figure III.17 : effet du choix des retards entre lignes sur le dégagement des rangées abattues.

II.4.3. Initiation de charge explosive

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. [15]

Dans les charges allongées (charge de trou), il est très important de souligner le mode d'amorçage. En effet, si le détonateur électrique permet d'initier l'explosion d'une charge allongée à partir de sa base ou son sommet, il n'est pas de même pour le cordeau détonant.

Autrement dit, si la charge est amorcée par le cordeau détonant, l'impulsion est toujours perçue au sommet de la charge. Ainsi l'onde explosive se dirige du haut vers le bas du gradin, alors qu'on essaie dans la plupart des cas d'obtenir l'inverse qui permet de faire réfléchir totalement l'onde de choc, et par conséquent améliorer la qualité de fragmentation désirée.

Pour que la charge d'amorçage déclenche la charge principale d'explosif, une solution est possible si le cordeau détonant venait à être introduit à l'intérieur d'un tube isolant comme le montre le schéma ci-dessous. Dans ce cas, la charge principale, n'étant pas en contact direct

avec le cordeau, sera amorcée par la charge d'amorçage, ce qui permet d'obtenir une détonation franche aux effets très désirés pour une bonne fragmentation.

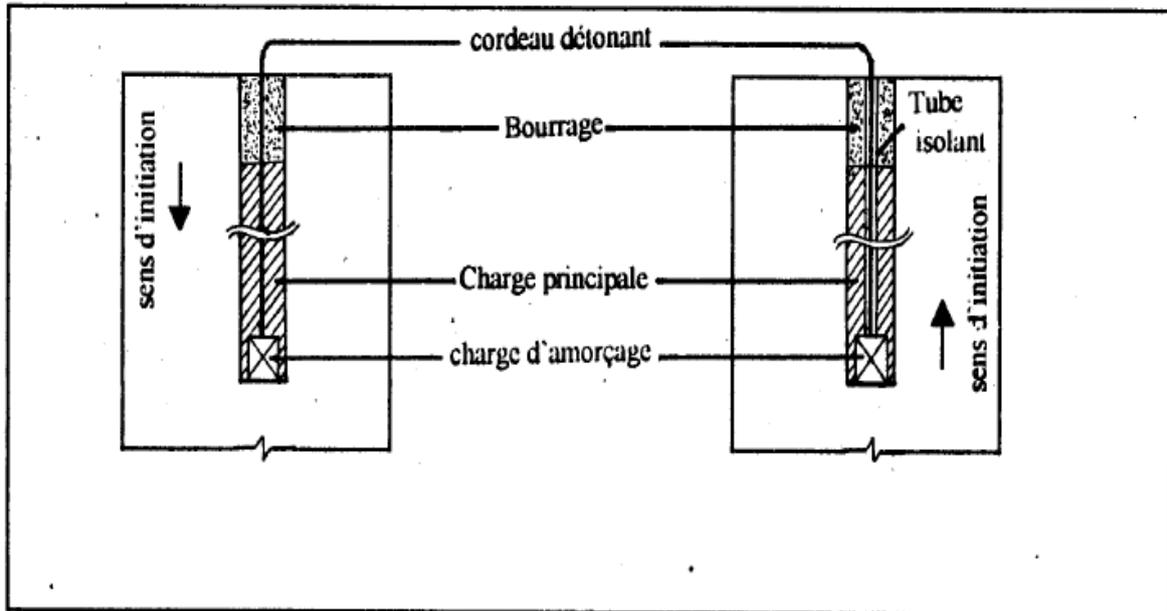


Figure III.18 : Sens d'initiation d'une charge explosive.

Le schéma du retard à partir du bas est plus efficace car il augmente l'effet du tir de la charge dans le massif dans une large mesure. [21]

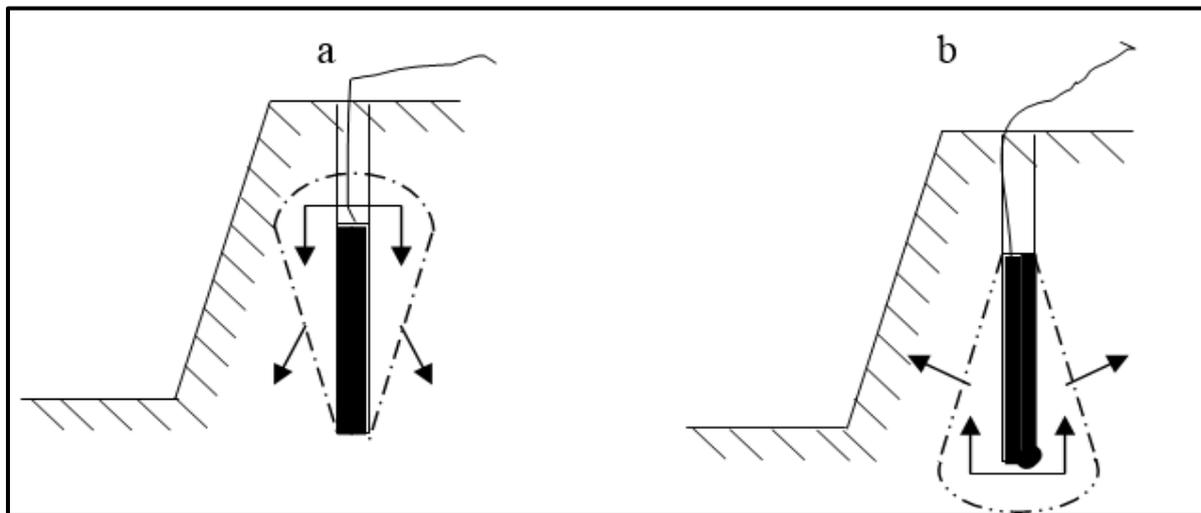


Figure 19 : variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges.

a) : du haut vers le bas.

b) : du bas vers le haut.

Les principaux inconvénients du schéma de tir avec retard à l'intérieur des trous sont les difficultés de chargement et impossibilité de mécanisation des travaux de chargement. Les expériences ont montré que le traitement du pied du gradin s'améliore si l'initiation de charge s'effectue à partir du bas.

II.4.4. Influence de la construction des charges sur la qualité de fragmentation des roches

Le degré de fragmentation 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 réglée. [21]

D'habitude le tir avec une charge continue est caractérisé par la fragmentation irrégulière du massif abattu puisque 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. Dans le but d'améliorer cette fragmentation, on propose d'utiliser des charges discontinues soit à intervalle bourrée ou à intervalle vide. On constate qu'avec l'utilisation de la charge discontinue, la zone de fragmentation réglée augmente, d'où l'émission des blocs surdimensionnés.

La Figure III.20 montre les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.

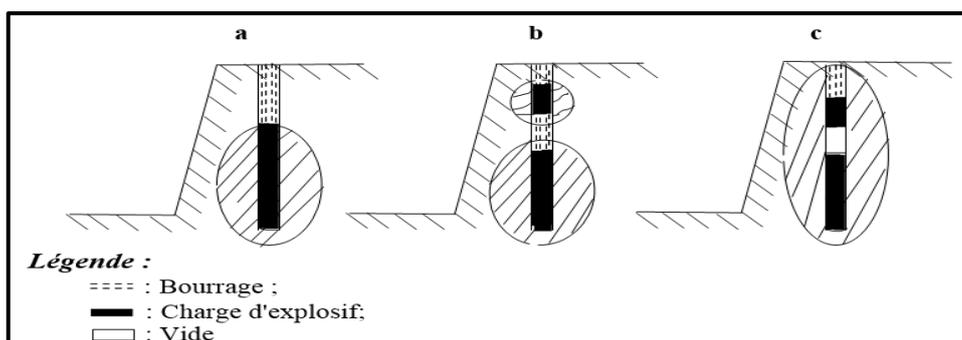


Figure III.20 : Les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.

a) : charge continue, **b)** : charge discontinue avec bourrage intermédiaire, **c)** : charge discontinue avec vide.

La charge discontinue est recommandée dans le cas où la longueur du trou dont la charge continue n'est pas entièrement utilisée, autrement dit dans les roches homogènes s'applique un réseau rapproché de disposition des charges. Dans les roches hétérogènes il est bon de répartir la charge en le disposant dans les parties du massif à grosse blocométrie.

Quant aux 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 comme le montre la Figure III.21.

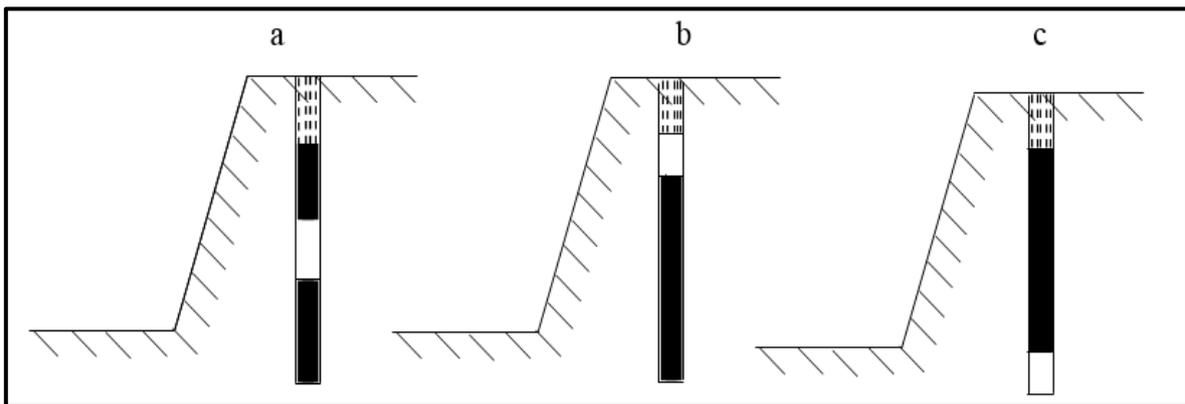


Figure III.21 : Schéma des charges avec des intervalles vides.

Les intervalles vides dans le trou changent le caractère de l'action de l'explosif. Pendant le tir d'une charge continue sans intervalle vide il se produit un sur-broyage de la roche dans la zone de fragmentation réglée suite à la haute pression des gaz formés par les produits et l'expansion des ondes de contraintes de 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,
- le sur-broyage de la roche à proximité de la charge et augmenter le temps de l'action active du tir sur le milieu. Les gaz du tir de la partie supérieure compriment les gaz formés par les produits de la partie inférieure en augmentant, de cette manière, le temps de l'action du tir sur le massif.

CONCLUSION

Ce chapitre fournit des informations sur les paramètres associés aux explosions et sur les difficultés à contrôler les conséquences des explosions. Il est important de pouvoir identifier les paramètres qui peuvent influencer le fonctionnement et de pouvoir montrer dans une certaine mesure comment ces paramètres affectent le fonctionnement des fragments individuels.

Chapitre IV

INTRODUCTION

Depuis quelques années, une assistance informatique à la conception des tirs a été mise au point, s'appuyant sur les outils de la sismologie, des codes de calculs permettent de modéliser l'efficacité des processus complexes intervenant dans les tirs de mines et de simuler leur impact sismique dans l'environnement. Il est ainsi possible d'optimiser l'influence des interactions entre les divers paramètres de tirs sur les résultats recherchés.

Il existe des domaines où la prévision du déroulement d'un phénomène est trop complexe pour être abordé selon des schémas de calculs classiques. Ils peuvent être aussi impossibles à reproduire en laboratoire ou à simuler sur un chantier test pour des questions de coûts ou de risques. Reste alors le modèle mathématique, qui, utilisé avec toute la puissance des ordinateurs modernes permet de faire de nombreuses simulations en variant les paramètres d'entrée de façon à trouver la solution optimale (performance, sécurité, coût...).

I. SIMULATION DES TIRS

La Simulation de tirs de gradin à ciel ouvert continue de présenter un défi important pour l'industrie minière. Plusieurs modèles ont été développés qui permettent d'avoir une visualisation du mouvement de la masse rocheuse à la suite de l'explosion d'une mine type à ciel ouvert. En général, ces modèles ne sont pas largement disponibles et dans certains cas, leur distribution est limitée pour des raisons concurrentielles. Depuis 1993, le département de génie minier à l'école des mines Mackay a étudié l'utilisation de "Off the shelf" logiciel de modélisation numérique pour la modélisation des tirs des gradins. Les travaux antérieurs démontrent la possibilité de mesurer et prédire la qualité des mouvements dans un tir de gradin étudié par plusieurs chercheurs.

L'élément sphérique, programme informatique DMC_Blast, développé par Preece en 1989, a été modifié à quelques reprises. Plusieurs différentes équations sont incluses pour la modélisation du comportement des explosifs.

Les étapes de base en génie des explosifs sont de concevoir, mettre en œuvre et observer les résultats d'une explosion. Cette étude a mis au point une technologie logicielle qui a amélioré le processus d'ingénierie explosif à chaque étape pour offrir une approche structurée pour l'optimisation de la fragmentation des tirs. Cette étude a établi une approche de premier passage pour caractériser la masse rocheuse et pour identifier les paramètres spécifiques de la zone de tir.

Récemment, une approche a été développée pour générer des modèles précis pour prédire la fragmentation due au dynamitage. Leur approche s'appuie sur des données de forage de surveillance et de fournir des informations in situ tout au long de la masse rocheuse à tirer.

En général, les étapes de base dans le choix des paramètres d'un bon tir qui assurent la fragmentation de roche désirée pour créer un modèle informatique sont représentées sur la figure IV.1 . [10]

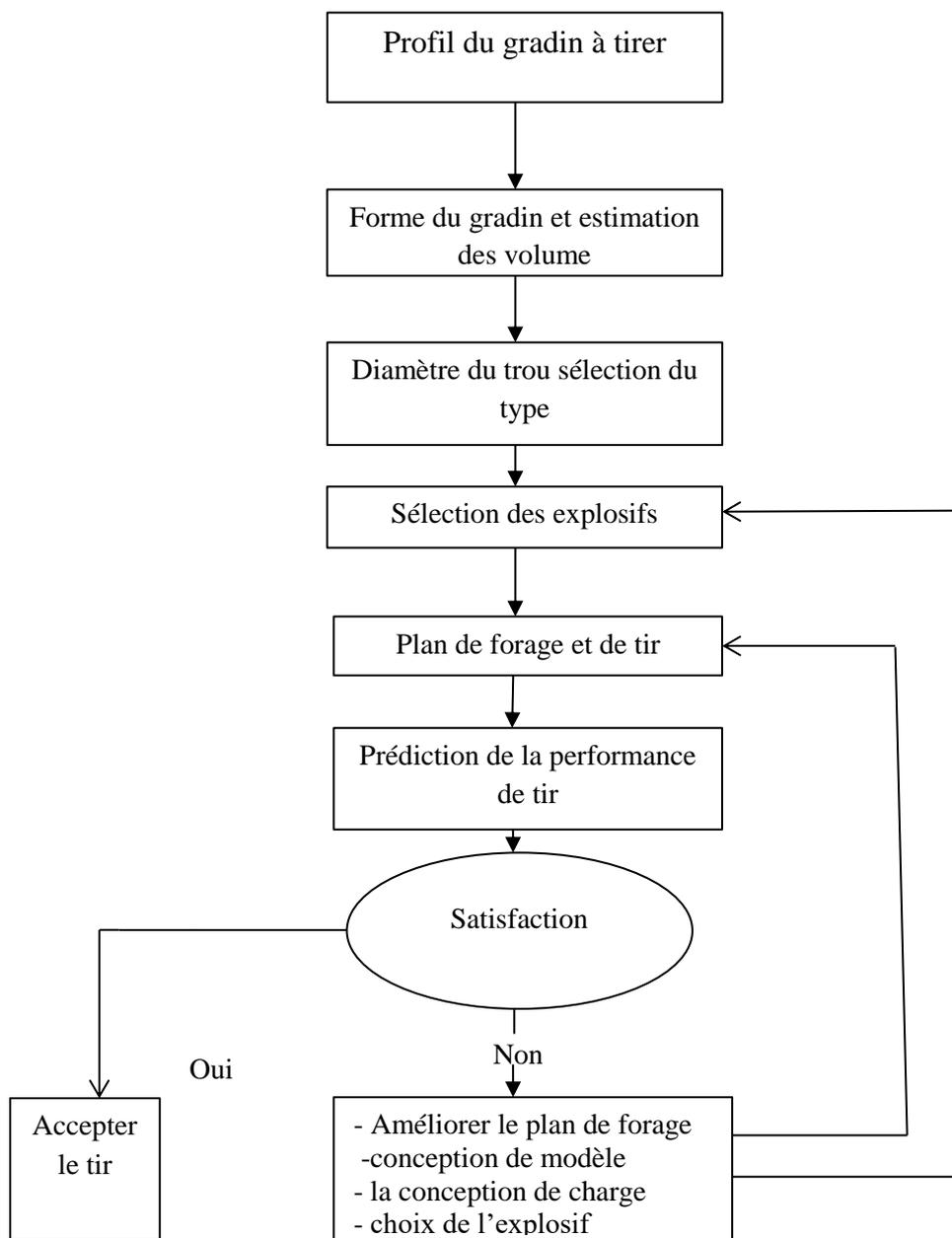


Figure IV.1 : Procédure et évaluation de la performance des tirs.

II. CLASSIFICATION DES MODELES DE CALCUL

Les modèles de calcul selon Hadjadj Aoul Elias, peuvent être classés suivant plusieurs types à savoir : [10]

- Modèles algébriques,
- Modèles de comportement composite,
- Modèles empiriques,
- Modèles physique,
- Modèles mécaniques.

II.1. Modèles algébriques

Ces modèles reposent sur des lois physico-chimiques fondamentales pour décrire ce qui se passe pendant un tir. Les résultats du tir sont ainsi calculés par un ensemble d'équations. Dolgov (1983) a proposé une relation exprimant l'énergie totale générée par un explosif. Celle-ci peut être divisée en énergie produisant les déformations élastiques et plastiques E_v et l'énergie pour créer de nouvelles surfaces E_s .

$$E = E_v + E_s \quad (\text{IV.1})$$

Toutefois, « E_s » est négligée dans le calcul, « E_v » dépend d'une propriété intrinsèque de résistance de la roche. La formule tient compte de la fracturation initiale présente dans le massif en calculant l'énergie théorique nécessaire pour fragmenter un massif sain et homogène de façon à arriver à l'état de fracturation initial.

Persson (1983) a essayé de calculer l'énergie nécessaire pour fragmenter une roche en utilisant les principes fondamentaux des mécanismes de la fracturation. Les calculs ont donné des quantités nécessaires d'explosif environ 1000 fois inférieures à celles utilisées dans la pratique. Ces résultats sont plutôt surprenants et posent des questions fondamentales sur le mécanisme couramment accepté dans la fragmentation du massif; L'auteur pense que les contraintes compressives pourraient jouer un rôle plus important dans la fragmentation de roches que celui généralement admis. Cela peut aussi suggérer la faible efficacité générale des tirs.

Rossmann et Knasmillner (1983) ont développé des équations de l'interaction des ondes de contrainte dans les limites des couches. Ils ont fait des essais d'étude dynamique par photoélasticité sur des matériaux en couches; des trous circulaires ou carrés y ont été faits pour simuler des tunnels. Ils ont montré que la séparation des couches se produit du fait des

réflexions obliques des ondes; Ces essais ont démontré l'importance des joints et des plans de stratification dans l'interaction onde-structure et dans le processus de fragmentation.

Isakov et Sher (1983) ont appliqué une simplification en 2D pour étudier la contrainte produite sur un milieu infini par une pression ponctuelle générée dans un cercle. Ceci simule un long cylindre d'explosif. Ils ont ensuite développé des équations pour calculer la propagation des deux fissures diamétralement disposées autour du cercle. Les essais ont été faits sur des plaques de plexiglas. Un résultat intéressant est qu'à partir d'une certaine limite, l'augmentation de la charge d'explosif n'améliore pas d'une manière significative la fragmentation.

Grady et Kipp (1979,1980) ont calculé le taux de croissance d'un ensemble statistique de fractures en fonction de l'état de contrainte et la relaxation de contrainte qui résulte de la propagation des fractures. Les équations simultanées ont été employées pour estimer l'état de contrainte et d'endommagement, D . Ce dernier est défini comme la proportion de volume de matériau fracturé et modifie les constantes d'élasticité par un facteur $(1-D)$. Cette théorie est utilisée dans beaucoup de modèles de comportement composite. [22]

II.1.1. Modèles de comportement composite

Ces modèles, qui ont vu une norme essor ces dernières années en parallèle avec l'évolution rapide des ordinateurs, modélisent la génération de fissures dans le massif rocheux sous les contraintes dynamiques. La méthodologie commune de ces modèles est l'emploi de la méthode des éléments finis ou de la méthode des différences finies pour analyser l'état de contrainte lors de la formation des fissures et l'influence de ces fissures sur l'état de contrainte. Ils diffèrent dans la manière dont l'état de contrainte est modélisé et dans le calcul de la formation de fissures. [22]

II.1.2. Le modèle « Bedded Crack » et de code « Shale»

Margolin et Adams ont développé un modèle composite de comportement qui s'appelle « Bedded Crack Model» (BCM) pour la simulation numérique de la propagation des ondes de contrainte, de la fracturation et de la fragmentation dans les roches; le modèle est fondé sur la théorie de Griffith sur la propagation de fissures. Une taille critique des fissures est calculée en fonction de leur orientation et du champ de contrainte existant. Les fissures dépassent cette taille s'agrandissent pour un pas d'itération. Ces fissures modifient ensuite le comportement global de la roche qui lui est décrit par le module effectif. L'évolution de la distribution

statistique des fissures dans le massif est estimée pour chaque pas itératif du calcul. Ce modèle composite de comportement a été utilisé dans le programme «Shale» pour simuler le tir en cratère dans des roches argileuses pétrolifères. Toutefois, les résultats sont assez loin de ceux obtenus expérimentalement, comme montré dans la figure IV.2. [22]

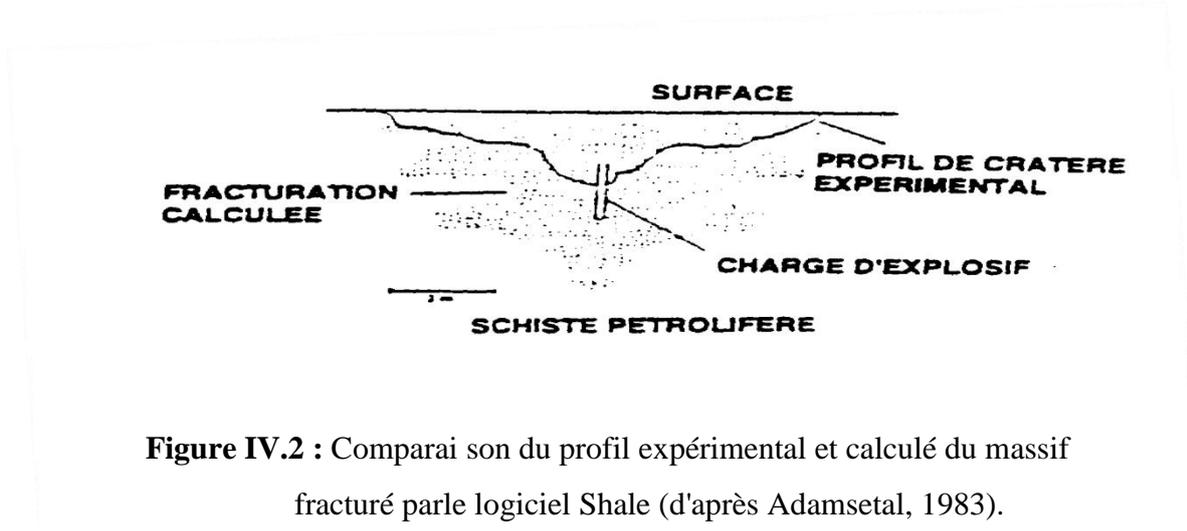


Figure IV.2 : Comparaison du profil expérimental et calculé du massif fracturé par le logiciel Shale (d'après Adamsetal, 1983).

II.1.3. Modèle Nag-Frag

Un autre modèle, appelé Nag-Frag et développé par Mc Hugh (1983), fait croître les fissures autour de centres jusqu'à ce que celles-ci interceptent d'autres fissures ou bien les contraintes extérieures appliquées disparaissent. L'accroissement des fissures est modulé par un seuil de contrainte, une fonction-seuil d'accroissement et un paramètre de sensibilité à la fracturation propre à la roche. L'auteur a fait des validations du modèle et a trouvé des résultats qui s'accordent avec les données expérimentales. Toutefois, une roche homogène, en l'occurrence du tuf volcanique, a été utilisée pendant l'expérimentation. [10]

II.2. Modèles empiriques

Ces modèles sont souvent fondés sur le résultat d'études menées au laboratoire ou sur le terrain. Il s'agit d'établir les relations entre les résultats et les paramètres du tir à partir de ces observations sans pour autant cerner les mécanismes fondamentaux concernés. [10]

II.2.1. Modèle Kuz-Ram

Le modèle empirique Kuz-Ram est actuellement très utilisé dans le domaine de l'évaluation des résultats des tirs miniers. Le modèle repose sur la loi de Kuznetsov pour calculer la taille équivalente à 50% de passant de fragments rocheux. Cette loi s'écrit:

$$X = A \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} Q^{1/6} \quad (\text{IV.2})$$

Où:

A : est le coefficient de la roche (7 pour les roches moyennement dures, 10 pour les roches dures très fracturées, et 13 pour les roches dures peu fracturées).

V_0 : est le volume spécifique en m^3 de rocher abattu par trou

($V_0 = \text{Banquette} \times \text{Espacement} \times \text{Hauteurs de gradin}$).

Q : est la masse en Kg d'équivalent de TNT de l'énergie fournie par la charge en explosif d'un trou. [22]

Si Q_e est la masse d'explosif par trou en Kg et E la puissance relative de l'explosif. L'ANFO étant égal à 100 et le TNT à 115, on a $Q_e \times E = Q \times 115$ et $Q = Q_e \times E / 115$.

$$X = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} \times Q_e^{1/6} \left(\frac{E}{115} \right)^{1/6} \frac{E}{115}^{-0.8} \quad (\text{IV.3})$$

Ou :

$$X = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} \times Q_e^{1/6} \left(\frac{E}{115} \right)^{-19/30} \quad (\text{IV.4})$$

V_0/Q_e est l'inverse de l'énergie spécifique, E_s en Kg/m^3 . L'équation peut s'écrire donc :

$$X = A (E_s)^{0.8} \times Q_e^{1/6} \left(\frac{E}{115} \right)^{-19/30} \quad (\text{IV.5})$$

D'un autre côté, Rosin-Ramler décrit la distribution granulométrique de taille de blocs qui s'écrit :

$$y = 1 - e^{-\left(\frac{x}{xc}\right)^n} \quad (\text{IV.6})$$

Avec :

y : le pourcentage de passants à la taille x,

x_c : taille caractéristique égale à 63.2% de passants,

n : indice de forme.

Pour $x = x_c$, (taille moyenne des blocs), on a $y = 0,50$ et donc:

$$X_c = \frac{x}{(0.693)^{1/n}} \tag{IV.7}$$

Il faut alors calculer n pour pouvoir décrire complètement la distribution, en utilisant le logiciel de simulation de Lowds pour estimer la distribution de taille de blocs dans le tas abattu (voir plus bas) : il a été obtenu expérimentalement des valeurs de n pour différents paramètres géométriques du tir. Il a ensuite fait une régression sur les points pour obtenir un modèle permettant de calculer n , ce modèle, dans sa forme la plus récente (1987), est:

$$n = \left(2.2 - \frac{14^d}{B}\right) \left[\left(1 + \frac{S}{B}\right)/2\right]^{\frac{1}{2}} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(\frac{\text{abs}(BCL - CCL)}{L + 0.1}\right)^{0.1} \frac{L}{H} \tag{IV.8}$$

Où:

B: banquette ; (m)

D: diamètre du trou ; (mm)

S: espacement ; (m)

W : déviation du trou ; (m)

BCL : longueur de la charge du fond ; (m)

CCL : longueur de la charge de colonne ; (m)

L : longueur total de la charge ; (m)

H : hauteur de gradin ; (m)

a, b, c: Paramètres empiriques dépendant du type d'explosif utilisé, des propriétés mécaniques de la roche et de la maille de foration

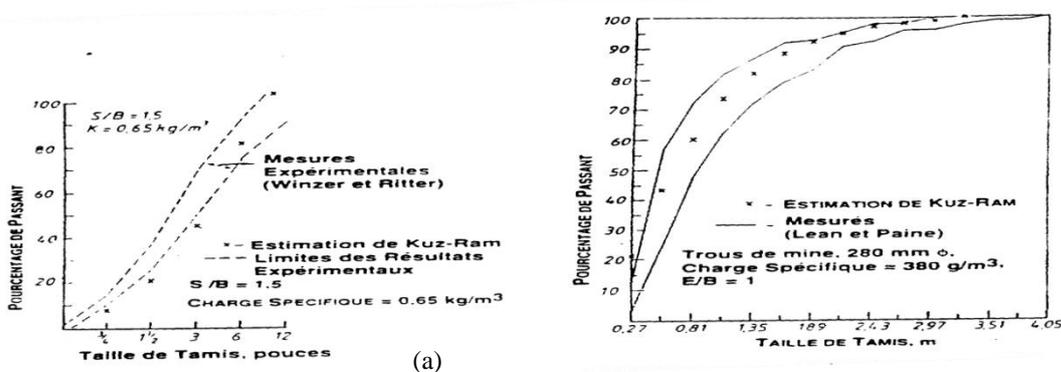


Figure IV.3 : La fragmentation mesurée et calculée par la relation de Kuz-Ram dans le cas de calcaire fracturé (a) et du grès (b), (d'après Cunningham, 1983).

Il a ensuite validé le modèle sur les résultats des tirs expérimentaux en évaluant la distribution de taille des fragments par l'étude de photos des tas abattus. [22]

II.2.2. 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 de trous,
- La charge de pied s'étend sur une longueur de $0.6V$,
- 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. [10]

Remarque : ce modèle est en détail dans le chapitre V

II.3. Modèles physiques

Zheng et al (1987) ont fait des tests sur les modèles en béton pour déterminer la banquette optimale dans le cas de la détonation d'un trou .Par la suite, ils ont fait varier la banquette et l'espacement entre deux trous pour établir l'effet de l'espacement sur la fragmentation. Ils ont établi une relation linéaire entre le volume de fragments rocheux et la banquette. Ceci montre selon eux qu'on peut réduire la banquette en augmentant convenablement l'espacement entre les trous.

Bergmann (1983) a étudié les résultats des tirs expérimentaux menés sur des blocs de granite, calcaire et grès de 15 tonnes. Il en a tiré une relation empirique comme mesure de l'efficacité d'un explosif et les conclusions suivantes:

- La vitesse de détonation est importante jusqu'à un certain point pour obtenir une meilleur fragmentation. En effet, celle-ci est obtenue lorsque la vitesse de détonation est plus faible que la vitesse sismique du massif. Lorsque cette dernière est dépassée, aucune amélioration n'en résulte,
- Les explosifs de densité plus élevée donnent une meilleure fragmentation à condition qu'il n'en résulte pas un travail d'expansion moindre ou une vitesse de détonation plus faible,
- Un bon couplage explosif-paroi du trou donne une meilleure fragmentation.
- La taille de banquette demeurant constante, la taille des blocs est inversement proportionnelle à la charge spécifique. Généralement elle augmente avec la banquette,

- La densité du matériau semble avoir un effet sur la taille des blocs : les matériaux plus denses donnent une fragmentation plus grossière,
- La taille des blocs est plus grande pour les matériaux ayant plus de cohésion.

Les auteurs ont aussi étudié les relations existant entre les propriétés physiques des matériaux et leur comportement pendant les tirs. Ils ont pu tirer les conclusions suivantes:

- La banquette critique dépend de l'impédance du matériau, La banquette critique dépend aussi de la résistance à la traction du matériau,
- Enfin, l'impédance du matériau influence aussi la fragmentation résultante.

Toutefois, il faut signaler que ces études ont été menées sur des matériaux sains. [22]

II.4. Modèles mécaniques

Ces modèles analysent les phénomènes associés à un tir à plusieurs composantes. Chaque composante peut être étudiée séparément et est décrite par un mécanisme. Les résultats du tir sont ensuite estimés par le biais d'un schéma global qui relie ces diverses composantes. [10]

II.4.1. Modèle Blaspa

Favreau (1983) a mis au point un logiciel appelé Blaspa qui considère l'énergie de gaz comme étant le facteur principal responsable de la fragmentation. Immédiatement après la détonation de la charge, l'expansion des gaz transmet une onde de choc de contrainte traversant le massif à une vitesse CR égale à 4600 m/s (Figure IV.4). Cette onde ne cause pourtant pas un endommagement important étant une contrainte de compression. Une fois réfléchi sur la face libre, elle se transforme en une contrainte de traction et traverse de nouveau le massif engendrant des fissures primaires (l'action de brisance). L'expansion des gaz accélère l'ébranlement du massif, une surface délimitée sous l'action de l'expansion des gaz et devant laquelle le massif n'est affecté que par les fissures primaires. Cette limite se déplace à la vitesse de 1200 m/s près du trou et à 300 m/s près de la face libre. La roche fracturée éclate alors avec une vitesse de déplacement de 4 à 30 m/s. La fragmentation finale est ainsi le résultat de l'action combinée de la brisance, l'expansion des gaz et la comminution pendant le déplacement du front. Il faut noter toutefois que le modèle ne tient pas compte de l'état initial de la fracturation du massif.

Récemment, Favreau (1993) a décrit certains des aspects du module gradin utilisées dans le modèle et les résultats obtenus. Ce modèle peut être appliqué uniquement à la description du mouvement des particules lors d'une explosion. [10]

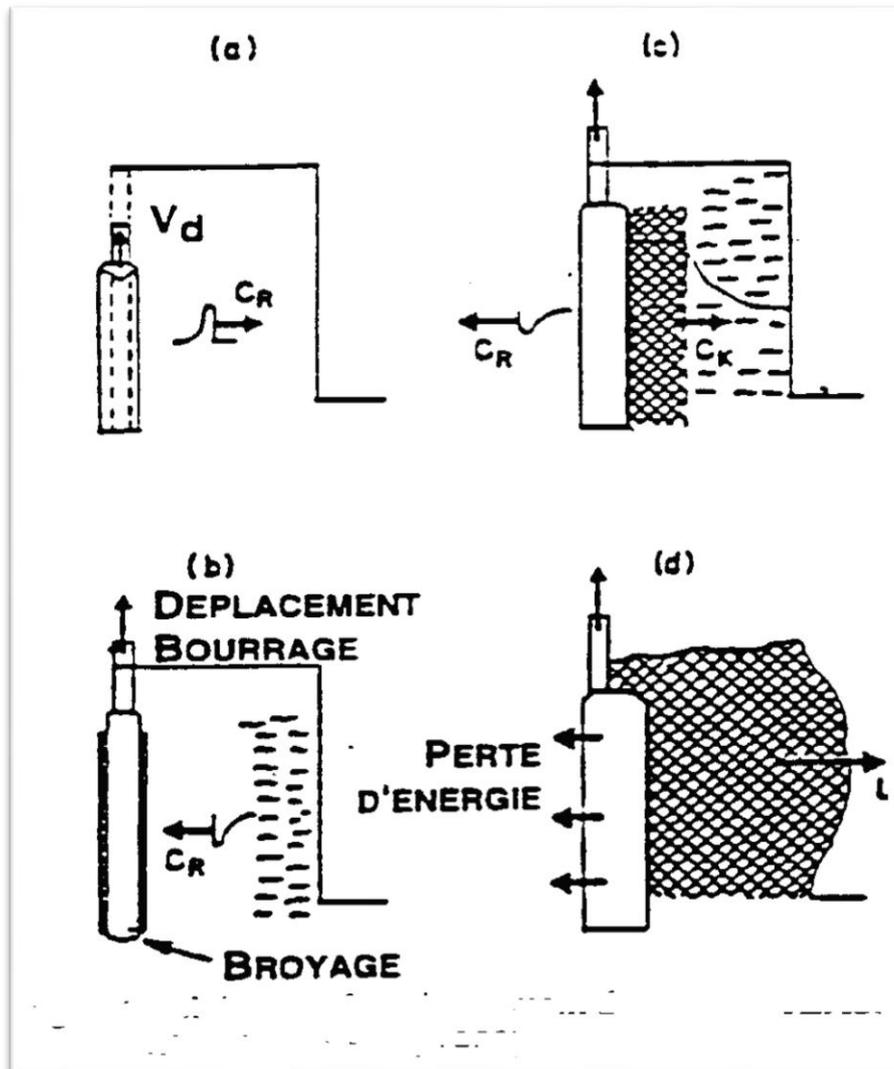


Figure IV.4 : Schéma du fonctionnement du logiciel Blaspa (d'après Favreau, 1983).

II.4.2. Modèle Frag

Lowds (1983) a développé le programme Frag principalement pour estimer la distribution de taille des blocs. Il n'utilise pas un modèle de comportement composite pour simuler la roche pendant le tir. Le programme emploie des critères géométriques simples pour tracer les fissures se propageant à partir d'une série de trous de tir. La taille d'un bloc est ensuite estimée sur la base de ces « fissures » tracées. Les résultats de plusieurs simulations par la méthode de Monté Carlo sont ajustés à la loi de Rosin-Ramler pour obtenir une distribution de taille de blocs. [22]

II.5. Autres modèles

II.5.1. Le modèle Dna-Blast

Basé sur des principes physique des modèles mathématiques et illimite les mécanismes interne afin d'en produire les effets. Le mécanisme global de la détonation est dissocié en Mécanisme élémentaires (genèse). [10]

Le Logiciel utilise comme données d'entrée:

- Propriétés de la roche,
- Caractéristiques d'explosif,
- Diamètre du trou de chargement,
- Plan de forage,
- La séquence de tir.

Nous obtenons en sortie les effets attendus de tir, telle que la distribution de la fragmentation, le taux de vibrations et la distance de projection.

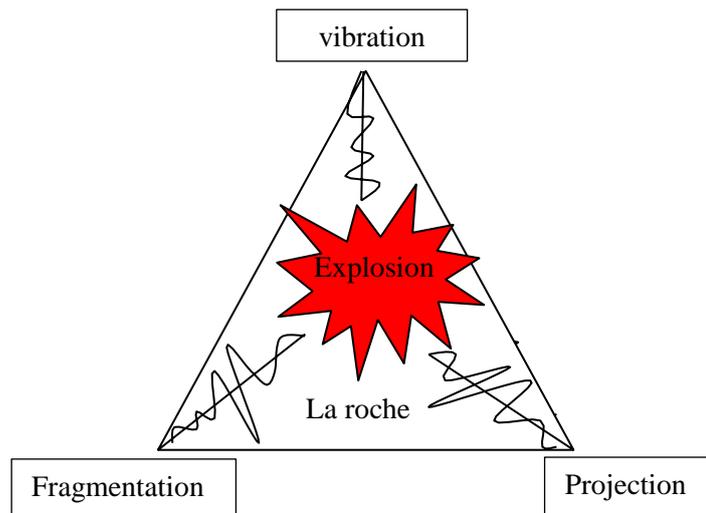


Figure IV.5 : les effets attendus de tir.

En considérant que chaque charge émet la même signature sismique, alors l'onde résultante en un point donnée s'écrit (figure IV.6):

$$S(t) = \sum_{n=1}^n a_i \times s(t - \Delta t_i) \quad (\text{IV.9})$$

Où :

$S(t)$: représente la signature sismique d'une charge,

Δt_i : représente le décalage de temps entre charge,

a_i : représente la variation d'amplitude d'onde d'une charge en fonction de la distance,

n : c'est le nombre de trous.

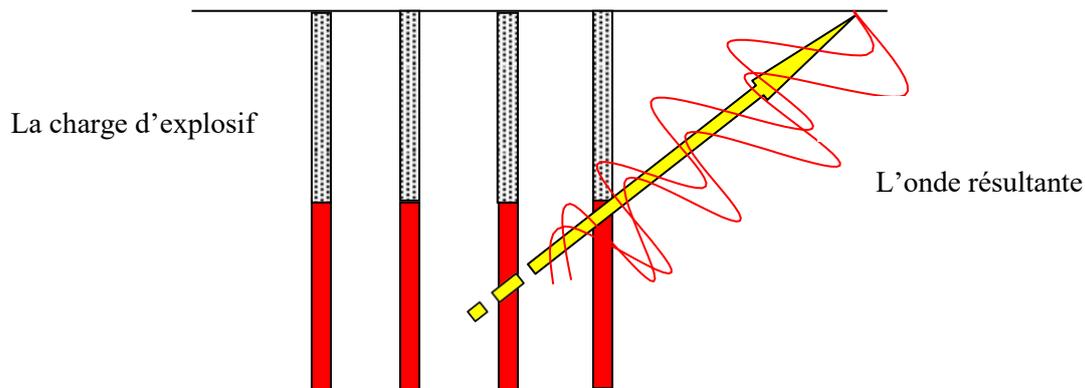


Figure IV.6 : Schéma du fonctionnement du logiciel Dna-Blast (d'après T Bernard).

Il est possible de modéliser un phénomène complexe en le scindant en mécanisme élémentaire. [10]

Le modèle Dna - Blast permet de simuler les effets d'un tir de mine avec des écarts $\leq 25\%$.

La capacité de modélisation des effets d'une explosion permet par essais d'optimiser le processus d'emploi des explosifs.

Da Gama (1983) a proposé une méthode de prédiction de la taille des blocs résultant d'un tir. En partant de la loi de comminution de Bond (1952), l'auteur a déduit une relation générale du type

$$P_s = aW^b \left(\frac{S}{B}\right)^c \quad (\text{IV.10})$$

Où :

P_s : Pourcentage passant de taille S,

W: Energie totale de la charge par unité de poids de rochers abattu,

B: Banquette,

a, b, c: Paramètres empiriques dépendant du type d'explosif utilisé, des propriétés mécaniques de la roche et de la maille de foration.

II.5.2. Le modèle proposé par Zou (1987)

Contrairement au modèle développé par Favreau, donne plus d'importance aux ondes de contraintes pour fragmenter le massif. L'expansion des gaz ne fait alors que foisonner le massif déjà fragmenté par les ondes de contraintes. L'auteur a utilisé les équations de contrainte dans le cas des charges sphériques et les relations d'atténuation établies par Ito et Sassa (1966) pour calculer les contraintes en un point quelconque du matériau.

La distribution de taille de la roche fragmentée est proportionnelle à la distribution d'énergie dans le massif. Le modèle tient compte de la distribution in-situ de la roche à l'état initial. La fragmentation finale est déterminée comme étant la somme des probabilités de la distribution de taille des blocs naturels et de la distribution de taille des blocs fragmentés d'un massif homogène, isotrope et élastique soumis à n tir.[10]

II.5.3. Harries (1983)

A modélisé des colonnes de charge d'explosifs comme une série de charges sphériques. Chaque charge sphérique envoie une pression transitoire selon la théorie développée par Favreau. Les résultats de calcul sont en accord avec les valeurs expérimentales mesurées sur plusieurs roches. Le modèle d'atténuation adopté est appelé à Q constant qui postule que la perte d'une partie de l'énergie pour chaque oscillation varie selon le facteur de qualité Q de la roche. [10]

II.5.4. Kleine (1988)

A développé un modèle basé sur la capacité du massif à absorber l'énergie d'un cycle de pulsation sinusoïdale. Ce paramètre intrinsèque donné est appelé paramètre d'atténuation de l'énergie sismique et est mesuré sur le terrain par un dispositif spécial. La charge d'explosif est modélisée comme une colonne de segments discrets amorcés d'une façon séquentielle. Chaque segment devient ainsi une source de vibrations atténuées au passage dans le massif en utilisant le paramètre décrit plus haut. Par conséquent, la distribution de l'énergie en un point quelconque du massif peut être calculée. Une fonction caractéristique de la fragmentation du massif est utilisée pour estimer la distribution de taille résultante. La fonction est déterminée par l'énergie totale fournie par le tir et la distribution in-situ des tailles de blocs. Cette dernière est évaluée en tenant compte de discontinuités présentées dans le massif. [10]

II.5.5. Ghosk (1990)

Ghosk proposé un modèle multi-fractures d'un tir en gradin en utilisant la méthode des éléments finis pour étudier la propagation des fissures en association avec les théories de la fragmentation. Le modèle étudie aussi l'effet des discontinuités présentes dans le massif et utilise la distribution de Schumann pour comparer la distribution de taille des blocs du massif et du tas abattu. L'auteur insiste sur le caractère fractal (de forme irrégulière,) de la distribution de discontinuités dans le massif et de la propagation des fractures pendant les tirs. Ceci évidemment conduit à considérer la distribution des tailles des blocs in-situ et du tas

abattu comme ayant aussi un caractère fractal. Son utilisation facilite ainsi l'estimation de la taille des blocs in-situ et dans les tas abattus. [10]

CONCLUSION

De nombreux chercheurs ont étudié et établi des programmes et des logiciels de calcul dont le but est de modéliser la roche abattue et d'obtenir une bonne distribution granulométrique. Dans un avenir proche, des techniques de tir peuvent être conçues pour améliorer la fragmentation et obtenir les résultats souhaités.

Il existe de nombreux modèles de simulation de tir à l'explosif. La raison d'être de ces modèles est à la fois technique et économique. Ces modèles sont destinés à simuler les résultats de tir avant qu'il ne soit effectué. Cela permettra probablement d'optimiser les résultats. Cela permet de trouver les paramètres de tir les plus susceptibles d'optimiser les résultats.

Dans des conditions géologiques favorables, l'optimisation des tirs de mine doit être réalisée simultanément avec la surveillance de tous les phénomènes pertinents. Parallèlement à la surveillance de tous les phénomènes physiques et mécaniques pendant le tir.

D'une manière générale ces modèles sont basés sur des analyses de plusieurs facteurs et qui essaient d'expliquer les résultats réellement obtenus par un certain nombre de paramètres judicieusement choisis. Ceci est surtout vrai dans le cas des modèles empiriques, qui sont principalement fondés sur l'observation directe des tirs ou sur des essais au laboratoire ou par une série d'essais d'explosion à grande échelle. Toutefois ces méthodes présentent l'inconvénient d'être difficilement généralisables.

Dans le chapitre qui suit, nous analyserons les paramètres de tir par la méthode de Langefors et le modèle Kuz-Ram pour le contrôle de la granulométrie.

Chapitre V

INTRODUCTION

Durant notre stage dans la carrière de BOUKHADRA, nous avons constaté la présence des blocs hors gabarit, des effets arrière de tir et des projections de blocs, ces résultats de tir peuvent indiquer une fragmentation de qualité moindre.

Notre travail est axé principalement sur deux aspects géométriques

- Un diamètre du trou de mine,
- Une inclinaison de trou.

Pour le premier paramètre, il est proposé un diamètre de 110 mm au lieu de 165 mm, ce dernier est calculé selon les conditions géo-minièrre de la mine de Boukhadra pour le second paramètre, il est proposé une inclinaison de 15° à 20°, pour ce, il est fait appel à la méthode de Langefors. Cette nouvelle inclinaison du trou de mine devrait assurer une meilleure répartition de l'énergie, une réduction de la surcharge, un meilleur contrôle du sol et une meilleure stabilité de la paroi supérieure ; un diamètre choisi de 110 mm, (Baron L, Dimidiuk. T et Juanov V) devrait assurer une bonne distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion, et une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

I. LA ZONE D'ETUDE

Notre étude porte sur le niveau 1045 **Axe Sud Est** (quartier carrière principale), ce dernier révèle deux familles de discontinuités dont la direction et le pendage sont indiqués dans le tableau ci-dessous :

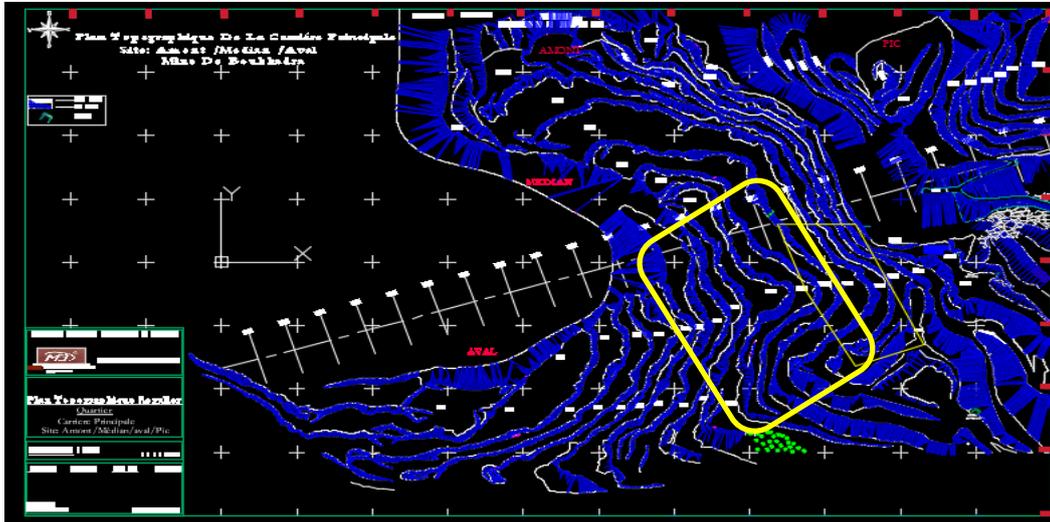


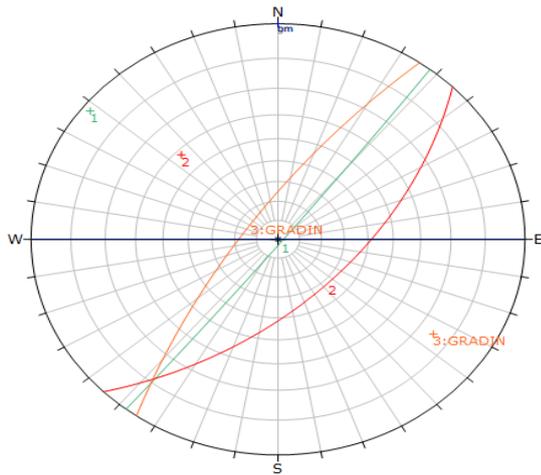
Figure V.1 : Zone d'étude niveau 1045.



Figure V.2 : Gradin de niveau 1045.

Tableau V.1 : les familles de discontinuités dans le gradin 1045.

Les familles de discontinuités	pendage	Direction
A	88E	38N
B	58W	45N
Gradin	70W	35N



Color	Density Concentrations		
Contour Distribution		Fisher	
Counting Circle Size		1.0%	
Color	Dip	Dip Direction	Label
User Planes			
1	88	128	
2	58	135	
3	75	305	GRADIN
Plot Mode		Pole Vectors	
Vector Count		0 (0 Entries)	
Intersection Mode		Grid Data Planes	
Intersections Count		0	
Hemisphere		Lower	
Projection		Equal Angle	

Figure V.3 : Représentation stéréographique de discontinuités.

II. Analyse de résultats de tir

Durant notre stage dans la carrière de BOUKHADRA, nous avons constaté ce qui suit :

- Une présence des hors gabarit,
- des effets arrière d'explosif,
- un abattage secondaire au pied du gradin.



Figure V.4 : Effets de tirs.

III. CALCUL DES PARAMETRES DE FORAGE ET DE TIR PAR LA METHODE DE LANGEFORS

La méthode de LANGEFORS est une méthode semi-empirique fondée sur toute la technique d'abattage, non seulement sur les caractéristiques des explosifs utilisés, mais aussi sur les paramètres géométriques de tir, à savoir : le diamètre de foration, le rapport de maille, charge de colonne. Elle présente l'avantage d'intégrer un maximum d'éléments sans nécessiter des moyens de calculs puissants ce qui n'est pas le cas de certains logiciels faisant appel à des routines mathématiques telles que le calcul par éléments finis ou par itérations.

Le principe retenu par Langefors est que tous les explosifs constituant la charge linéaire participent d'autant moins au dégagement du pied qu'il en est plus éloigné. L'énergie totale de la charge explosive est donc utilisée principalement pour dégager la zone la plus bloquée, en l'occurrence le pied de la mine. Si le pied du tir est bloqué de façon importante par le tas, la part de l'énergie augmente notablement. La problématique se résume à déterminer la largeur de banquette maximale permettant un dégagement du pied et de la colonne correcte. Les dimensions géométriques réelles du tir en pied sont donc primordiales pour la qualité du résultat.

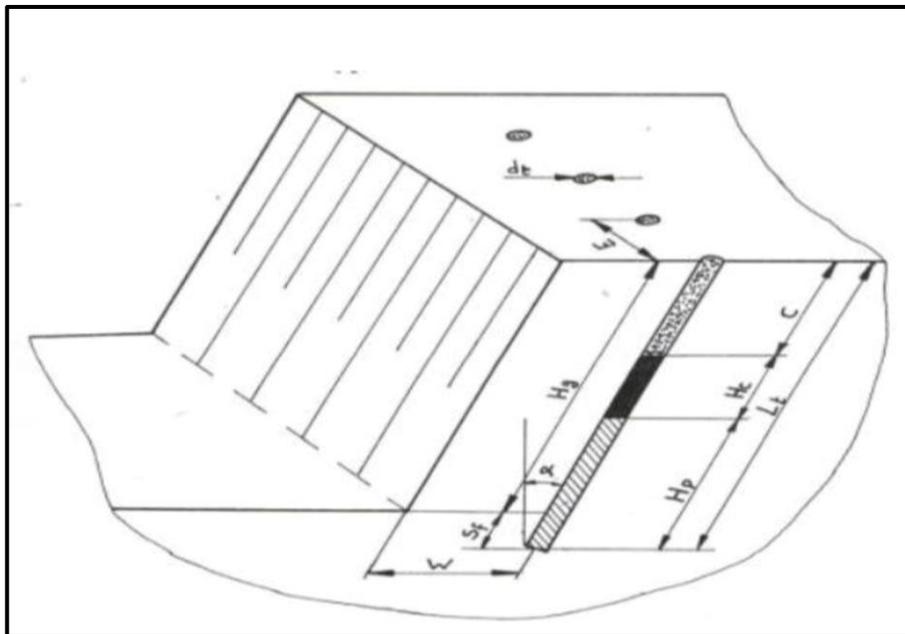


Figure V.5 : Schéma du dispositif géométrique d'un tir.

IV. CHOIX DU DIAMETRE DE TROU

Le diamètre de foration doit être adapté à la nature de la roche et à la hauteur du massif, mais dans sa totalité il doit tenir compte de l'objectif de production, de la granulométrie et du coût global.

D'autres facteurs interviennent aussi à limiter le choix du diamètre de foration parmi lesquels on cite :

- **l'environnement** : le niveau de vibrations et de bruit dépend de la charge unitaire par retard (qui dans la plupart des cas est celle d'un trou de mine),
- **la structure du massif** : qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera indirectement le choix du diamètre de foration,
- **l'engin de chargement** : qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner et qui par conséquent aura indirectement une incidence sur le choix du diamètre de foration,
- **la nature de l'explosif** qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente [16].

IV.1. Calcul de diamètre de trou 'D_t'

On site dans ce qui suit deux expressions permettant de calculer le diamètre de foration, une en fonction de la longueur de foration et l'autre en fonction de volume du godet de la chargeuse [19].

IV.1.1. Diamètre de trou en fonction de la longueur de foration

C'est un calcul donné par le mémento de Grimaud. Ce dernier propose une relation entre le diamètre de foration et la longueur de foration L_f :

$$D_t = K \cdot a \cdot \sqrt[3]{L_f}; \text{ (mm)} \quad (\text{V.1})$$

Avec :

- $K = 37$, coefficient standard,
- L_f : la longueur de foration ; (m)
- a : coefficient de dureté de la roche, donné par le tableau suivant.

Tableau V.2 : Coefficient de proportionnalité α en fonction de la dureté de la roche. [19]

<i>Roche</i>	<i>Tendre</i>	<i>Peu dure</i>	<i>Dure</i>	<i>Très dure</i>
<i>A</i>	<i>1</i>	<i>1.02</i>	<i>1.06</i>	<i>1.26</i>

D'après le tableau V.2 Le Coefficient de proportionnalité α dans notre cas est 1.06 puisque la roche est dure.

On aura donc, d'après la relation de Grimaud, et pour une longueur de foration égale à 16.5 m

$$D_t = 37 \times 1.06 \times \sqrt[3]{16}$$

$$D_t = 99 \text{ mm.}$$

IV.1.2. Diamètre de trou en fonction de la capacité de godet

En outre, le calcul de diamètre des trous de mine se fait aussi par la formule suivante :

$$D_t = 0.32 \times C ; (\text{m}) \quad (\text{V.2})$$

Où :

C : diamètre admissible des morceaux abattus.

$$C = 0.175 \times \sqrt[3]{E} ; (\text{m}) \quad (\text{V.3})$$

Avec :

➤ E : capacité du godet de la chargeuse ; (m^3)

Au sein de notre mine, le chargement se fait à l'aide d'une chargeuse sur pneus

CATERPILLAR 990K d'une capacité du godet de $8,4 \text{ m}^3$

$$C = 0.175 \times \sqrt[3]{8.4}$$

$$C = 0.35 \text{ m}$$

D'où le diamètre des trous est égal à :

$$D_t = 0.32 \times 0.35$$

$$D_t = 0.112 \text{ m} = 112 \text{ mm}$$

De cette façon, on remarque bien que les résultats trouvés par les deux différentes méthodes sont presque dans le même intervalle. Mais, actuellement au niveau de la mine de boukhadra, le diamètre de trou utilisé est égal à 165 mm.

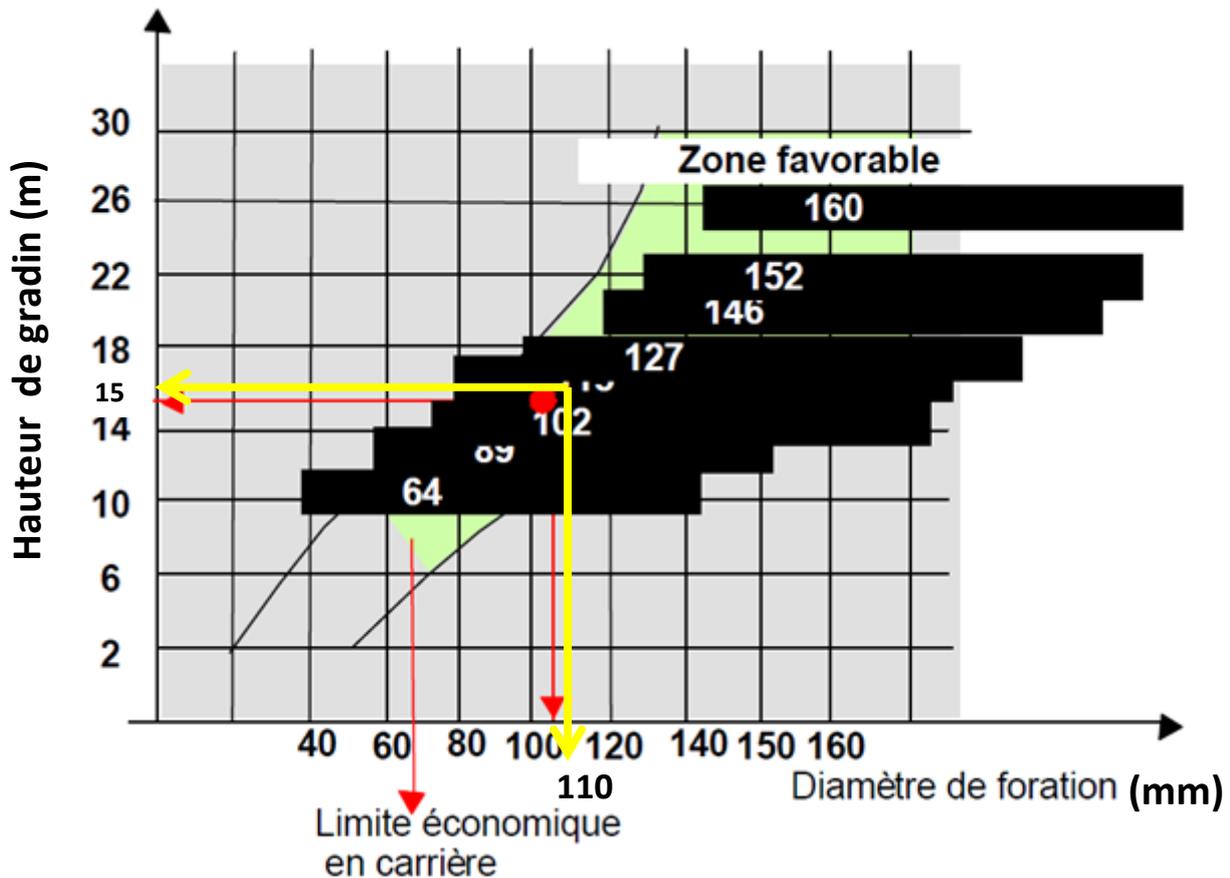


Figure V.6 : diagramme d'évaluation de la zone favorable entre le diamètre de forage et la hauteur de gradin. [25].

Le diagramme ci-dessus permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de forage du trou de mine et la hauteur du front à abattre. Nous avons observé que pour une hauteur de front de récolte de 15 m, le diamètre qui donnait les meilleurs résultats économiques était de 110 mm.

Remarque : Jusqu'à présent, ces travaux s'appuient sur ce type d'explosif (MILANIT) préconisé par ONEX, mais leurs propriétés mécaniques ne sont pas données, c'est pourquoi nous basons nos recherches sur L' ANFOMIL.

IV.2. LES CARACTERISTIQUES DES EXPLOSIFS RETENUS

Tableau V.3 : Les caractéristiques des explosifs retenus. [26]

Type d'explosif	MARMANITIII	ANFOMIL
Résistance à l'eau	moyenne	faible
Densité (g/cm ³)	1.00	0.85
Vitesse de détonation (m/s)	4200	2600 ± 100
Poid de cartouche (Kg)	2.5	25
Volume gaz (l/kg)	-----	967
Diamètre de cartouche (mm)	65	-----
Longueur de cartouche (mm)	750	-----
Coefficient de l'énergie	1.18	1.15

V. CALCUL DE PARAMETRES DE TIR PAR LA METHODE DE LANGEFORS

V.1. La règle de Langefors

Les chercheurs suédois Langefors et Kihlström ont établi une règle empirique de calcul de la banquette maximale admissible en fonction de paramètres inhérents au massif rocheux (notion de résistance de la roche), paramètres relatifs à la maille souhaitée (espacement sur banquette, diamètre de foration, inclinaison) et du type d'explosifs employés. [19]

V.1.1. La banquette théorique

La formule de Langefors qui est une formule semi empirique permet de calculer la valeur théorique de la banquette à abattre (B_{TH}) à partir de cinq paramètres et d'une constante. Cette formule n'est applicable qu'à des tirs de mines parallèles à leur surface de dégagement. Elle s'écrit. [3]

$$B_{TH} = 1.08 \times \sqrt{\frac{S \times L_f}{C \times R \times \left(\frac{E}{B}\right)}} ; (m) \quad (V.4)$$

Avec :

- B_{TH} : Banquette théorique ; (m)
- S: Strength de l'explosif (le coefficient d'énergie),
- L_f : Charge linéaire ; (Kg/m),
- C: coefficient d'inclinaison,
- R : Facteur de contrainte,
- E/B : Rapport de maille (l'espacement /la banquette).

Elle présente l'avantage d'intégrer un maximum d'éléments sans nécessité des moyens de calculs puissants ce qui n'est pas le cas de certains logiciels faisant appel à des routines mathématiques telles que le calcul par éléments finis ou par itérations. Nous analysons ci-après les divers paramètres de cette formule. [25]

D'après Langefors, la meilleure répartition des charges en terrain homogène est la suivante :

- La charge de cisaillement doit fournir un travail important, il faut cisailer la base du gradin et dégager les matériaux vers l'avant. La hauteur optimale de cette charge doit être de $0.6 B$ soit une sous foration maximale de $0.3 B$, lorsqu'il s'agit d'un amorçage fond de trou.

Langefors a démontré que tout explosif placé en dessous de cette limite à une efficacité pratiquement nulle.

- La charge de poussée en fonction de la banquette B doit être de $0,7 \times B$.
- La longueur de bourrage finale L_b est égale à B. [25]

Dans ce qui va venir, nous essayerons de définir et de mieux détailler les formules base de la fondation de la théorie de Langefors.

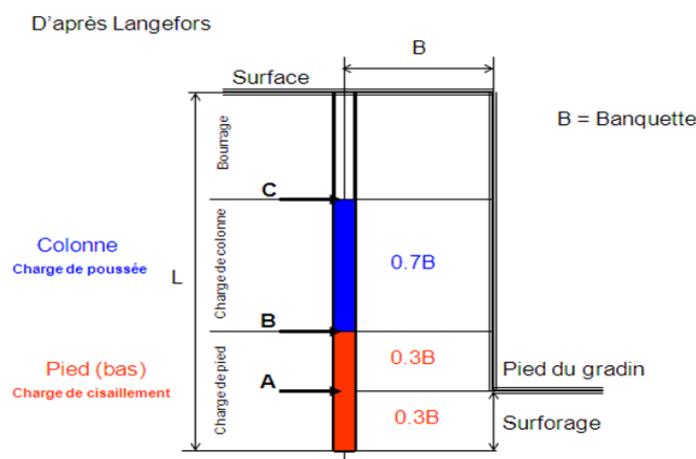


Figure V.7 : Schéma représentatif des paramètres de Langefors. [25]

V.1.2. Le coefficient d'énergie (S)

Le strength (S) de la formule de Langefors correspond à l'énergie de la charge de pied (charge de cisaillement + charge de poussée). [25]

Si les explosifs des deux charges sont différents, et c'est le cas général, il convient de calculer un S moyen pondéré en fonction de leur répartition.

Remarque : la mine de boukhadra en utilise deux charges de cisaillement (MARMANIT III, SANEX II). En l'absence de données caractéristiques complètes relatives au SANEX II nous avons choisi celles de la MARMANIT III.

Selon la théorie de Langefors, la charge de pied comporte une charge de cisaillement dont le MARMANIT III coefficient d'utilisation pratique C.U.P est de 1.18 sur 0,6 B (amorçage fond de trou) et une charge de poussée dite ANFOMIL d'un C.U.P est de 1.15 sur 0,7B

Le S à prendre en compte est calculé ainsi :

$$S = [(C.U.P_{mar3} \times 0,6) + (C.U.P_{anfo} \times 0,7)] / 1.3 \quad (V.5)$$

$$S = [(1.18 \times 0,6) + (1.15 \times 0,7)] / 1.3$$

$$S = 1.16$$

V.1.3. La charge linéaire (L_f)

Correspond à la quantité d'explosif par mètre linéaire de trou. Cependant, la charge de pied comporte deux types d'explosif différents (MARMANIT III, ANFOMIL) et cette variation d'explosifs nécessite une pondération des charges linéaires afin d'obtenir une L_f moyenne. [25]

V.1.3.1. La charge linéaire de MARMANIT III

On calcule le nombre de cartouches ou la fraction de cartouches qui occupent un mètre de longueur de trou. .

Coefficient de tassement : il dépend de la consistance de la matière explosive :

- $K_{ch} = 1.06$ à 1.08 pour les explosifs à faible consistance (Gel, émulsion).
- $K_{ch} = 1.04$ à 1.06 pour les explosifs à consistance moyenne (Dynamite Gomme).
- $K_{ch} = 1.02$ à 1.04 pour les explosifs à consistance dure (Explosifs pulvérulents ou nitrates). [2]

Le coefficient de tassement de MARMANIT III est 1.08, alors :

$$L_{\text{MAR 3}} = \frac{\pi d^2}{4} \times \rho_e \times Kch ; (\text{Kg/m}) \quad (\text{V.6})$$

Avec :

- d : diamètre de la cartouche ;(m)
- ρ_e : densité de l'explosif ; (g/cm³)

$$L_{\text{MAR 3}} = [(0.065)^2 \times 3.14] / 4 \times (1 \times 1000) \times 1.08, \quad \mathbf{L_{\text{MAR 3}} = 3.58 \text{ kg/m}}$$

V.1.3.2. La charge linéaire de L'ANFOMIL

L'Anfomil étant un explosif livré en vrac, cette quantité se calcule en multipliant le volume d'un mètre de trou par la densité du produit. [19]

$$L_{\text{ANFO}} = \frac{\pi d^2}{4} \times \rho_e ; (\text{Kg/m}) \quad (\text{V.7})$$

Avec :

- d : diamètre de trou ;(m)
- ρ_e : densité de l'explosif ; (g/cm³)

$$L_{\text{ANFO}} = [(0.110)^2 \times 3.14] / 4 \times (0.85 \times 1000)$$

$$\mathbf{L_{\text{ANFO}} = 8.07 \text{ kg/m}}$$

V.1.3.3. La charge linéaire moyenne

Selon les hypothèses de Langefors, la charge de pied s'étend sur 1.3B avec deux charges : une de cisaillement avec 3.58 kg/m sur 0.6B, et une autre de poussée avec 6.94 kg/m sur 0.7B. La charge linéaire de fond moyenne sera donc :

$$L_f = [(L_{\text{MAR 3}} \times 0.6) + (L_{\text{ANFO}} \times 0.7)] / 1 \quad (\text{V.8})$$

$$L_f = [(3.58 \times 0.6) + (8.07 \times 0.7)] / 1.3$$

$$\mathbf{L_f = 5.99 \text{ kg/m}}$$

La charge linéaire moyenne au fond est de : **5.99 Kg/m**

V.1.4. Le coefficient d'inclinaison ' C '

C'est un facteur qui permet d'introduire une correction en fonction de l'inclinaison donnée autour. De plus, l'inclinaison des trous étant un paramètre secondaire relativement indépendant, cela peut permettre une meilleure sortie du pied, une meilleure fragmentation en tête et une diminution des effets arrière. [19]

L'inclinaison du trou est décidée selon l'allure du front et selon les possibilités de la machine de foration.

Tableau V.4 : Valeurs du facteur de contrainte C en fonction de l'inclinaison des trous.

A^0	0	10	20	30
C	1	0.95	0.90	0.85

Au niveau de la MINE DE BOUKHADRA l'inclinaison du trou par rapport à la verticale. Est à, égale 15^0

Donc : **C = 0.93**

V.1.5. Résistance au tirage 'R'

Elle prend en compte la résistance au cisaillement de la roche. Dans le cas d'un terrain homogène, le coefficient de résistance au tirage est de :

- R = 0,35 pour des roches élastiques,
- R = 0,40 pour des roches moyennes,
- R = 0,45 pour des roches plastiques.

Le terrain de la mine de boukhadra couvre des roches moyennes à plastiques alors : **R = 0.40**

V.1.6. Rapport de maille 'E/B'

Les calculs proposés par Langefors et Kihlström font intervenir le rapport entre l'espacement et la banquette, rapport E/B. Ils conseillent de le prendre compris entre 1 et 1,3. Pour le calcul, la valeur de **1,25** a été choisie. [19]

V.1.7. Constante de Lange fors (1,08)

A la suite de nombreux essais de validation de la formule théorique, Langefors a déterminé un coefficient correcteur 1,08 qui ne doit pas être modifié.

Tableau V.5 : Les paramètres calculés d'après les formules de Langefors.

<i>Le paramètre de Langefors</i>	<i>Valeur</i>
<i>Le Coefficient d'énergie</i>	1.16
<i>La charge linéaire L_f (Kg/m)</i>	5.99
<i>Le coefficient d'inclinaison</i>	0.93
<i>La résistance au tirage</i>	0.40
<i>Le rapport de maille</i>	1.25
<i>Constante de Langefors</i>	1.08

En collaborant tous les paramètres traités ci-dessus, il est très convenable que la banquette théorique soit égale : [5]

$$B_{TH} = 1.08 \times \sqrt{\frac{s \times Lf}{C \times R \times \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

$$B_{TH} = 1.08 \times \sqrt{\frac{1.16 \times 5.99}{0.93 \times 0.40 \times 1.25}} ; B_{TH} = 4.17 \text{ m}$$

V.2. Corrections sur la banquette théorique (banquette pratique)

La valeur B ainsi obtenue est une valeur théorique qui doit être corrigée en fonction de plusieurs paramètres qui dépendent des conditions d'exploitation.

On prend en compte : [25]

- Les défauts d'implantation : valeur fixe indépendante de la hauteur du gradin.

Tableau V.6 : Erreur suivant le mode d'implantation de forage. [25]

<i>Erreur d'implantation</i>				
<i>Mode d'implantation</i>	<i>Au jugé</i>	<i>Bourroir Rigide</i>	<i>Décamètre</i>	<i>Théodolite</i>
<i>Echelle d'erreur</i>	<i>30 cm</i>	<i>10 cm</i>	<i>5 cm</i>	<i>1 cm</i>

Le mode d'implantation au niveau de la mine de BOUKHADRA est réalisé en décamètre alors en prend l'erreur 5 cm (**0.05m**).

- Les défauts de positionnement de la machine de forage (valeur fixe).

L'erreur du à l'attaque du trou est de l'ordre de 0.5 à 1 fois le diamètre du taillant. Elle dépend du mode de repérage et la nature du terrain au point d'attaque. Le meilleur résultat est obtenu un repérage à la peinture (croix) sur un terrain plats.

L'erreur d'Attaque du trou est égale à $0.5 \times$ diamètre de taillant.

Donc L'erreur du à l'attaque du trou au niveau de la mine de boukhadra est égale à

$$0.5 \times 110 = 55\text{mm} = \mathbf{0.055 \text{ m}}$$

- Les déviations du forage qui dépendent du type de machine utilisé (font de trou ou hors de trou), à la fracturation naturelles. Elles sont proportionnelles au profond du trou. L'erreur choisie est égale $0.5\% \times H_g$.

Tableau V.7 : Les pourcentages moyens de déviation généralement observés dans diverses configurations.

<i>Positon des bancs</i>	=====	////////////////		////////////////	XXXXXX
<i>Matériel de forage</i>	<i>Horizontal</i>	<i>Subvertical</i>	<i>Subvertical</i>	<i>vertical</i>	<i>X</i>
					<i>Multi-direction</i>
<i>Hydraulique hors de trous</i>	0.2	1.7	2.0	1.2	1.3
<i>Air comprimé hors de trous</i>	0.1	1.0	1.5	1.0	0.9
<i>Air comprimé font de trous</i>	0.0	0.3	1.0	0.8	0.5

Si Hg = 15m alors l'erreur de déviation du forage égale à $0.005 \times 15 = 0.075\text{m}$

Donc au niveau de la mine de boukhadra la déviation du forage est égale à **0.075m**.

- Les erreurs moyennes engendrées en fonction du mode de réglage, de l'angle de foration qui sont également proportionnelles à la profondeur de la foration

Tableau V.8 : Erreur suivant l'inclinaison de la foration.

<i>Erreur d'inclinaison</i>			
<i>Mode de réglage</i>	<i>optique</i>	<i>décimètre</i>	<i>Fil plomb</i>
<i>Echelle d'erreur</i>	0.1 %	1%	2%

Le mode de réglage dans la mine est un mode optique alors l'erreur est de 0.1%Hg.

L'erreur varie en fonction de la hauteur du gradin donc :

Si Hg = 15m alors l'erreur d'inclinaison est égale $0.001 \times 15 = 0.015\text{m}$

Donc au niveau de la mine de boukhadra l'erreur implantation de machine est égale à **0.015m**.

On admet que toutes les erreurs (ΔL) précédentes se cumulent dans le sens défavorable et qu'il n'y a pas de compensation. Dans ce cas, la valeur pratique (B_p) est équivalente à :

$$B_p = B_{TH} - \sum \Delta L \quad (V.9)$$

$$B_p = 4.17 - (0.05 + 0.055 + 0.075 + 0.015) ; B_p = 3.97 \text{ m. [25]}$$

V.3. L'espace pratique entre les trous 'E'

On peut distinguer trois possibilités, tout dépend de la qualité de la fragmentation à obtenir :

- $E = (1,25 \text{ à } 1,5) \times B$, caractérise une fragmentation fine,
- $E = (1 \text{ à } 1,25) \times B$, caractérise une fragmentation moyenne,
- $E = B$, dans le cas d'une production d'enrochements. [19]

Dans notre cas, on espère avoir une fragmentation moyenne, donc :

$$E = [1 - 1.25] \times B_P ; (m) \quad (V.10)$$

$$E = 1.25 \times 3.97$$

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

V.4. La maille réelle

La maille réelle est égale $B_P \times E$ (V.11)

$$3.97 \times 4.96 = 19.69 \text{ m}$$

V.5. Sous foration 'Ls'

Elle fait généralement 0.3 fois le métrage de la banquette, elle augmente en fonction de la profondeur des trous et le nombre de rangées. C'est un paramètre qui favorise la sortie de pied mais qui devient nulle ou insignifiante une fois que le massif soit traversé par des discontinuités horizontales prédominantes. [25]

$$L_S = 0.3 B_P \quad (V.12)$$

$$L_S = 0.3 \times 3.97 = 1.19 \text{ m}$$

V.6. Le bourrage final

Le bourrage est effectué pour utiliser complètement l'énergie du tir à la fragmentation des roches. Pour bien utiliser l'espace foré, la longueur de bourrage doit être minimale et suffisante pour prévenir les pertes des produits du tir, la projection dangereuse des pierres et la formation d'ondes de choc fortes.

Les plus grandes valeurs de la longueur de bourrage correspondent aux roches de faible résistance au tir et inversement.

L'expérience montre que si la hauteur de bourrage B_f est inférieure à B_P il y a risque de projection des pierres de la surface avec la diminution de la fragmentation et si B_f est

supérieur à B_p la fragmentation sera plus grosse. Pour ces raisons, $B_f = B_p = 3.97$ m. Pour toutes les valeurs de hauteur de gradin.

V.7. La longueur du trou de mine incliné

$$L_T = (H_g + L_s) / \cos\alpha \quad (\text{V.12})$$

Alors pour $H_g = 15$ m

$$L_T = (15 + 1.19) / 0.96 = 16.86 \text{ m}$$

Si la valeur théoriques à forer. En pratique il faut ajouter environ 0,20m pour tenir compte des "cutting" qui s'accablent au fond du trou lors du retrait des tiges. Pour $H_g = 15$ m
 $L_T = 17.06$ m.

V.8. La répartition de la charge dans un trou de mine

L'explosif est réparti dans le trou sous forme de deux charges : [25]

- La charge de pied,
- La charge de colonne.

V.8.1. La longueur de la charge du pied

Elle est calculée par l'équation suivante :

$$L_{\text{charge pied}} = 1.3 \times B_p; (\text{m}) \quad (\text{V.13})$$

$$L_{\text{charge pied}} = 1.3 \times 3.97 = 5.16 \text{ m}$$

V.8.2. La longueur de bourrage

Elle est calculée par l'équation suivante :

$$L_b = B_p; (\text{m}) \quad (\text{V.14})$$

$$L_b = 3.97 \text{ m}$$

V.8.3. La longueur de la charge de colonne

Elle est calculée par l'équation suivante :

$$L_{\text{colonne}} = L_{\text{trou}} - (L_{\text{charge pied}} + L_b) \quad (\text{V.15})$$

$$L_{\text{colonne}} = 17.06 - (5.16 + 3.97) = 7.93 \text{ m}$$

V.9. Calcul des charges

On doit maintenant calculer la hauteur de chargement et le poids d'explosif pour chacune des charges définies précédemment. Le calcul se fait en utilisant la valeur B pratique et les différentes charges linéaires déjà calculées.

On a :

$$L_{MAR3} = 3.58 \text{ kg/m.}$$

$$L_{ANFO} = 8.07 \text{ kg/m.}$$

$$L_f = 5.99 \text{ kg/m.}$$

V.9.1. Charge de pied

V.9.1.1. Charge de cisaillement MARMANIT III

- Diamètre de la cartouche : 65 mm.
- Longueur de cartouche : 750 mm.
- Poids de la cartouche : 2.5 Kg.
- La charge linéaire : 3.58 Kg/m.

Avec la répartition recommandée par Langefors :

La charge cisaillement est MARMANIT III.

$$\frac{(B_p \times 0.6 \times L_{MAR3})}{\text{poid de cartouche}} \quad (V.16)$$

$$\frac{(3.97 \times 0.6 \times 3.58)}{2.5} = 3.41 \text{ arrondi à } \mathbf{4 \text{ cartouches}}$$

V.9.1.1.1. La hauteur de la charge de cisaillement

La hauteur de la charge de cisaillement avec 3 cartouches est

$$\frac{\text{nombre de cartouches} \times \text{poid de cartouche}}{L_{MAR3}} \quad (V.17)$$

$$\frac{4 \times 2.5}{3.58} = \mathbf{2.79 \text{ m}}$$

V.9.1.2. Charge de poussée : ANFOMIL

- Poids du sac : 25 Kg.
- La charge linéaire : 8.07 Kg/m.

Avec la répartition recommandée par Langefors :

- La charge de poussée est ANFOMIL.

$$\frac{(Bp \times 0.6 \times L \text{ ANFO})}{\text{poid du sac}} \quad (\text{V.18})$$

$$\frac{3.97 \times 0.6 \times 8.07}{25} = 0.89 \text{ donc } \mathbf{22.25 \text{ k}}$$

V.9.1.2.1. La hauteur de la charge de poussée

La hauteur de la charge de poussée avec 0.72 sac de 25kg est :

$$\frac{\text{Charge d' ANFO}}{L \text{ ANFO}} \quad (\text{V.19})$$

$$\frac{22.25}{8.07} = \mathbf{2.75 \text{ m}}$$

V.9.1.3. La quantité de charge de pied

$4 \times 2.5 = 10\text{kg}$ de MARMANIT III et 22.25 kg de L'Anfomil donc

$$Q_{\text{pied}} = \text{Charge de Marmanite III} + \text{Charge d'Anfomil} \quad (\text{V.20})$$

$$Q_{\text{pied}} = 10 + 22.25 = \mathbf{32.25 \text{ kg}}$$

V.9.2. Calcul des charges de colonne

L'énergie massique nécessaire en colonne est inférieure à celle nécessaire en pied. La diminution de l'énergie en colonne peut se faire de trois façons :

- En utilisant un explosif moins puissant que ceux utilisés en pied,
- En intercalant des bourrages intermédiaires dans un explosif de même puissance qu'en pied,
- En combinant les deux solutions précédentes.

Comme les explosifs moins puissants sont moins chers, la première solution est généralement préférable. La charge de colonne se calcule en fonction d'un coefficient de remplissage (k).

C'est le rapport entre la longueur totale occupée par l'explosif rapporté à la longueur totale de la charge (explosif et bourrages intermédiaires).

V.9.2.1. La quantité de charge de colonne

- Charge de colonne

$$Q_{\text{colonne}} = L_{\text{colonne}} \times k \times L_{\text{ANFO}} \quad (\text{V.21})$$

Où : k est coefficient de remplissage de L'ANFOMIL ; k = 1

$$Q_{\text{colonne}} = 7.93 \times 1 \times 8.07 = \mathbf{63.99 \text{ kg}}$$

- Le nombre de sacs est :

$$Q_{\text{colonne}} / \text{Poid du sac} \quad (\text{V.22})$$

$$63.99 / 25 = \mathbf{2.55 \text{ sacs}}$$

V.10. La quantité charge par trous

$$Q_{\text{trou}} = Q_{\text{pied}} + Q_{\text{colonne}} \quad (\text{V.23})$$

$$Q_{\text{trou}} = 32.25 + 63.99 = \mathbf{96.24 \text{ kg}}$$

V.11. La consommation spécifique Q_s

C'est la quantité d'explosif nécessaire pour abattre 1m^3 de minerai.

$$Q_s = \frac{\text{la quantité d'explosif par trou}}{\text{le volume abattu par trou}} \quad (\text{V.24})$$

$$Q_s = \frac{Q_{\text{trou}}}{E \times W \times Hg}$$

$$Q_s = \frac{96.24}{4.96 \times 3.97 \times 15} = \mathbf{0.32 \text{ Kg/m}^3}$$

V.12. Volume de la roche abattu par un trou

$$V_{\text{tr}} = Hg \times B_p \times E \quad (\text{V.25})$$

$$V_{\text{tr}} = 15 \times 3.97 \times 4.96 = \mathbf{295.36 \text{ m}^3}$$

V.13. Volume des roches abattues par un tir

$$V_{\text{bt}} = N_{\text{tr}} \times V_{\text{tr}} \quad (\text{V.26})$$

$$V_{\text{bt}} = 42 \times 295.36 = \mathbf{12405.12 \text{ m}^3}$$

V.14. Nombre de trous nécessaire

- Le nombre de trous par mois.

$$N_{tr} = \frac{P_m}{V_{tr}} \quad (V.27)$$

P_m : Production mensuelle planifiée de la mine ; (t /mois)

Où : Production annuelle planifiée de la mine est égale à **3000000 t/ an.**

$$N_{tr} = \frac{250000}{295.36} \approx \mathbf{846 \text{ trous}}$$

- Le nombre de trous par semaine.

$$N_{tr} = \frac{N_{tr}/Mois}{nombre \text{ de semaine par mois}} \quad (V.28)$$

$$N_{tr} = \frac{846}{4} \approx \mathbf{211 \text{ trous}}$$

- Le nombre de trous par jour.

$$N_{tr} = \frac{N_{tr}/Semaine}{Nombre \text{ de jour par semaine}} \quad (V.29)$$

$$N_{tr} = \frac{211}{5} \approx \mathbf{42 \text{ trous}}$$

V.15. Durée du micro retard

$$\tau = k \times w ; (\text{ms}) \quad (V.30)$$

Où :

K : Coefficient qui tient compte des propriétés des roches, pour les roches moyenne résistance au tir $K=(3\div 4)$

$$\tau = 4 \times 3.97$$

$$\tau \approx \mathbf{20 \text{ ms}}$$

V.16. Hauteur du tas de roche abattu

- Pour plusieurs rangées

$$H_t = (0,7-10) \times H_g ; (\text{m}) \quad (V.31)$$

$$H_t = \mathbf{0.8 \times 15 = 12 \text{ m}}$$

Tableau V.9 : Paramètres du plan de tir calculés par la méthode de Langefors.

<i>Paramètre</i>	<i>Calculé par Langefors</i>
<i>Hauteur du gradin (m)</i>	15
<i>Diamètre de trou (mm)</i>	110
<i>Longueur du trou à forer (m)</i>	17.06
<i>Banquette (m)</i>	3.97
<i>Espacement (m)</i>	4.96
<i>Longueur sous foration (m)</i>	1.19
<i>Longueur du bourrage (m)</i>	3.97
<i>Nombre de trous</i>	42
<i>Quantité totale d'explosifs par trou (kg)</i>	96.24
<i>Volume de la roche abattu par trou (m³)</i>	295.36
<i>Volume des roches abattu par un tir (m³)</i>	12405.12
<i>Longueur totale forée (m)</i>	716.52
<i>Consommation spécifique d'explosif kg/ m³</i>	0.32
<i>Longueur de charge d'explosifs(m)</i>	13.09
<i>Charge instantanée (Kg)</i>	96.24-192.48
<i>Nombre de rangée</i>	2
<i>L'angle d'inclinaison du gradin (degré)</i>	75
<i>L'angle d'inclinaison du trou (degré)</i>	15
<i>Durée du micro retard (ms)</i>	20
<i>Type de tir</i>	électrique
<i>D.M.R</i>	22U

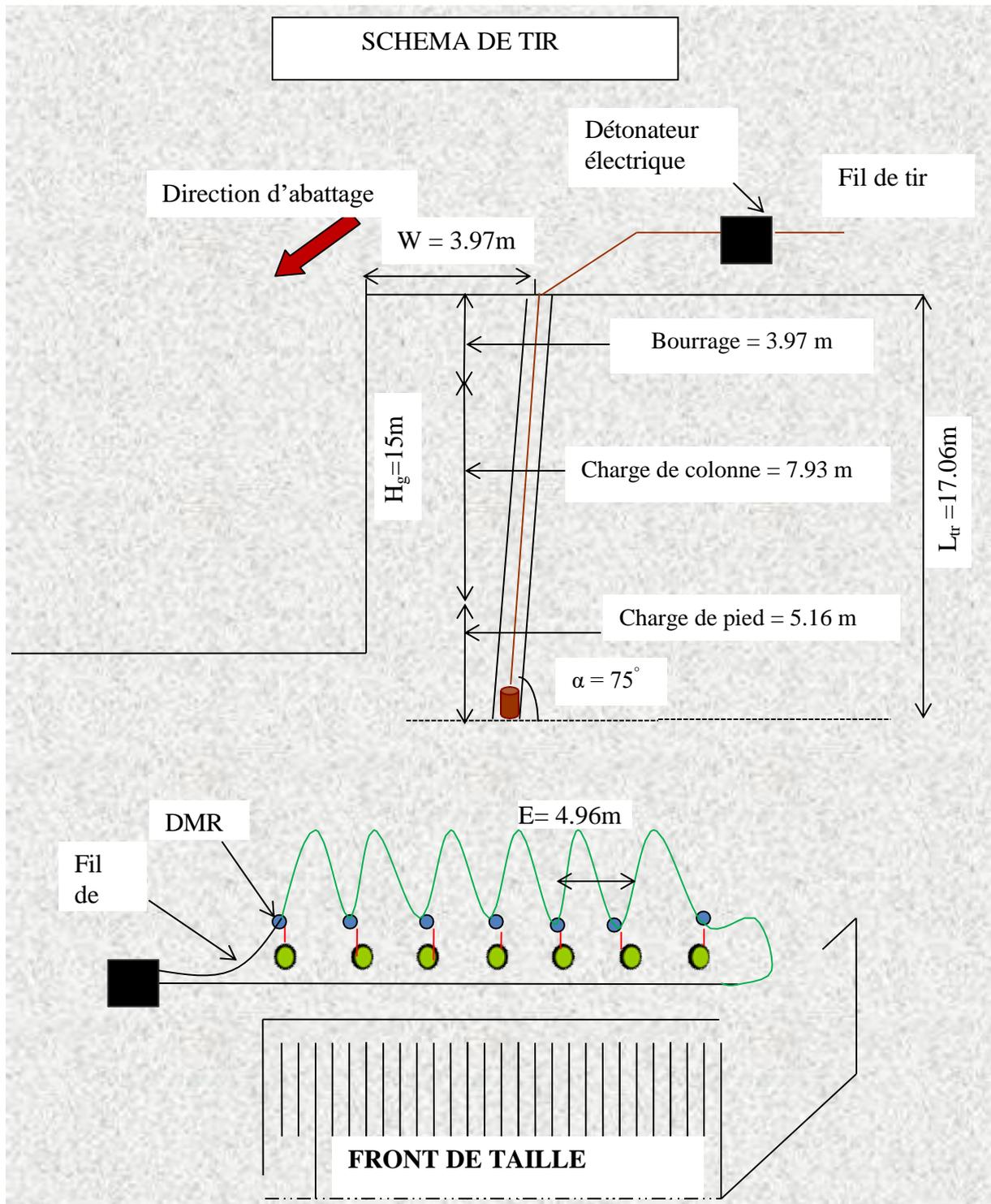


Figure V.8 : schéma de tir proposé.

VI. VALIDATION DU PLAN DE TIR PROPOSE PAR LE MODELE DE KUZ-RAM

Le modèle Kuz-Ram (Cunningham, 1983, 1987 & 2005) reste à ce jour le modèle prédictif le plus largement utilisé en pratique. Il est composé de trois équations (voir chapitre 3):

1. Fonction de distribution granulométrique Rosin-Rammler.
2. Equation prédictive de la taille médiane X50 (Kuznetsov).
3. Equation prédictive de l'indice d'uniformité Rosin-Rammler.

VI.1. Données de base du modèle de kuz-Ram

Le modèle de kuz-Ram prédit la taille médiane **X50** des fragments abattus en fonction de paramètres caractéristiques de la roche et de l'explosif utilisé:

Tableau V.10 : Paramètres utilisés dans le modèle de Kuz-Ram pour l'estimation de la granulométrie.

<i>Pour un diamètre du trou : Dtr = 110 mm</i>		
Caractéristique du massif rocheux	<i>Masse volumique</i>	<i>2.7</i>
	<i>Module de Young</i>	<i>21</i>
	<i>Résistance à la compression</i>	<i>78.4</i>
	<i>Facteur de roche</i>	<i>13</i>
Paramètres de discontinuités	<i>Espacement entre les discontinuités</i>	<i>0.11</i>
	<i>pendage</i>	<i>58</i>
	<i>direction</i>	<i>135</i>
	<i>Taille de bloc in situ</i>	<i>0.11</i>
Paramètres de l'explosif	<i>Densité</i>	<i>0.89</i>
	<i>RWS % (Anfo)</i>	<i>100</i>
	<i>Vitesse de détonation nominale</i>	<i>3000</i>
	<i>Vitesse de détonation effective</i>	<i>2800</i>

VI.2. Les dimensions admissibles des blocs

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

$$C_u \leq 0,8 b ; (m) \quad (V.32)$$

$$\text{Où } b = 1 \text{ m}$$

Alors $C_u = 0,8 \cdot 1$ donc $C_u = 0,8 \text{ m}$ (surdimensionné).

VI.2.1. Paramètre des fragments ciblés

Tableau V.11 : Paramètres de fragmentation ciblée.

<i>Paramètres de fragmentation ciblée</i>	
<i>Surdimensionné</i>	<i>0.8 m</i>
<i>Optimum</i>	<i>0.4 m</i>
<i>Sou-dimensionné</i>	<i>0.01m</i>

VI.3. Résultats de simulation

1. Pour les données du plan de tir calculées par la méthode de Langefors

Les résultats de fragmentation prévue par le modèle de Kuz-Ram du tas abattu selon les paramètres de tir calculés par la méthode de Langefors sont donnés dans les tableaux suivants :

Tableau V.12 : fragmentation prévue.

<i>Hors gabarits (%)</i>	<i>16.6</i>
<i>Optimales (%)</i>	<i>83.2</i>
<i>Particules fines (%)</i>	<i>0.2</i>
<i>Indice de tirabilité</i>	<i>7.53</i>
<i>taille moyenne du matériau [cm]</i>	<i>43</i>
<i>Coefficient d'uniformité</i>	<i>1.54</i>
<i>Taille caractéristique [m]</i>	<i>0.55</i>
<i>Masse de la charge par trou [kg/trou]</i>	<i>110.7</i>

Les pourcentages des dimensions des morceaux passants de tas de roches abattues pour le plan de tir calculés par la méthode Langefors sont donnés dans le tableau suivant :

Tableau V.13 : Pourcentage des passants en fonction des dimensions des tas de roches abattues du plan de tir calculé par la méthode Langefors.

<i>Pourcentage des passants</i>	<i>Taille (m)</i>
0,0%	0
2,5%	0,05
7,0%	0,10
12,7%	0,15
19,0%	0,20
25,8%	0,25
32,6%	0,30
39,4%	0,35
46,0%	0,40
52,2%	0,45
58,1%	0,50
63,5%	0,55
68,4%	0,60
72,8%	0,65
76,8%	0,70
80,3%	0,75
83,4%	0,80
86,1%	0,85
88,4%	0,90
90,4%	0,95
92,1%	1,00
93,5%	1,05
94,7%	1,10

La courbe granulométrique pour les paramètres de tir calculés par la méthode Langefors est donnée dans la figure ci-dessous :

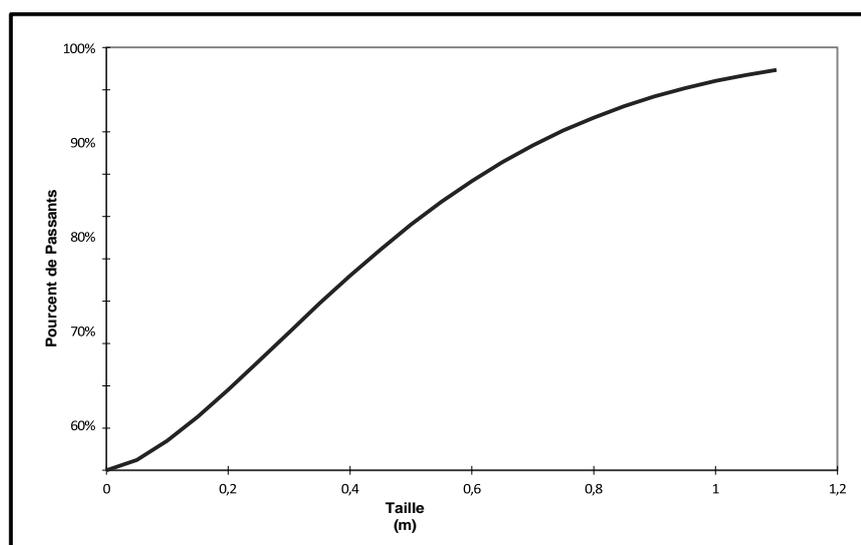


Figure V.9 : Distribution blocométrique des fragments de roche selon les paramètres de tir calculés par la méthode de Langefors.

2. Pour les données actuelles du plan de tir

Fragmentation prévue par Kuz-Ram du tas abattu pour les paramètres de tir existant dans mine de Boukhadra est donnée dans le tableau suivant :

Tableau V.14 : Fragmentation prévue.

<i>Hors gabarits (%)</i>	18.2
<i>Optimales (%)</i>	80.8
<i>Particules fines (%)</i>	1
<i>Indice de tirabilité</i>	7.73
<i>taille moyenne du matériau [cm]</i>	37
<i>Coefficient d'uniformité</i>	1.17
<i>Taille caractéristique [m]</i>	0.51
<i>Masse de la charge par trou [kg/trou]</i>	190.30

Tableau V.15 : Pourcentage des passants selon le plan de tir existant dans la mine de BOUKHADRA.

<i>Pourcentage des passants</i>	<i>Taille (m)</i>
0,0%	0
6,4%	0,05
13,9%	0,10
21,3%	0,15
28,6%	0,20
35,4%	0,25
41,8%	0,30
47,7%	0,35
53,1%	0,40
58,1%	0,45
62,6%	0,50
66,7%	0,55
70,4%	0,60
73,7%	0,65
76,7%	0,70
79,4%	0,75
81,8%	0,80
84,0%	0,85
85,9%	0,90
87,6%	0,95
89,1%	1,00
90,4%	1,05
91,6%	1,10

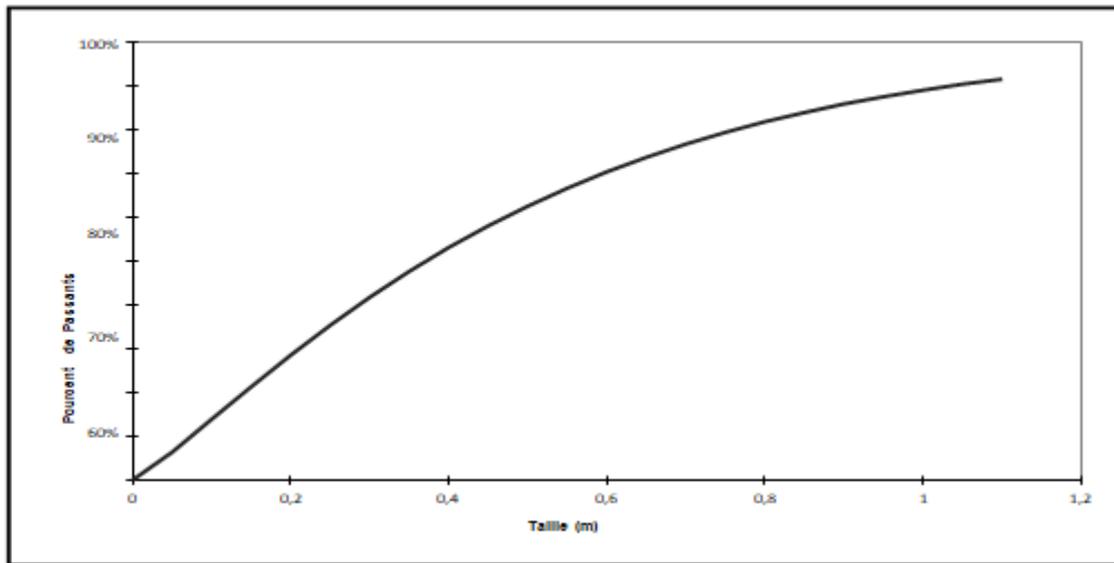


Figure V.10 : Distribution blocométrique des fragments de roche selon les paramètres de tir existants dans la mine de BOUKHADRA.

VI.4. Résultats et interprétation

L'étude comparative des résultats obtenus par le modèle de kuz-ram a donné :

- Une légère réduction du taux de blocs hors gabarits (surdimensionnés) de 18.2% (données actuelles) à 16.6 % (données calculées par Langefors) mais assure une bonne fragmentation de 80.8 % à 83.2 %.
- Courbe blocométrique de plan de tir calculé par Langefors est plus uniforme (Coefficient d'uniformité 1.54) que celle de données actuelles (Coefficient d'uniformité 1.17).
- Diminution de la consommation spécifique de 0.5Kg/m^3 à 0.32 Kg/m^3 .

Selon les résultats obtenus pour les deux cas d'étude, nous pouvons conclure que l'utilisation d'un trou de 110 mm peut contribuer à améliorer la qualité de fragmentation, aussi un diamètre de 110 mm peut réaliser le même objectif (production annuelle) avec le même volume de roches abattues par trou (m^3) voir tableau N V.19 et une réduction de la quantité d'explosif par trou (charge instantanée) de 120Kg à 96.4 Kg.

Tableau V. 16 : Comparaison des paramètres de tir calculés par la méthode Langefors et les paramètres existants dans la carrière.

<i>Paramètre</i>	<i>Calculé par Langefors</i>	<i>Existant dans la mine</i>
<i>Hauteur du gradin (m)</i>	15	15
<i>Diamètre de trou (mm)</i>	110	165
<i>Longueur du trou a foré(m)</i>	17.06	16.5
<i>Banquette (m)</i>	3.97	5
<i>Espacement (m)</i>	4.96	5
<i>Longueur sous foration (m)</i>	1.19	1
<i>Longueur du bourrage (m)</i>	3.97	5
<i>Nombre de trous</i>	42	42
<i>Quantité totale d'explosifs par trou (kg)</i>	96.24	120-240
<i>Volume de la roche abattu par trou (m³)</i>	295.36	300
<i>Volume des roches abattues par un tir (m³)</i>	12405.12	12600
<i>Longueur totale forée (m)</i>	716.52	693
<i>Consommation spécifique d'explosif kg/ m³</i>	0.32	0.5
<i>Longueur de charge d'explosifs(m)</i>	13.09	10
<i>Charge instantanée (Kg)</i>	96.24	120-240
<i>Nombre de rangée</i>	2	2
<i>L'angle d'inclinaison du gradin (degré)</i>	75	80
<i>L'angle d'inclinaison du trou (degré)</i>	15	10
<i>Durée du micro retard (ms)</i>	20	20
<i>Type de tir</i>	<i>électrique</i>	<i>électrique</i>
<i>D.M.R</i>	22U	22U

VII. PARAMETRES DE SECURITE

L'emploi des explosifs dans les carrières est une pratique courante mais, il occasionne un certain nombre d'inconvénients engendrant nécessairement des risques et des nuisances dans l'environnement immédiat du site. Ces effets peuvent s'avérer préjudiciables à la sécurité du personnel, par la projection intempestive de roches et par des risques de glissement accidentel des bords des carrières ou de talus instables, subissant des ébranlements excessifs. Dans l'environnement plus éloigné, les ondes de surpression aérienne et surtout les bruits et les vibrations induites par les tirs, peuvent provoquer des détériorations sur les constructions et habitations avoisinantes, et être une source de nuisance et de gêne pour les riverains.

Des bonnes connaissances des effets immédiats et prolongés des détonations des charges explosives permettront de maintenir les dégâts provoqués par celle-ci dans des limites tolérables pour l'environnement, cela peut se faire en jouant sur les paramètres du plan de tir (la qualité de charge d'explosifs, la durée des microretards ...) ou en prenant des mesures concernant la disposition de la carrière (implantation d'amortisseurs ou absorbeurs des vibration du sol, installation d'isolants acoustiques,...).

VII.1. Les projections des roches

Des projections exceptionnelles peuvent se produire, chaque fois que la charge utilisée est trop importante par rapport à celle théoriquement requise, ainsi a-t-on signalé des dégâts provoqués à des constructions et à des populations, des blessures subies par des personnes à quelques distances du lieu de tir, à l'effet direct de projection de roches.

VII.1.1 Causes principales provoquant les projections des roches

Ceci peut être dû en particulier lorsque :

- accumulation d'explosif dans une poche,
- Hauteur de bourrage insuffisante,
- Une faille fait communiquer le fourneau de mine avec l'extérieur du massif.

VII.1.2. Comment éviter les projections

- Nettoyer la plateforme supérieure des roches de laquelle peut se lancer par le souffle du gaz, si le gaz part verticalement (mauvais bourrage),
- Mettre une longueur suffisante de bourrage et un matériau adéquat,
- Vérifier si le modèle de foration est correct,

- Choisir les séquences d'initiation de telle sorte que chaque trou a une surface libre, un retard adéquat entre les trous,
- Charger la première rangée avec prudence et tenir compte des petites longueurs de la banquette,
- Vérifier que la quantité d'explosif est juste.

VII.1.3. Détermination de la distance de projection :

Pour déterminer la distance de projection de la roche abattue on utilise la formule suivante

$$R = 44 \times Q^{1/3} \quad (\text{V.33})$$

$$R = 44 \times 96.24^{1/3}$$

$$R \approx 202 \text{ m}$$

VII.2. Les Vibrations

Les vibrations produites par les tirs constituent l'une des nuisances inévitables liées à l'emploi des explosifs. Actuellement, l'usage d'amorces à retard a diminué sensiblement les ébranlements provoqués par les explosions. Des calculs plus précis permettent de déterminer la valeur exacte des charges devant être tirées.

Le résultat le plus important des études de vibrations a montré que la vitesse de vibration mesurée en un point donné ne dépend pas de la charge totale d'une volée mais de la charge instantanée.

Les phénomènes de vibrations peuvent poser des problèmes d'une grande diversité, en fonction de l'origine de la vibration et de la nature des constructions soumises à ces vibrations.

VII.2.1. Les facteurs influant sur le niveau de vibration

Le niveau de vibration mesuré dépend de trois facteurs :

- La distance entre le tir et l'ouvrage,
- La quantité d'explosif,
- Le rendement du tir.

VIII.DETERMINATION DU RAYON DE LA ZONE DANGEREUSE (R_D)

Dans le quartier carrière principale la distance la plus proche entre le lieu de tir et les constructions (concasseur, poste électrique HT, bâtiment de direction, réservoir d'eau) est supérieure à 250 m.

Pour assurer la sécurité dans toute la carrière on détermine les rayons des zones dangereuses (R_d) pour les personnes, les équipements et les habitations.

Pour calculer le rayon de la zone dangereuse R_d suivant la projection des débris, il faut déterminer la valeur maximale de la ligne de résistance au pied de gradin (W_{max}) de la charge de trou (selon le projet de tir) et d'après celui-ci, on détermine la valeur conditionnelle de W_{con} , soit $W_{con} = 0.7 W_{max}$

D'après W_{con} , on calcule les valeurs R_d

- $R_d \geq 300$ m pour les reliefs montagneux.
- $R_d \leq 300$ m pour les reliefs plat.

On a la ligne de moindre résistance égale à $w = 3.97$

$$\text{Donc : } W_{cond} = 0.7 \times 3.97 = 2.77 \text{ m} \quad (\text{V.34})$$

Selon les données de tableau le rayon de la zone dangereuse est égal :

- **$R_d = 300$ m pour le personnel**
- **$R_d = 150$ m pour les engins**

Tableau V.17 : Représente le rayon de zone dangereuse en fonction de W_{cond} .

$W_{cond} (m)$	Rayon de zone dangereuse $R_d (m)$	
	Pour le personnel	Pour les engins
1.5	200	100
2	200	100
4	300	150
6	300	150
8	400	200
10	500	250
12	500	250
15	600	300
20	700	350
25	800	400

- Distance sismo-sécurité pour les constructions **Lors** de l'explosion de la charge concentrée peut être déterminé par la formule suivante :

$$R_{S-S} = (1.1 \div 1.2) K_s \times \sqrt[3]{Q_s} \quad (\text{V.35})$$

$$R_{S-S} = 1.15 \times 5 \times \sqrt[3]{96.24} = \mathbf{26.35m}$$

Q_s : charge instantanée ; (kg)

K_s : coefficient dépendent des propriétés du sol de fondation, suivant le tableau $k_s= 5$ pour les roches fissurés.

Tableau V.18 : représente les valeurs de K_s en fonction les propriétés du sol de fondation.

<i>Les caractéristiques des sols de fondation de la construction protégée</i>	<i>K_s</i>
<i>Rocheux denses</i>	3
<i>Rocheux fissurés</i>	5
<i>Des graviers et des agrégats</i>	7
<i>Sableux</i>	8
<i>Argileux</i>	9
<i>Foisonnés et végétales</i>	15
<i>Saturés en eau</i>	20

- La distance de sécurité lors de l'action de l'onde explosive des charges superficielles sur le personnel peut être déterminée par la formule suivante :

$$R_a = (10 \div 15) \sqrt{Q_s} \quad (\text{V.36})$$

$$R_a = 13\sqrt{96.24} = 127.5 \text{ m}$$

Tableau V.19 : Récapitulatif des distances de sécurités.

<i>Distance de sécurité</i>	<i>Valeurs (m)</i>
<i>La distance de projection</i>	202
<i>La zone dangereuse pour la personne</i>	300
<i>La zone dangereuse pour les engins</i>	150
<i>Distance sismo-sécurité pour les constructions</i>	26.35
<i>La distance de sécurité lors de l'action de l'onde explosive des charges superficielles sur le personnel</i>	127.5

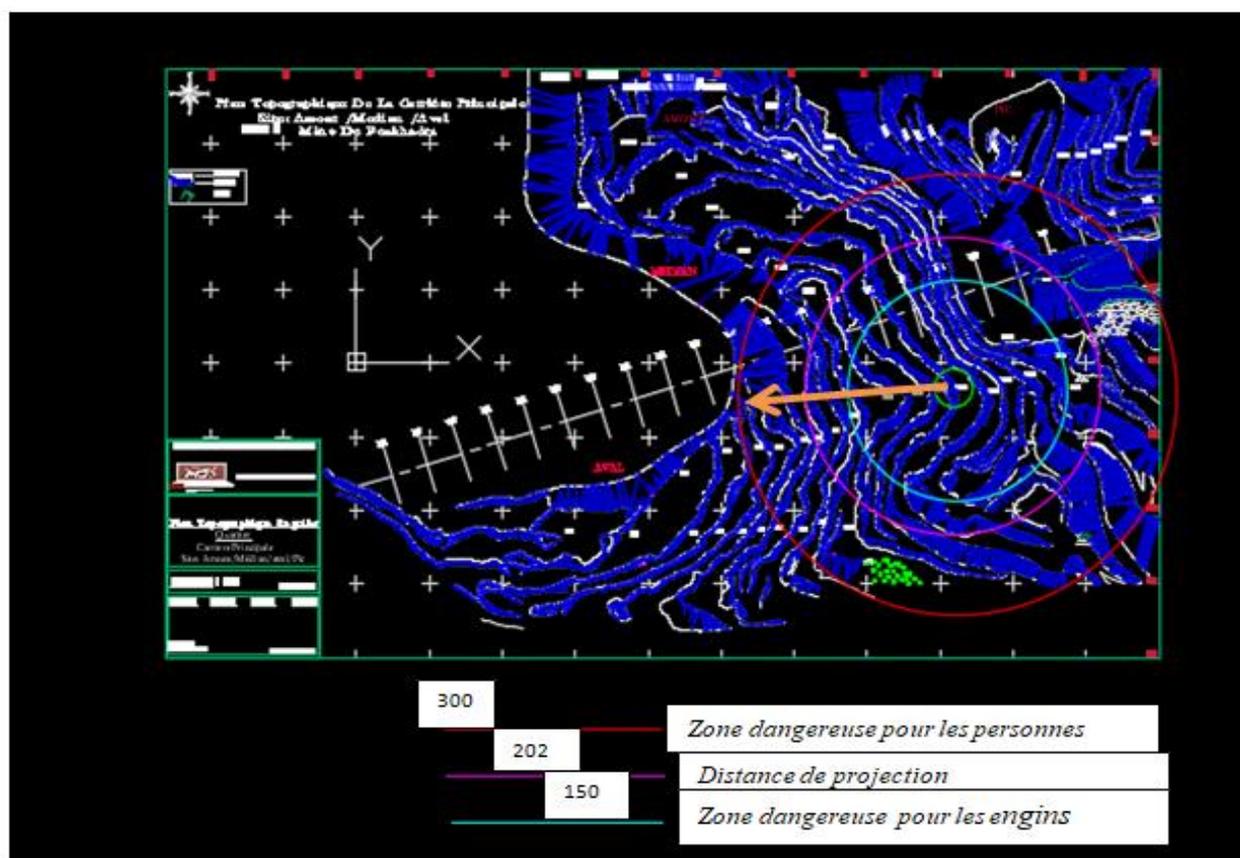


Figure V.11 : Distances de sécurité.

CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS

L'abattage à l'explosif constitue le premier maillon des processus industriels, en particulier le premier élément de la chaîne de réduction granulométrique.

La maîtrise du tir permet de garantir la sécurité lors de l'opération, de limiter les coûts engendrés par l'opération elle-même et de réduire les nuisances pour les personnes et le matériel.

Les résultats du calcul du plan de tir par la méthode de Langefors où en tenant compte d'un trou de 110mm et incliné de 15° donnent des résultats acceptables et de valeur pratique dont le diamètre des trous influe significativement le rendement du tir à l'explosif où :

- Un diamètre plus grand améliore l'efficacité mais augmente les coûts de forage et d'explosifs (quantité d'explosif est de 120kg par trou de diamètre de 165mm).
- Un diamètre plus petit réduit les coûts de forage et d'explosifs (Quantité d'explosif par trou est de 96.4kg pour un diamètre de 110 mm).
- Des trous de diamètre réduits nécessitent généralement moins d'explosifs, ce qui diminue les risques de projections et d'ondes de choc violentes lors de l'opération de tirs.
- La stabilité des parois de la mine est mieux préservée avec des trous plus étroits, réduisant les risques d'éboulements.
- Les vibrations transmises au sol sont moins importantes, limitant les dommages potentiels aux infrastructures environnantes.

Pour la protection du personnel et matériels lors d'un tir à l'explosif contre la projection de débris et l'effet de vibration, il est nécessaire de respecter les périmètres de sécurité (rayons de la zone dangereuse). Ce dernier dépend principalement de la résistance au pied du gradin et de la quantité d'explosif tirée simultanément, aussi il est recommandé un strict respect des périmètres suivants :

- La distance de projection est de 202 m.
- La zone dangereuse pour la personne est de 300 m.
- La zone dangereuse pour les engins est de 150 m.
- Distance sismo-sécurité pour les constructions est de 26.35m.

L'utilisation d'un trou incliné de 15° à 20° avec un diamètre de 110 mm peut être une solution technique pertinente permettant d'améliorer la qualité de fragmentation au niveau de

la mine de Boukhadra, un trou incliné peut assurer une meilleure répartition de l'énergie et meilleur contrôle du pied du gradin et meilleure stabilité de la paroi supérieure.

BIBLIOGRAPHIE

BIBLIOGRAPHIE

- [1]-NOUR RAHOUADJA KERBATI, [2021] : Diagnostic de la stabilité d'anciennes exploitations souterraines et utilisation du remblayage comme un support des terrains adjacents, (Cas de la mine de fer de Boukhadra).
- [2]- LARBI Abdelghani, [2016] : L'influence des tirs à l'explosif sur la stabilité des terrains miniers -cas de la mine de Boukhadra (Tébessa) site BK II
- [3]-BARIKA DOHA, BOULOUBER AMINA, [2023] : Recommandation d'application du tir par paires de charges rapprochées dans les conditions de la carrière de minerai de fer de Boukhadra.
- [4]- HIBA BOULAHBEL, SOUHAILA NAHAL, [2020] : Diagnostic de l'effondrement dans la carrière de Boukhadra.
- [5]- Bureau d'étude et de développement (DED) de la Mine de l'Est de Boukhadra.
- [6]- MERAH CHAFIA "Paramètres de forage et de tir".
- [7]- BOUKHOBZA SAMIRA, HADRI BRAHIM, [2020] : Contribution à l'étude de l'abattage à l'explosif dans les massifs rocheux fissurés cas de la carrière de Kef Essnoun - DJEBEL ONK - Esquisse Théorique.
- [8]- HADJADJ AOUL ELIAS : Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algériennes Présentée en vue de l'obtention du diplôme de DOCTORAT.
- [9]- BOUSSAID BACHIR, [2015] : Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir, mémoire de grade ingénieur d'état, université aboubekr belkaïd Tlemcen.
- [10] -BERDOUDI SAID : Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes.
- [11] - BRADAI SID ALI, [2016] : Influence des discontinuités du massif sur le tir à l'explosif cas de la carrière de bab el oued (Alger).
- [12]- DELILLE FLORENT, [2012] : Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert, Ecole nationale supérieure des mines de paris.
- [13] : A. ASROUN, J.L. DURVILLE, [2006] : Article « Stabilité des massifs rocheux fissurés».
- [14]- SAADOUN ABDERRZAK, [2012] : Contribution à l'analyse des effets de tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf Amar. M'sila», mémoire magister en mines, université Badji Mokhtar Annaba.
- [15]- NEFIS MOULOUD, [2010] : Modèle d'un plan de tir » ; Mémoire magister en mines, université Badji Mokhtar-Annaba.

BIBLIOGRAPHIE

- [16]- GHARBI KUIDER, [2007] : L'adaptation du plan de tir à la blocométrie : Un enjeu capital pour un haut rendement minier », mémoire d'ingénieur d'état en génie minier.
- [17]- 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.
- [18] : SOCIETE DE L'INDUSTRIE MINERALE, [2002] : Livre « Les techniques de l'industrie minérale (Tirs, Applications et implications) ».
- [19]- COULOMBEZCECILE, [2007] : Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats, Centre de géosciences mines de paris.
- [20]- MISSOUM SOUFIANE, [2016] : L'optimisation des travaux d'abattage par l'utilisation de tir séquentiel dans les conditions de la carrière Djbel Nfous-Mascara, Ecole Nationale Supérieure Des Mines et Métallurgie-Annaba.
- [21]- DOUMBIA ABDOU MAMOUTON, DIALLO KADIDIA, [2008] : Elaboration d'un plan de tir en vue d'améliorer la fragmentation des roches (carrière de Ben Azzouz) Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [22]- OMAR GUETTICHE, AMIR YOUSFI, [2023] : Influence de l'inclinaison du trou de mine sur le rendement du tir à l'explosif (simulation par le model KUZ-RAM)
- [23] -NOUSRA ABD ALAZIZ, [2021] : Amélioration des paramètres technologiques des travaux d'abattage à l'explosif et limitation de leurs impacts socio-économiques et environnementaux dans les conditions de la mine de Rouina wilaya d'Ain Dafla.
- [24] - BOUDJLLEL HOUSSEY, BOUKLOUHA HOUSSAM, [2015] : Optimisation des paramètres d'abattage à l'explosif pour améliorer les résultats de tir (carrière Chouf –Amar).
- [25]- TAYEB SERRADJ, "Conception du plan de tir, formules de Langefors".
- [26] - O.N.E.X, office national des substances explosif.