



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

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

Option : Exploitation Minière

Présenté par

AGOUN Amer

MAY amine

Thème

Optimisation des paramètres de tir dans une mines à ciel ouvert : Cas de la mine de BOUKHADRA (W. Tebessa)

Soutenu le 04 / 07 /2017 devant le jury composé de :

Président : Mr. **GUELMAMI.A**

Promoteur : Mr. **AIT HABIB.Z**

Examineur : Mr. **SAADOUN.A**

Année Universitaire : 2016-2017

Remerciement

D'abord, on remercie DIEU le tout puissant, qui nous a donné le courage, la volonté et la patience pour achever ce travail ;

Nous remercions

Notre encadreur Mr : **AIT HABIB Zakaria**, pour sa disponibilité, ses conseils et ses aides ;

Mr : **GUELMAMI Ali**, d'avoir accepté de présider ce jury, et Mr : **SAADOUN Abderrezak** pour avoir accepté d'examiner notre travail ;

En outre, nous remercions tous les enseignants du département des mines et géologie de l'Université Abderrahmane Mira de Bejaia ;

Les remerciements s'adressent aussi toute l'équipe de la mine de BOUKHADRA ;

Enfin, Nos remerciements s'adresse à toutes les personnes ayant contribué de près au de loin, à la réalisation de de ce travail.

Dédicaces

Je dédier cet humble travail avec grand amour, sincérité et fierté :

A mes chers parents que dieu leurs procurent long vie

A ma grand-mère

A mes sœurs

A ma nièce AYA

tous les membres de la famille de AGOUN

A mon meilleur ami MERZOUK TAYEB

A tous mes amis de la région de KHERRATA

À tous mes amis à l'université de Bejaia

Tous mes enseignants qui ont assurés ma formation.

A la mémoire de mon grand-père

AGOUN Amer

Dédicace

Je dédie ce modeste travail en premier lieu à mes chers parents, surtout ma mère qui m'a notablement encouragé à poursuivre mes études, à mes sœurs et toute la famille.

Je le dédie aussi à tous les étudiants de poste graduation et les enseignants du département Mines-Université de Bejaia ; en particulier ceux que je connais bien (Mansour, Abdallah, Othman, Abdelkader, Mohamed, Yassine et Amer), sans oublier tous mes amis.

MAY Amine

Table des matières

Liste des figures

Liste des tableaux

Liste d'abréviations

Introduction générale.....	1
----------------------------	---

Chapitre I : Conditions géologiques et minières de gisement

Introduction	3
I.1. Historique de la mine	3
I.2. La géologie de la mine.....	4
I.2.1. La situation géographique	4
I.2.2. Stratigraphie	5
I.2.2.1. Trias	5
I.2.2.2. Le Crétacé.....	5
I.2.2.3. Le Tertiaire	6
I.2.2.4. Le Quaternaire	6
I.2.3. Tectonique.....	6
I.2.4. Morphologie du gisement.....	7
I.2.5. Hydrogéologie.....	8
I.3. Caractéristiques qualitatives de la matière première	9
I.3.1. Caractéristiques chimiques.....	9
I.3.2. Caractéristiques physico-mécaniques	9
I.3.2.1. Caractéristique physique.....	9
I.3.2.2. Caractéristique mécanique.....	10
I.4. Catégorie et estimation des réserves	11
I.4.1. Réserves à ciel ouvert.....	11
I.4.1.1. Carrière principale (Amont)	11
I.4.1.2. Carrière BKII (en épuisement)	11
I.4.1.3. Site pic (en épuisement)	11
I.4.2. Planification de la production à ciel ouvert.....	11
I.5. Régime de travail de la mine de BOUKHADRA	13

I.5.1. Organisation des travaux d'exploitation	13
I.5.2. Production de la mine.....	14
I.6. Ouverture et méthode d'exploitation de gisement de BOUKHADRA	14
I.6.1. L'exploitation du minerai de BOUKHADRA	14
I.6.1.1. Exploitation à ciel ouvert.....	15
I.6.1.2. Ouverture du champ de la mine.....	15
I.6.1.3. Choix du mode d'ouverture.....	15
I.6.1.4. Creusement de la demi-tranchée d'accès.....	15
I.6.1.5. Paramètres technologiques de la demi-tranchée.....	16
I.6.1.6. Elément du système d'exploitation.....	16
a. Le gradin.....	16
b. La largeur d'enlevure.....	18
c. La largeur de la plate-forme	18
Conclusion.....	22

Chapitre II : Travaux de forage et de tir

Introduction	23
II.1. Exigences des travaux de forage et de tir	23
II.2. Forage	24
II.2.1. Généralité.....	24
II.2.2. Mode de forage	24
II.2.2.1. Forage carottant.....	25
II.2.2.2. Forage destructif.....	25
II.2.3. Les facteurs influents sur la qualité de la foration	25
II.2.3.1. La structure du massif	25
II.2.3.2. Le choix technique de foration.....	26
II.2.3.3. La précision d'implantation	26
II.2.4. Différents technique de foration	26
II.2.4.1. Foration par roto percussion avec marteau hors du trou	27
II.2.4.2. Foration par roto percussion avec marteau fond de trou	27
II.2.4.3. Foration par coupe rotative avec outil à lames.....	27
II.2.4.4. Foration rotary par outil tricône	27
II.2.5. Etat actuel de la mine de BOUKHDRA	27
II.2.5.1. Choix de l'engin de forage	27

II.2.5.2. Calcul de l'indice de forabilité des roches	28
a. Classification des roches selon l'indice de forabilité	28
b. Choix de type de sondeuse	29
II.2.6. Calcul de productivité de la sondeuse.....	31
II.2.6.1. Détermination du temps de cycle de forage d'un trou	31
II.2.6.2. Calcul du rendement d'exploitation de la sondeuse	31
II.2.6.3. Nombre de sondeuse nécessaire	32
II.2.7. Implantation du lot de forage	32
II.2.7.1. Méthode actuelle d'implantation.....	32
II.2.7.2. Outils pour le contrôle des déviations de foration.....	33
a. Déviations de foration	33
b. Mesure de la foration par DIADEME	34
II.3. Notions générales sur les explosifs.....	35
II.3.1. Substances explosives.....	35
II.3.2. Classification des explosifs.....	35
II.3.3. Déflagration et détonation.....	36
II.3.3.1. La déflagration	36
II.3.3.2. La détonation.....	36
II.3.4. Caractéristiques des explosifs	37
II.3.5. Types d'explosifs utilisés dans les exploitations à ciel ouvert	38
II.3.5.1. Les dynamites.....	38
II.3.5.2. Les explosifs nitrates	38
II.3.5.3. Les émulsions	38
II.3.5.4. Les nitrates fuels (ANFO)	38
II.3.6. L'amorçage	39
II.3.6.1. La chaîne d'amorçage	39
II.3.6.2. Types d'amorçage	39
II.3.6.3. Accessoires du tir	40
a. La mèche lente.....	40
b. Fil de tir	40
c. Le cordeau détonant	40
d. Les détonateurs pyrotechniques et électriques de l'ONEX.....	41
II.3.7. Mécanismes de la Fragmentation.....	42
II.3.7.1. Effet général des ondes de choc dans le massif rocheux.....	42

a. Zone de broyage	42
b. Zone de fissuration radiale	43
c. Zone sismique.....	43
II.3.7.2. Effet de la présence d'une face libre	43
II.3.7.3. Effet des gaz libérés : fragmentation finale.....	44
II.3.8. Calcul de l'indice de tirabilité	44
Conclusion.....	46

Chapitre III : Optimisation des paramètres de tir de mine de BOUKHADRA

Introduction	47
III.1. Paramètre influençant la qualité de la fragmentation des roches	48
III.1.1. Paramètre incontrôlable	48
III.1.1.1. Matrice rocheuse	48
a. Propriétés structurales	48
b. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation	49
c. Propriétés mécaniques	52
d. Propriétés hydrauliques	52
III.1.2. Variable contrôlable	53
III.1.2.1. Paramètres liés aux trous	53
a. Qualité de la foration	53
b. La hauteur du gradin	57
c. Diamètre de trou	58
d. Inclinaison du trou.....	59
e. L'excès de forage (Sous-forage)	60
f. Longueur de trous	61
III.1.2.2. Paramètres liés au bourrage	61
a. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous	61
b. Qualité du matériau de bourrage	62
III.1.2.3. Paramètres liés au plan de tir	62
a. Banquette.....	62
b. Espacement.....	63
c. Rapport de maille	63
d. Présence des faces libres	64

III.1.2.4. Paramètres liés à l'explosif.....	64
a. Influence de la consommation spécifique de l'explosif sur le degré de fragmentation des roches fissurées	64
b. La séquence et le système d'amorçage	66
c. Initiation de charge explosif	68
d. Influence de la construction des charges sur la qualité de fragmentation des roches.	69
III.2. Calcul des paramètres de tir optimal de BOUKHADRA.....	71
III.2.1. Etapes du calcul	71
III.2.2. Réalisation et analyse des résultats.....	72
III.2.3. Dimensionnement d'un schéma de tir	72
III.2.4. Choix de diamètre de trou et la hauteur de gradin.....	73
III.2.5. Choix de l'explosif.....	73
III.2.6. Les règles de Langefors	74
III.2.6.1. Détermination de la banquette théorique	74
a. Le coefficient d'énergie (S).....	75
b. La densité de chargement.....	76
c. Constante de roche (résistance au tirage)	76
d. Facteur de contrainte f.....	77
e. Le rapport de maille (E/B).....	78
III.2.6.2. L'excès de Forage.....	79
III.2.6.3. La longueur du trou incliné.....	79
III.2.6.4. Corrections sur la banquette théorique (banquette pratique)	80
III.2.6.5. L'espacement (E)	80
III.2.6.6. Le bourrage final.....	81
III.2.5.7. Calcul des charges.....	81
III.2.6.8. La charge linéaire (L_f).....	81
III.2.6.9. Quantité totale d'explosif par un trou	85
III.2.6.10. Volume de roche abattue par trou	86
III.2.6.11. La consommation spécifique	86
III.2.6.12. Nombre de trous forés.....	86
III.2.7. Interprétation	90
III.2.7.1. Dimensions de la maille.....	91
III.2.7.2. La longueur du trou.....	91

III.2.7.3. L'inclinaison de trou	92
III.2.7.4. Répartition de la charge	92
III.2.7.5. Proposition d'une charge discontinue	92
III.2.7.6. La qualité de forage	93
Conclusion.....	93

Chapitre IV : Chargement et transport

Introduction	94
IV.1. Le chargement.....	94
IV.1.1. Généralité	94
IV.1.2. Le rendement de la chargeuse	94
IV.1.3. Description des engins de chargement au niveau de la mine	95
IV.1.4. Calcul de productivité de la chargeuse	95
IV.1.4.1. Détermination du temps de cycle de la chargeuse	95
IV.1.4.2. Calcul de rendement de la chargeuse	96
IV.2.4.3. Calcul de nombre de chargeuse nécessaire (Nch)	97
IV.2. Transport.....	98
IV.2.1. Généralités.....	98
IV.2.2. Exigences du transport	98
IV.2.3. Etat actuel des travaux de transport au niveau de la mine.....	99
IV.2.4. Calcul de la productivité des camions	99
IV.2.4.1. Détermination du temps de cycle des camions.....	99
IV.2.4.2. Calcul de rendement du camion	100
IV.2.4.3. Calcul de nombre de camion nécessaires	101
Conclusion.....	102
Conclusion générale.....	103

Liste des figure

Chapitre I : Conditions géologiques et minières de gisement

Figure I.1 : Situation géographique de la ville du BOUKHADRA	4
Figure I.2 : Situation géographique de la mine de BOUKHADRA.....	4
Figure I.3 : Photo du Djebel de BOUKHADRA.....	5
Figure I.4 : Trois coupes transversales dans l'anticlinal de BOUKHADRA.....	7
Figure I.5 : Plan topographique du gisement de BOUKHADRA.....	7
Figure I.6 : Vue panoramique sur les trois filons de la carrière principale.....	8
Figure I.7 : Graphe descriptif la planification de la production.....	13
Figure I.8 : Eléments géométriques et technologiques d'un gradin	17
Figure I.9 : Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif)	20
Figure I.10 : Schéma descriptif des paramètres des pistes.....	21

Chapitre II : Travaux de forage et de tir

Figure II.1 : Sondeuse de type I-RAND I4BH	30
Figure II.2 : Principales erreurs de foration	34
Figure II.3 : Principe de mesure de DIADEME	34
Figure II.4 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un explosif lent.....	37
Figure II.5 : Schéma représentatifs de différentes familles d'explosives	38
Figure II.6 : Différent types d'amorçage.....	40
Figure II.7 : Composition de détonateur électrique et électronique.....	42
Figure II.8 : Action de l'explosif dans un massif rocheux.....	44

Chapitre III : Optimisation des paramètres de tir de mine de BOUKHADRA

Figure III.1 : Influence de structure de roches sur le tir	48
Figure III.2 : Influence d'une cavité non reconnues dans un massif sur le tir	48
Figure III.3 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités.....	49
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)	50
Figure III.5 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984).....	50
Figure III.6 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage	54
Figure III.7 : Déviation due aux discontinuités	55

Figure III.8 : Différence entre maille théorique et maille réelle.....	56
Figure III.9 : Conséquences de déviation des forages	56
Figure III.10 : Choix du couple diamètre-hauteur de front	58
Figure III.11 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison	60
Figure III.12 : Représentation de l'excès de forage dans un gradin.....	61
Figure III.13 : Influence de la hauteur de bourrage sur la qualité de tir	62
Figure III.14 : Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert	63
Figure III.15 : Fragmentation en fonction de la consommation spécifique d'explosif (Selon Gustafsonn)	65
Figure III.16 : Influence du choix de délai entre les rangées sur la qualité de tir.....	67
Figure III.17 : Effet du choix des retards entre lignes sur le dégagement des rangées Abattues	67
Figure III.18 : Sens d'initiation d'une charge explosive.....	68
Figure III.19 : Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges	69
Figure III.20 : Les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues.....	70
Figure III.21 : Schéma des charges avec des intervalles vides.....	71
Figure III.22 : Géométrie du tir.....	72
Figure III.23 : Détermination de la hauteur de gradin en fonction de diamètre de foration...73	
Figure III.24 : Schéma de Plan de tir.....	89

Liste des tableaux

Chapitre I : Conditions géologiques et minières de gisement

Tableau I.1 : Eléments chimiques constitutifs de la minéralisation du gisement de BOUKHADRA.....	9
Tableau I.2 : Caractéristique physique du minerai et des roches encaissantes	10
Tableau I.3 : Caractéristique mécanique de la roche de BOUKHADRA.....	10
Tableau I.4 : Planification de la production à ciel ouvert	12
Tableau I.5 : Régime de travail de la mine	14
Tableau I.6 : Paramètres des éléments de la plateforme de travail.....	22

Chapitre II : Travaux de forage et de tir

Tableau II.1 : Classification des roches en fonction de l'indice de forabilité.....	29
Tableau II.2 : Choix de type de sondeuse en fonction de forabilité et diamètre de trou	29
Tableau II.3 : Les caractéristiques technique de la sondeuse I-RAND I4BH.....	30
Tableau II.4 : Chronométrages du temps de cycle de foration d'un trou	31
Tableau II.5 : La classification de des roches selon l'indice de tirabilité de V.Rjevsky	45

Chapitre III : Optimisation des paramètres de tir de mine de BOUKHADRA

Tableau III.1 : Les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X]	74
Tableau III.2 : Le facteur f en fonction de l'angle de l'inclinaison des trous.....	77
Tableau III.3 : Les paramètres calculés d'après Langefors.....	78
Tableau III.4 : Erreur suivant le mode d'implantation de forage.....	80
Tableau III.5 : Dimensions et conditionnement de Marmanite	82
Tableau III.6 : Coefficient de remplissage suivant la nature d'explosif	85
Tableau III.7 : Comparaison des résultats calculé par la méthode de Langefors et celle utilisée dans la mine de BOUKHADRA	88

Chapitre IV : Chargement et transport

Tableau IV.1 : Caractéristiques techniques de la chargeuse CATERPILLAR.....	95
Tableau IV.2 : Chronométrages du temps de cycle de chargeuse CATERPILAR.....	95
Tableau IV.3 : Caractéristiques techniques du camion CATERPILLAR 775F	99
Tableau IV.4 : Chronométrages du temps de cycle du camion CATERPILLAR 775F	100

Liste des abréviations

Abréviation	Signification
ONEX	Office National des substances EXplosif
SONAREM	Société National Algérienne des Réserves Miniers
FERPHOS	Société National Algérienne de Fer-Phosphate
ANFO	Anfomil (Type d'explosif)
CUP	Coefficient D'Utilisation Pratique
TMB	Tavelle au Mortier Balistique
CNTP	Conditions Normales de Température et de Pression
DED	Division d'Etude et Développement
PVC	Polymère du Chlorure de Vinyle
BKII	Boukhadra II

INTRODUCTION GENERALE

La technologie de l'entreprise minière dans les mines et les carrières à ciel ouvert définissant un ensemble de tâches et de processus à réaliser, qui consiste à améliorer les performances des engins et installations minières. Cependant, malgré cette révolution scientifique et industrielle, la qualité de la fragmentation demeure toujours un problème d'actualité. Cette qualité a une influence importante sur les indices technico-économique des processus technologiques tels que le chargement, le transport ainsi que le concassage.

La qualité des travaux de tir prédétermine, en grande partie, le rendement des engins miniers, la sécurité du travail et d'une façon générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

La mine de fer de BOUKHADRA qui est située à TEBESSA, est exploitée par la société de Mine de fer de l'EST, en vue d'extraction de fer. L'exploitation passe par un abattage à l'explosif, ensuite par un traitement (réduction) par concassage. Enfin, transporté vers l'usine de traitement d'ELHADJAR (ANNABA).

Le tir à l'explosif dans les exploitations minières à ciel ouvert est aujourd'hui la technique la plus simple et la plus répandue dans les carrières et mines de roches massives. Elle joue un rôle important pour parvenir à un rendement optimum du point de vue technique et économique.

Dans tous les cas, il est souhaitable d'obtenir une granulométrie optimale compte tenu de la chaîne (chargement – transport) et éventuellement concassage du matériel abattu. Cependant, la multiplicité des paramètres mis en jeu rend difficile la maîtrise de cette opération.

La réalisation d'un schéma de tir doit donc nécessairement assurer certaines exigences et passer par certaines étapes telles que :

- La foration ;
- Le choix adéquat de l'explosif ;
- Le type d'amorçage ;
- La séquence d'initiation des charges ;

Optimiser un tir de production minière se résume à la recherche des quatre objectifs principaux suivants :

- Quantité de roche abattue maximale ;
- Tailles de fragments obtenus optimales vis-à-vis de leurs utilisations futures ;
- Impacts environnementaux minimaux ;

- La survie et la continuité des travaux.

Le détail de ce mémoire est organisé de la façon suivante :

Dans le premier chapitre nous avons présenté les conditions naturelles du gisement et caractéristique du massif rocheux du gisement de la mine de fer de BOUKHDRA.

Le deuxième chapitre est consacré pour les travaux de forage (mode, technique et rendement d'une sondeuse) et une généralité sur les explosifs (type, caractéristiques et mode de fonctionnement), puis nous avons fait une conception aux travaux de tir (évaluation de la théorie d'abattage des roches à l'explosif).

Dans notre travaille, nous avons mené une analyse et une optimisation des paramètres de tir influençant sur la quantité et la qualité des travaux miniers, et en particulier la méthode de Langefors puis nous avons calculé les dimensions optimale de ces paramètres.

Le quatrième chapitre traite les opérations de chargement et transport (reprise après tir).

Enfin, nous avons terminé notre travail par une conclusion générale.

Chapitre I : Conditions géologiques et minières de gisement

Introduction

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce gisement en prenant en considération la géologie régionale et locale du gisement, leurs formations et structures géologiques, et surtout les caractéristiques des massifs rocheux.

Les conditions géologiques et hydrogéologiques sont des facteurs déterminants du degré de difficulté et du coût de réalisation d'un ouvrage minière, et elles ont une grande influence sur le choix des méthodes d'excavation.

L'étude structurelle du massif rocheux permet, d'une part, de quantifier les informations géologiques de la formation, et d'autre part, d'établir un plan de tir adapté au contexte local de la carrière.

Ce chapitre est consacré à la connaissance géologie sur la mine de BOUKHADRA, la technique d'exploitation du gisement et la connaissance sur le massif rocheux.

I.1. Historique de la mine

L'exploitation de la mine de BOUKHADRA fut entamée durant l'époque Romaine Pour l'extraction du cuivre dans la zone du pic ; par la suite l'exploitation a porté sur le zinc et autres poly-métaux par la concession de BOUKHADRA. [1]

De 1903 à 1926, la concession de MOKTA EL HADID avait entrepris des travaux de recherches systématiques par des galeries entre les niveaux 845-1225. De 1926 à 1966, date de nationalisation des mines, c'était la société d'OUENZA qui exploitait le gîte de BOUKHADRA. Cette dernière avait effectuée de la recherche systématique Par des travaux miniers et par des sondages sur le gisement de BOUKHADRA. [1]

Durant la période de 1967 à 1984, la SONAREM était chargée de l'exploitation et des recherches sur les gîtes ferrifères d'OUENZA et BOUKHADRA. Après la restructuration des entreprises (1983 - 1984), c'était FERPHOS qui gérait, exploitait et développait ces recherches sur l'ensemble des gîtes ferrifères existants sur le territoire national. [1]

Depuis la date du 18/10/2001, et dans le cadre de partenariat avec l'étranger, le holding L.N.M.N.V. a signé l'accord de partenariat avec HADID OUENZA - BOUKHADRA filiale FERPHOS. Le 01/01/2005 la nomination a été modifiée par mittal steel Tébessa. Le 18/08/2007 la nomination a été modifiée par Arcelormittal Tébessa. 30/11/2014 La récupération de mine de BOUKHADRA par l'état, elles étaient détenues à 70% par ArcelorMittal et à 30% par Ferphos. [1]

I.2. La géologie de la mine

I.2.1. La situation géographique

Le Djebel de BOUKHADRA se situe sur l'Atlas saharien, à l'Est Algérien, L'unité de BOUKHADRA se trouve à une altitude de 850m, le point culminant du Djebel est de 1463 mètres .La ville de BOUKHADRA fait partie de la wilaya de Tébessa, Elle se situe à 45 Km au Nord – Est de celle -ci, à 200 Km au sud de la ville côtière de ANNABA, et à 18 Km de la frontière Tunisienne. Elle est reliée à Annaba par une voie forée qui assure le transport du minerai de fer au complexe d'El-Hadjar. [2]



Figure I.1 : Situation géographique de la ville du BOUKHADRA. [1]

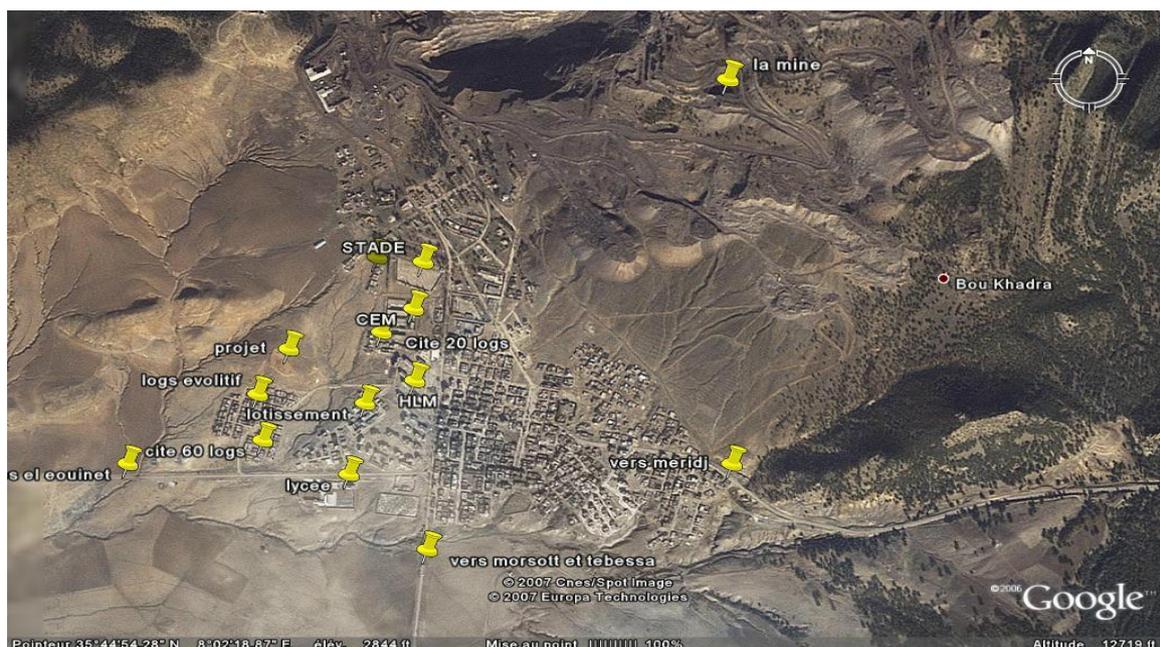


Figure I.2 : Situation géographique de la mine de BOUKHADRA. [1]

I.2.2. Stratigraphie

Les terrains du secteur de BOUKHADRA sont formés par des sédiments du Mésozoïque et une partie du Tertiaire et du Quaternaire pour le Mésozoïque, les formations sont formées par les sédiments du Trias et du Crétacé. [2]

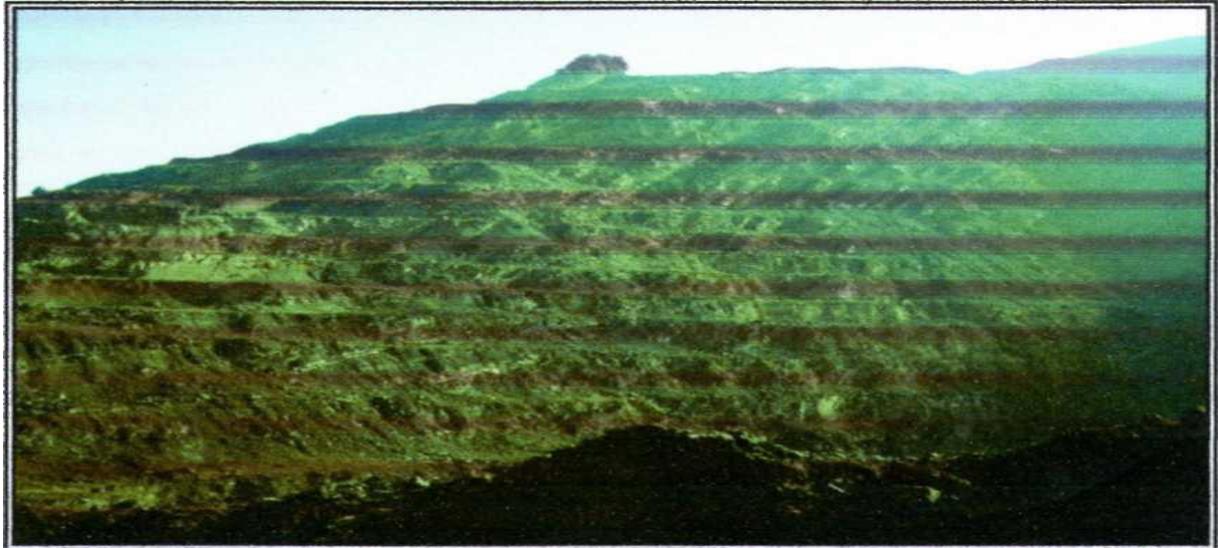


Figure I.3 : Photo du Djebel de BOUKHADRA. [2]

I.2.2.1. Trias

Les dépôts Triasiques rencontrés dans la région de BOUKHADRA sont représentés par les marnes bariolées, gypses, dolomies, débris de calcaires et de grés. Les roches du Trias se développent dans les parties Ouest-Sud et Sud-Est et en contact anormal avec les dépôts aptiens du crétacé (Diapirisme). [2]

I.2.2.2. Le Crétacé

Dans le profil du crétacé, nous retrouvons l'Aptien, l'Albien, le vraconien, 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 grés 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 Céno manien** : contient la marne avec intercalation de calcaire
- ✓ **Coniacien** : contient les marnes argileuses avec intercalation d'argile marneuse et par endroit de calcaire marneux.

I.2.2.3. 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. [2]

I.2.2.4. Le Quaternaire

Les dépôts récents du Quaternaire sont formés par un matériel caillouteux, blocs de calcaires, grés, débris de minerai et de conglomérats. Ils sont répandus aux flancs de la montagne et dans les parties basses du relief. [2]

I.2.3. 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. [2]

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]

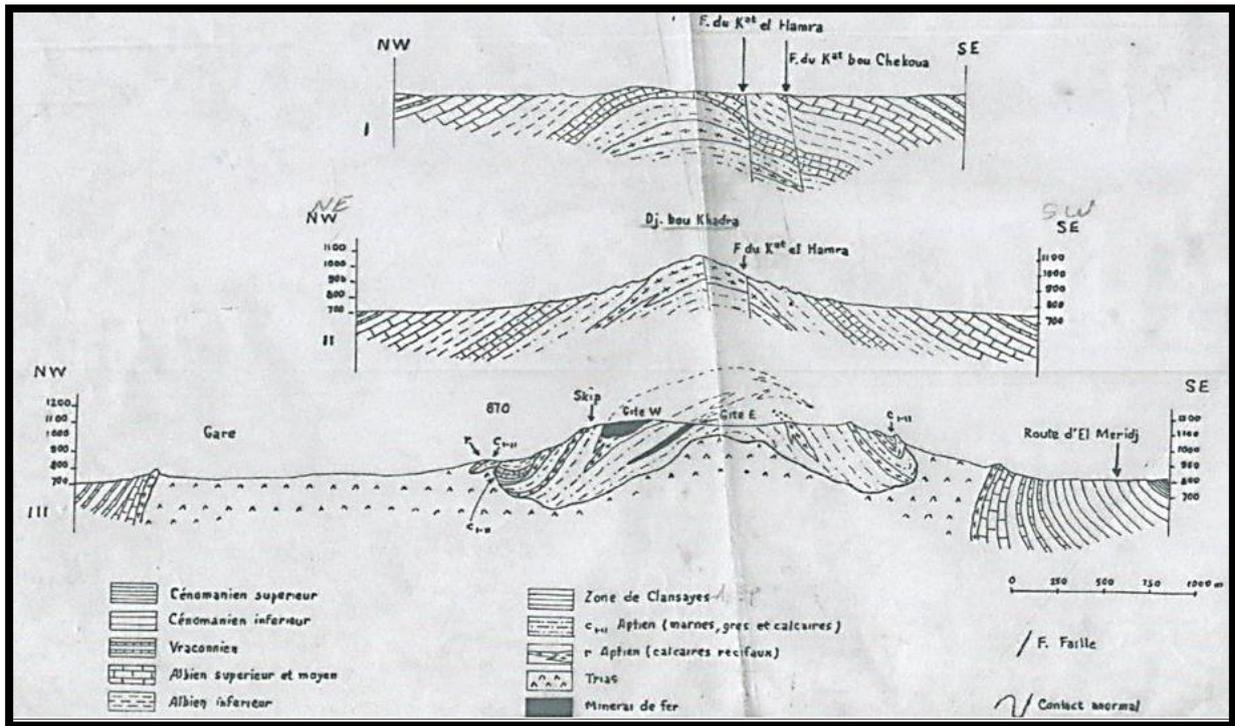


Figure I.4 : Trois coupes transversales dans l’anticlinal de BOUKHADRA. [2]

I.2.4. Morphologie du gisement

La mine de BOUKHADRA est caractérisée par une morphologie ventriculaire de type Hydrothermale sédimentaire d’une longueur d’environ 900 à 2200 m et d’une puissance variante de 10 à 50 m. Le gisement de BOUKHADRA est composé de trois (03) corps minéralisés principaux et les petites veines de moindre importance: Corps principal; Corps Nord ; Corps Sud-Est. [1]

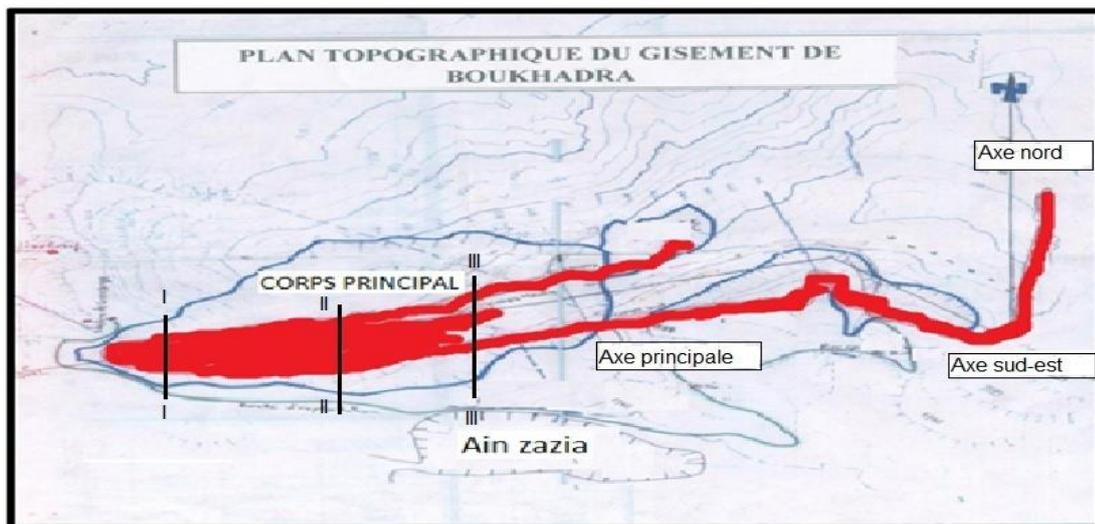


Figure I.5 : Plan topographique du gisement de BOUKHADRA. [1]

Les deux premiers axes (axe Nord et axe Sud-Est) sont exploités en mode souterrain, tandis que le troisième (axe principale) est exploité dans sa partie supérieure à ciel ouvert. Le corps principal du gisement commence avec un niveau de base 695m et avec un niveau de tête 785m. Ensuite, Celui-ci est divisé en deux compartiments ; l'une caractérise le corps principal et l'autre un filon. L'extension finale du corps minéralisé a donné trois filons et une petite veine. [1]

Le corps principal est caractérisé par un faible pendage (25°) commençant du Sud-ouest et arrivant au Nord-est. Les sorties du corps minéralisé (les filons) affiche une régression avec un pendage assez important d'environ 65° . [1]

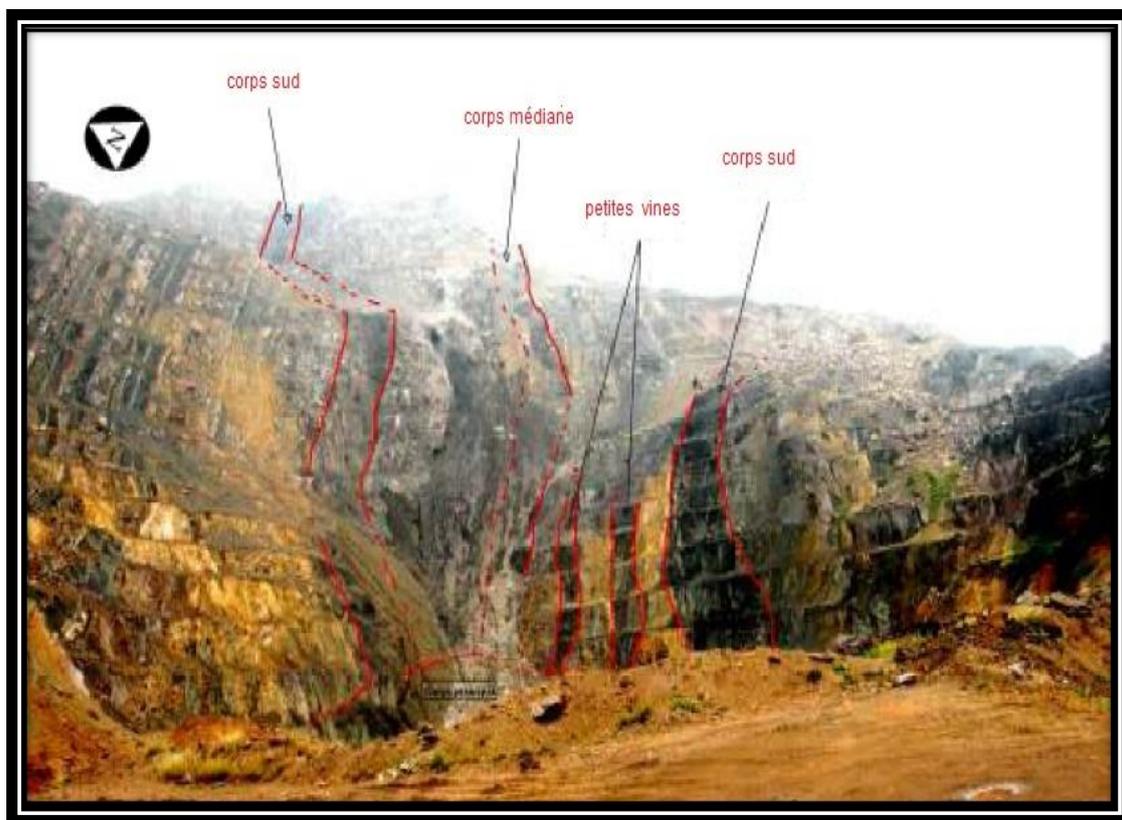


Figure I.6 : Vue panoramique sur les trois filons de la carrière principale. [1]

I.2.5. hydrogéologie

D'après les études hydrogéologiques il n'y a aucune nappe aquifère en eau potable dans la région minière de BOUKHADRA mais il existe une nappe aquifère d'eau non potable qui est caractérisée par un niveau hydrostatique égale à 818m. [2]

Le réseau hydrographique dans la région de la mine de BOUKHADRA est faible, à l'exception des multiples petits chéneaux d'écoulement pluviaux sans importance majeure qui parsème de Djebel BOUKHADRA. [2]

I.3. Caractéristiques qualitatives de la matière première

I.3.1. Caractéristiques chimiques

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 (voir **Tableau I.1**). [1]

Tableau I.1 : Eléments chimiques constitutifs de la minéralisation du gisement de BOUKHADRA. [1]

Eléments majeurs	%
Oxyde de fer	54
Manganèse(Mn)	2.0-3.0
Phosphore Fluor) P.F)	6-10
Cuivre(Cu)	Trace
oxyde de calcium(Cao)	3.5-8
Oxyde de magnésium(MgO)	0,2 – 0,40
Soufre (S)	0,04-0,10
Oxyde de d'aluminium (A_2O_3)	0.3 -0.5
Oxyde de sodium et potassium (Na_2O) +(K ₂ O)	0,05 - 0,3
Phosphore (P)	0,002 - 0,01
Oxyde de silicium(SiO_2)	6-9
Humidité(H_2O)	2-6
plomb(Pb)	0,005 - 0,02
zinc(Zn)	<0,01

I.3.2. Caractéristiques physico-mécaniques

I.3.2.1. Caractéristique physique

Le choix technico-économique d'un explosif pour des conditions de chantier données s'effectue en fonction de certaines de ses caractéristiques physiques.

Les propriétés physiques de la mine de BOUKHADRA sont résumées dans le tableau ci-dessous :

Tableau I.2 : Caractéristique physique du minerai et des roches encaissantes. [3]

Caractéristique des roches	Masse volumique (g/cm³)	Dureté	Teneur en eau W (%)	Porosité n (%)	Degré de saturation S_r (%)
Marne jaune	2.2	3	1.316	6.5	34.08
Marne minéralise	2.4	-	2.159	12	37.57
Marne grès	2.2	4	1.568	15	37.53
conglomérat	-	-	2.433	79	7.19
Calcaire	2.6	7-8	3.801	51	21.19
Minerai de fer	2.7	5	-	-	-

I.3.2.2. Caractéristique mécanique

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.

Tableau I.3 : Caractéristique mécanique de la roche de BOUKHADRA. [3]

Caractéristique Roche	Cohésion (Kpa)	Angle de frottement (°)	Résistance à la compression R_c (MPA)	Résistance à la traction R_t (MPA)
Marne	103.6	24.3	13.92	2.39
Calcaire	425	37.58	78.4	11.86
Minerai de fer	385	36	51.01	7.84

I.4. Catégorie et estimation des réserves

Selon la première estimation des réserves réalisées par la D.E.D (la Division d'Etude et Développement) basée sur les résultats de prospection, les réserves géologiques globales sont évaluées à 50 million de tonnes en catégories B, C1, C2. [1]

- Catégories A : Réserves certain ;
- Catégories B : Réserves probable ;
- Catégories C : Réserves possible.

I.4.1. Réserves à ciel ouvert

I.4.1.1. Carrière principale (Amont)

C'est le premier site d'exploitation à ciel ouvert, il se situe entre les niveaux 830 et 1225m, ses réserves géologiques sont de 24.817.641T, avec une teneur de 54.52% en fer, et les réserves exploitables sont évaluées à 10.600.000 T ; Avec une teneur en fer de 57.15%, le volume de stérile est de 13.752.000 m³. [1]

I.4.1.2. Carrière BKII (en épuisement)

C'est le prolongement du corps sud, son exploitation a débuté à 1997 avec des réserves globales géologiques de 3.098.208 T, avec une teneur en fer de 54.95%, et exploitable de 3.033.652 T, à 56.95% en fer et un volume de stérile de 346.200m³. Pour l'axe Sud-Est l'exploitation s'effectue par mode combine (ciel ouvert et souterrain), elle présente des réserves exploitables de 1.321.861 T, a une teneur de 53,19% de fer. [1]

I.4.1.3. Site pic (en épuisement)

L'exploitation du minerai a débuté en 1993 avec des réserves géologiques totales de 1.393.283T, à 52,76% de fer et de réserve exploitable de 1.360.088T, à 51,17% de fer, le volume de stérile est de 325.746 m³. [1]

I.4.2. Planification de la production à ciel ouvert

les quantités du minerai sont produites initialement par de petites quantités pendant les années de 2016 au 2023. A partir de l'année 2024, la production connaîtra une augmentation importante qui va atteindre sa plus grande valeur en 2028 en produisant une quantité de

315800 tonnes. Cette année est suivie d'une décroissance de la production jusqu'à arriver à sa plus petite valeur en 2034 avec une production égale à 116400 tonnes (**Tableau I.4**). [1]

Tableau I.4 : planification de la production à ciel ouvert. [1]

Période	Mine			Alimenté a l'usine		
	Année	Total (t)	Stérile (t)	Minerai (t)	Fe (%)	Rapport (stérile/minerai)
01	2016	488700	434800	53900	54.7	8.1
02	2017	483400	430100	53300	55.3	8.1
03	2018	489000	435300	53700	55.5	8.1
04	2019	485900	432200	53700	56.1	8
05	2020	560300	507000	53300	56.8	9.5
06	2021	581400	527700	53700	56.9	9.8
07	2022	662000	558800	103300	57.8	5.4
08	2023	812100	758400	53800	57.1	14.1
09	2024	1173000	1093000	80000	57.2	13.7
10	2025	1774000	1484000	290000	56.4	5.1
11	2026	1869400	1567000	302400	56.9	5.2
12	2027	1852500	1537600	315000	56.2	4.9
13	2028	1857600	1541800	315800	56.2	4.9
14	2029	1847500	1532500	315000	57.7	4.9
15	2030	1821500	1506500	315000	57.6	4.8
16	2031	1852200	1537300	315000	57.8	4.9
17	2032	1852700	1538300	314400	57.1	4.9
18	2033	1422800	1233500	189300	57.8	6.5
19	2034	423200	307100	116100	58.2	2.6
Total		22309200	18962700	3346300	57.61	5.19

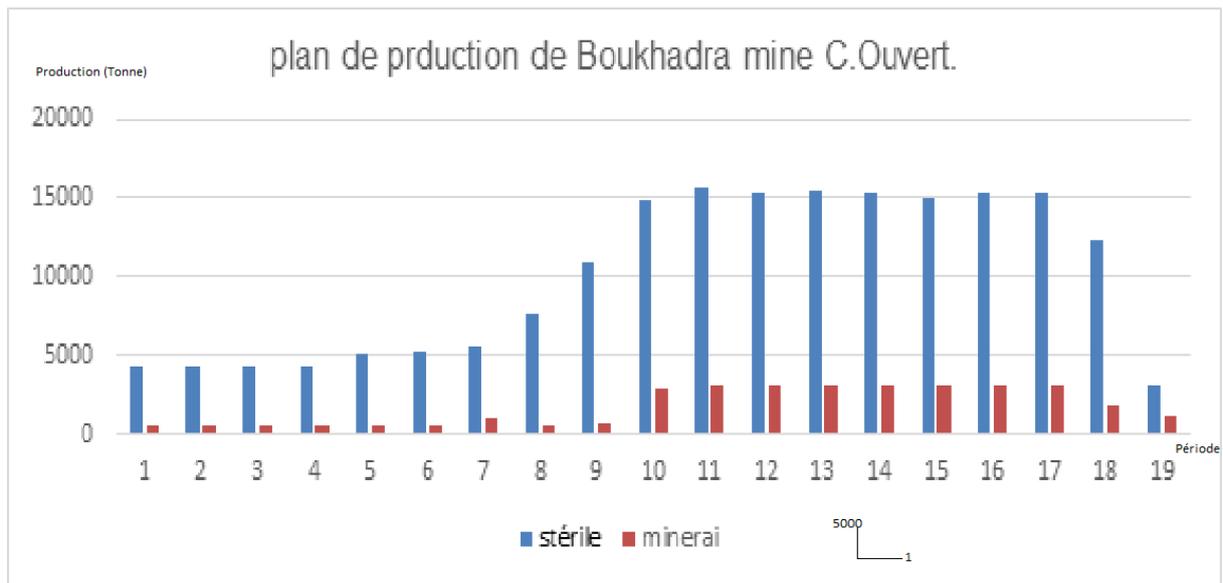


Figure I.7 : graphe descriptif la planification de la production. [1]

I.5. Régime de travail de la mine de BOUKHADRA

I.5.1. Organisation des travaux d'exploitation

❖ Nombre de jours ouvrables par an :

$$N_{jo} = N_{j/an} - (N_{jf} + N_{jr})$$

$$N_{jo} = 365 - 13 - 102 = 250 \text{ jour.}$$

$$N_{jo} = 250 \text{ jours.}$$

Où :

- $N_{j/an}$: Nombre de jours par an ; $N_{j/an} = 365$ jour ;
- N_{jf} : Nombre de jours fériés par an ; $N_{jf} = 13$ jour ;
- N_{jr} : Nombre de jours de repos par an ; $N_{jr} = 102$ jour.

❖ Nombre de jours ouvrable par semaine = 05 jours.

❖ Nombre de postes de travail par jour = 02 postes.

1^{er} poste : de 06 :00 h à 14 :00h.

2^{ème} poste : de 14 :00 à 22 :00h.

➤ Durée de travail par poste = 08 heures.

Tableau I.5 : Régime de travail de la mine.

Nombre de poste de travail par jour	2 postes
Nombre de jours ouvrables par ans	250 jours
Nombre de jours ouvrable par semaine	05 jours
Durée d'un poste de travail	8 heures
Nombre de jours fériés par an	13 jours

I.5.2. Production de la mine

❖ Minerai

➤ Production annuelle planifiée : $P_a = 539000$ t/an (voir **Tableau I.4**).

➤ Production journalière : $P_j = \frac{P_a}{N_{jo}}$; t/jour

$$P_j = 2156 \text{ t/jour.}$$

➤ Production postière : $P_p = \frac{P_j}{N_p}$; t/poste

Où : $N_p = 2$ postes de travail par jour.

$$P_p = 1078 \text{ t/poste.}$$

➤ Production horaire : $P_h = 134,75$ t/heure.

❖ Stérile

➤ Production annuelle planifiée : $P_a = 4348000$ t/an

➤ Production journalière : $P_j = 17392$; t/jour

➤ Production postière : $P_p = 8696$ t/poste

➤ Production horaire : $P_h = 1087$ t/heure

I.6. Ouverture et méthode d'exploitation de gisement de BOUKHADRA

I.6.1. L'exploitation du minerai de BOUKHADRA

Le minerai est exploité par deux technique d'exploitation : [3]

- Exploitation à ciel ouvert ;
- Exploitation souterraine.

I.6.1.1. Exploitation à ciel ouvert

Appliquée sur trois sites : [3]

- Carrière Pic (épuisée) ;
- Carrière Principale ;
- Carrière BKII (épuisée).

I.6.1.2. Ouverture du champ de la mine

L'ouverture du champs de la mine consiste au creusement d'excavation à ciel ouvert appelée , demi-tranchée d'accès, 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, la réalisation des demi-tranchées d'accès de découpage qui constituent le point de départ de la formation des gradins. [3]

I.6.1.3. Choix du mode d'ouverture

Le choix du mode d'ouverture d'un gîte dépend de plusieurs facteurs tels que : [3]

- Relief de la surface ;
- Caractéristiques géologiques et hydrogéologiques ;
- Dimensions du champ de la mine ;
- Méthode d'exploitation appliquée ;
- Mécanisation des travaux miniers ;
- Production annuelle de la mine ;
- Emplacement du terril.

Il faut choisir le mode d'ouverture du gîte qui assure le fonctionnement des engins, au régime favorable et l'exploitation du gisement, la plus rentable. [3]

I.6.1.4. Creusement de la demi-tranchée d'accès

Pour les gîtes de BOUKHADRA qui est un relief montagneux, la tranchée d'accès est disposée sur le flanc de coteau représentant une demi-tranchée, d'après les caractéristiques du gisement (roches dures relief montagneux). Les travaux de forage et de tir sont réalisés à l'aide d'un marteau perforateur où l'on procède au chargement des trous par l'explosif, en suite on passe au déchargement des roches abattues par bulldozer afin de créer une plate-forme pour l'installation du marteau perforateur. [3]

I.6.1.5. Paramètres technologiques de la demi-tranchée

- L'angle du talus de la demi-tranchée ;
- La longueur, la largeur de la demi-tranchée ;
- La pente longitudinale;
- Le volume de la tranchée. [3]

I.6.1.6. Élément du système d'exploitation

Tous les systèmes d'exploitation à ciel ouvert ont des éléments communs, qui sont : [5]

- Le gradin ;
- Le front des travaux du gradin et de la mine ;
- La zone de travail ;
- La vitesse d'avancement ;
- La largeur d'enlèvement ;
- La largeur de plate-forme du travail ;
- La longueur du bloc ;
- Le plan de tir et ses paramètres.

a. Le gradin

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche qui consiste en l'exécution de travaux appropriés. [5]

Un gradin bien dimensionné et de forme idoine présente les avantages suivants : [5]

- Le travail se fait plus rapidement ;
- La production journalière est plus élevée ;
- Le déroulement des travaux est amélioré ;
- Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux ;
- Le prix de revient se trouve diminué.

L'élément fondamental des exploitations à ciel ouvert est le gradin ; Les éléments géométriques et technologiques sont sur la figure ci-dessous :

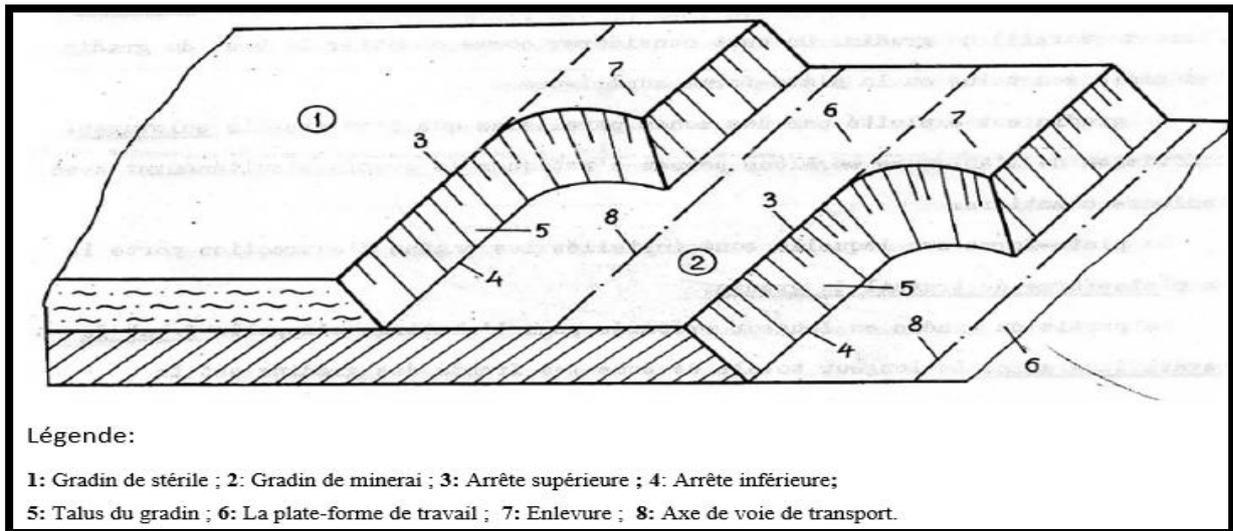


Figure I.8 : Eléments géométriques et technologiques d'un gradin. [6]

1. La hauteur du gradin

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin : [5]

- Caractéristiques des excavateurs employés ;
- Stabilité des roches ;
- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage ;
- Règles de sécurité ;
- Production annuelle.

D'après la dureté des roches la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement maximale des excavateurs (H_{cmax}) :

- Roches dures :

$$H_g \leq 1.5H_{cmax}$$

- Roches tendres :

$$H_g \leq H_{cmax}$$

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m ; Pour les roches du gisement de BOUKHADRA, la hauteur maximale des gradins est de 7.5, ce qui est conforme à la hauteur de sécurité. [5]

2. L'angle de talus du gradin

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers.

Dans notre cas la valeur de l'angle de talus : $\alpha=85^\circ$. [5]

b. La largeur d'enlevure

Lors du choix de la largeur d'enlevure, on prend en considération : [3]

- Les propriétés des roches ;
- La méthode de préparation des roches au chargement ;
- Le type et les dimensions des engins de chargement.

Dans le cas de l'exploitation des roches dures avec l'utilisation des travaux de forage et de tir, l'enlevure se détermine d'après la formule suivant :

$$A = W + (n - 1)b \quad ; m$$

Où :

n : nombre de rangée de trous ;

W : ligne de moindre résistance (m) ;

b : distance entre les rangées de trous, (m).

Application :

❖ Minerai

n = 1 ;

W : ligne de moindre résistance, n = 1 \Rightarrow A = W = 5 m ;

Donc :

$$A = 5 \text{ m.}$$

❖ Stérile

n = 2 ;

W = 4.5 m ;

Donc :

$$A = 4.5 + 4.5 = 9 \text{ m}$$

c. La largeur de la plate-forme

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. [5]

Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement ; du transport ; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure) ; les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches ; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique) ; et des éléments du système d'exploitation. [5]

La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins ; Lorsque l'abattage se fait par explosif, la largeur minimale de la plate-forme est la suivante : [5]

$$L_{pt} = A + X + C + T + Ba + Z \quad ; m$$

Où :

L_{pt} : Largeur de la plate-forme de travail, (m) ;

A : Largeur de l'enlevure en massif, (m) ;

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif, (m) ;

C : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport, (m) ;

T : Largeur de la voie de transport, (m) ;

Ba : Largeur de la bande auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installations axillaires, (m) ;

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m).

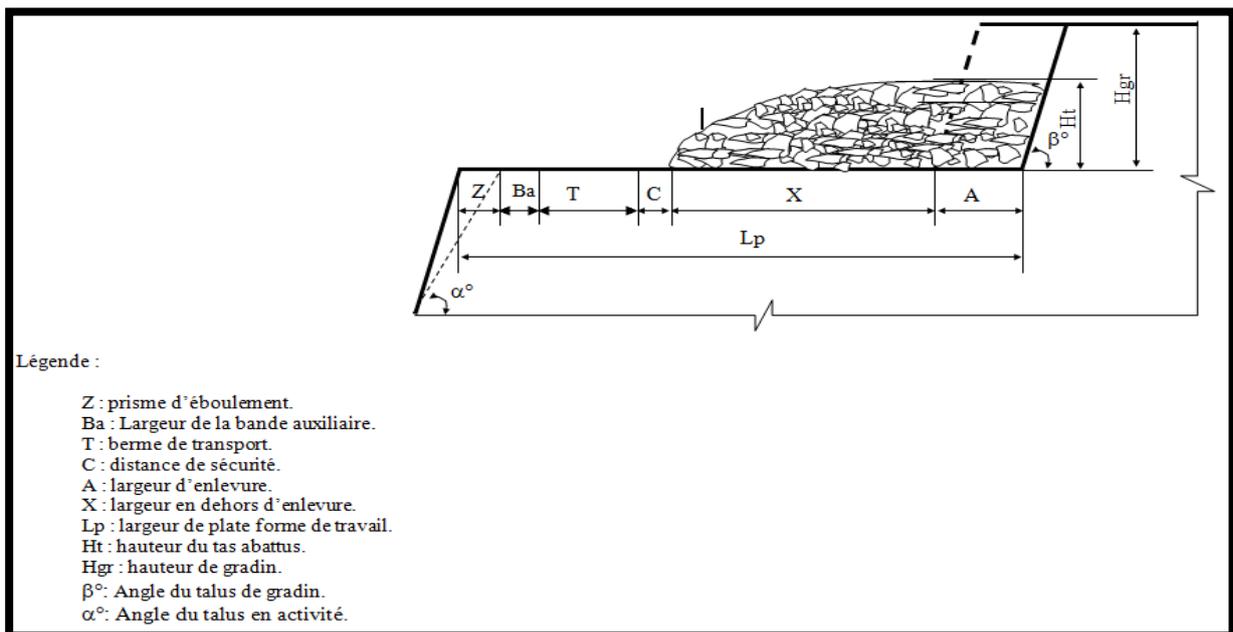


Figure I.9 : schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif). [7]

➤ La largeur X est calculée par la relation suivante :

$$X = A \times \left(\frac{2K_f \times H_g}{H_t} - 1 \right) \quad ; m$$

Kf : Coefficient de foisonnement des roches, $k_f = 1.4$

Hg : Hauteur du gradin, (m), $H_g = 7.5\text{m}$;

Ht : Hauteur du tas $(0.5 \div 0.9) \times H_g$, (m) ; On prend $H_t = 0,9 \times H_g$

$$H_t = 6,75\text{m}.$$

Application :

❖ **Minerai**

$$X = 5 \times \left(\frac{2(1.4) \times 7.5}{6.75} - 1 \right) = 10.55 \text{ m}$$

$$X = 10.97 \text{ m}.$$

❖ **Stérile**

$$X = 9 \times \left(\frac{2(1.4) \times 7.5}{6.75} - 1 \right) = 19 \text{ m}$$

$$X = 19 \text{ m}.$$

- La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$C = 0.2 \times H_g ; \text{m}$$

$$C = 1,5 \text{ m}.$$

- La valeur de Ba : Dans le cas de la mine de BOUKHADRA :

$$B_a = 4 \text{ m} ;$$

- La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g \times (\cot \alpha - \cot \beta) ; \text{m}$$

α : L'angle de talus de gradin en stabilité, $\alpha = 65^\circ$;

β : L'angle de talus de gradin en exploitation, $\beta = 85^\circ$.

$$Z = 7.5 \times (\cot 65 - \cot 85)$$

$$Z = 2.84\text{m}$$

- La valeur de T est donnée par la formule suivante :

- Pour deux voies :

$$T = 2a + 2b + C1 ; \text{m}$$

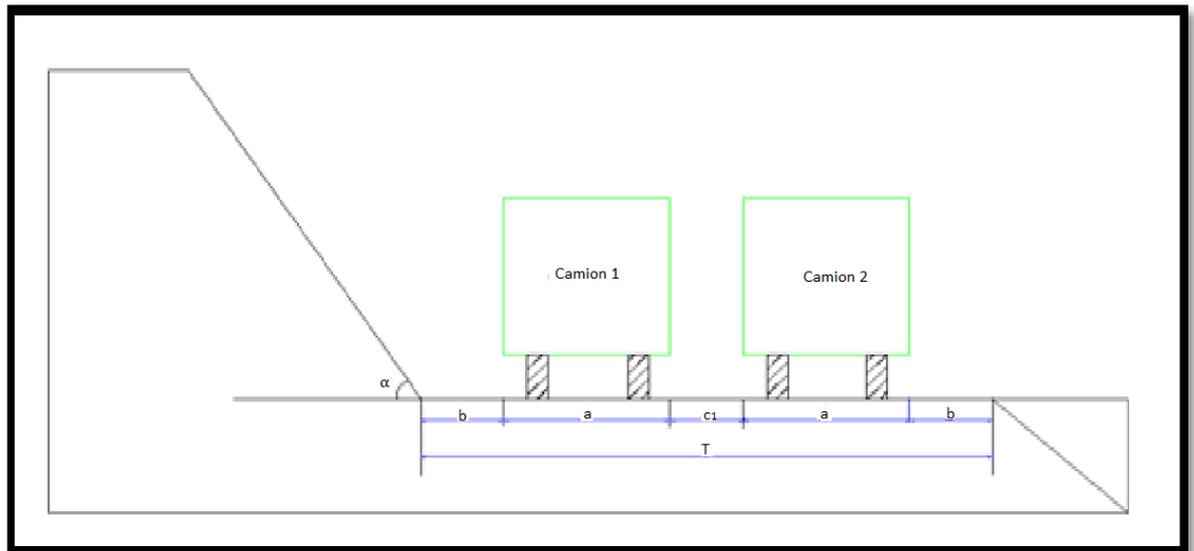


Figure I.10 : schéma descriptif des paramètres des pistes. [5]

Où :

a : largeur du camion, $a=5.430$ m ;

b : l'accotement, $b= (0.7\div 1)$ m, $b=1$ m ;

C_1 : distance de croisement entre deux camions, $c=1.5$ m.

Donc :

$$T = 2 \times (5.430) + 2 \times (1) + 1.5 = 14.36 \text{ m}$$

Tableau I.6 : Paramètres des éléments de la plateforme de travail.

Les éléments de la plateforme de travail	symbole	Valeur (m)	
		Minerai de fer	Stérile
La largeur d'enlèvement	A	5	9
La largeur réduite du tas des roches abattus	X	10.97	19
La distance de sécurité entre le tas et la bande de transport	C	1.5	1.5
Largeur de la bande de transport (chaussée)	T	14.36	14.36
Largeur de la bande auxiliaire	Ba	4	4
Largeur de prisme d'éboulement	Z	2.84	2.84

Donc :

❖ Minerai

$$L_{pt} = 5 + 10.97 + 1.5 + 14.36 + 4 + 2.84 = 38.67 \text{ m}$$

❖ Stérile

$$L_{pt} = 9 + 19 + 1.5 + 14.36 + 4 + 2.84 = 50.7 \text{ m}$$

Conclusion

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce gisement en prenant en considération la géologie régionale et locale du gisement, leurs formations et structures géologiques, et surtout les caractéristiques des massifs rocheux.

Chapitre II : Travaux de forage et de tir

Introduction

La fragmentation des roches par explosion est très répandue dans les mines à ciel ouvert et une méthode principale pour la préparation des roches dures.

Le coût d'abattage à la tonne est estimé de 15 à 20 % du coût total dans les exploitations minières à ciel ouvert.

L'abattage des roches consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents.

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

- l'abattage mécanisé ;
- l'abattage hydro-mécanisé ;
- l'abattage à l'explosif,....etc.

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

II.1. Exigences des travaux de forage et de tir

Les travaux de forage et de tir dans les mines à ciel ouvert doivent assurer :

- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebord ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaires ;
- Volume nécessaires de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Dépense minimale et grand sécurité du travail ;
- Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir : [8]
 - de la capacité du godet de l'excavateur (E) :

$$D_{\max} \leq 0.8\sqrt[3]{E} \quad ; \quad m$$

Où :

D_{\max} : dimension maximale des blocs abattus, (m)

E : capacité du godet de l'excavateur, $E=5.3 \text{ m}^3$

$$D_{\max} = 0.8\sqrt[3]{5.3} = 1.39\text{m}$$

- des dimensions d'ouverture de la trémie de réception ou bien du concasseur(Bou) :

$$D_{\max} \leq 0.8 B_{\text{ou}} \quad ; \text{ m}$$

Où :

B_{ou} : dimensions d'ouverture du concasseur, $B_{\text{ou}} = 1 \text{ m}$;

$$D_{\max} = 0.8 \times 1 = 0.8 \text{ m}$$

- de la capacité de la benne du camion (V_C) :

$$D_{\max} \leq 0.5\sqrt[3]{V_C} \quad ; \text{ m}$$

V_C = capacité de la benne du camion, $V_C = 42\text{m}^3$;

$$V_C = 0.5 \times \sqrt[3]{42} = 1.94\text{m}$$

II.2. Forage

II.2.1. Généralité

On appelle forage une excavation de section circulaire ayant un très faible diamètre devant sa longueur et creusée à l'aide d'un matériel de forage pour la prospection et l'exploitation des gisements. Les diamètres des puits forés varient de 20 mm à 1 m et plus. La profondeur de ces puits dépend de leur destination et des conditions géologiques de la région où se font les forages. [9]

Les machines de forages sont divisées selon leur mode de fonctionnement (c'est-à-dire selon le procédé de destruction de la roche et leurs destinations) en trois modes : à percussion, rotatif et roto-percutant ; Pour ce qui concerne le forage rotatives dont ces machines sont destinés à forée des trous de mines (tir) et à la recherche géologique (carottage). [10]

On distingue plusieurs groupes et versions des engins de forage classes suivant le mode de forage et le type d'énergie. [10]

Actuellement, l'outil pneumatique vient au premier plan en raison de multiple qualité : puissance, souplesse, rapidité et maniabilité. [10]

II.2.2. Mode de forage

Les engins de forage utilisés dans les mines à ciel ouvert permettent d'exécuter deux modère forage : [10]

- le forage carottant ;
- Le forage destructif.

II.2.2.1. Forage carottant

Le but du forage carottant est de découper en continuité sur toute la longueur forée, mais par passes successives, une colonne de terrain ou roche puis de la remonter à la surface du sol pour un examen géologique ou essai de laboratoire.

Dans le forage carottant la roche est attaqué à la moyenne du tube carottier portant à son extrémité une couronne diamantée à laquelle imprime un mouvement de rotation accompagné d'une poussée. De cette façon, on réalise une saignée circulaire de la roche en conservant la carotte. [10]

II.2.2.2. Forage destructif

L'outil de forage arrache des fragments de roche par abrasion ou percussion. Les débris de forage (cuttings) sont remontés à la surface soit à l'aide d'une circulation forcée d'un fluide de forage qui un mélange homogène de différents produits (chimique ou non) dans de l'eau, de l'huile, de l'air ; soit à l'aide du courant d'air. Dans ce mode de forage, deux techniques sont utilisées : [10]

- Forage destructif au tricône ;
- Forage destructif au marteau fond de trou.

Le forage destructif sert dans les domaines suivants : [10]

- Sélectivité de la surface (sondages géologiques destructifs) ;
- Forage d'exhaure (piézomètres, puits filtrants, puits d'eau potable ou industrielle) ;
- Sondages horizontaux de décompression des aquifères en carrière ;
- Sondage initiaux dans les creusements des galeries, puits, chambre ... ;
- Exécution des canalisations pour câble électriques, conduites d'eau conduites d'air.

II.2.3. Les facteurs influents sur la qualité de la foration

II.2.3.1. La structure du massif

- Le massif rocheux influe sur la qualité et le coût de la foration, et donc sur les choix possibles ;
- Le coût de la foration est lié à la vitesse d'avancement de la foration et à l'usure des pièces ;

- La vitesse d'avancement diminue lorsque la résistance en compression augmente. Elle diminue également lorsque le taux de fracturation est trop élevé : des débris tombent et bloquent le taillant, obligeant à ramoner le trou de mine ;
- L'usure des taillants et des tiges augmente avec l'abrasivité (teneur en silice) de la roche, l'usure des tiges varie également avec les efforts transmis. [11]

II.2.3.2. Le choix technique de foration

La sélection d'une technique de foration dépend de : [11]

- propriétés mécaniques du massif rocheux (résistance à la compression, abrasivité ...) ;
- diamètre de trou.

II.2.3.3. La précision d'implantation

Pour respecter les distances favorables au bon travail de l'explosif, la règle première est d'implanter correctement la foration (positionnement en tête, orientation et valeur de l'inclinaison). [11]

II.2.4. Différents technique de foration

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent : [12]

- un mouvement de rotation ;
- un mouvement d'avancement accompagné ou non d'un mouvement de percussion ;
- un soufflage d'air comprimé destiné à permettre la remontée des débris de foration (l'air comprimé peut, dans certains cas, être remplacé par une injection d'eau, de boue ou de mousse).

Les mouvements de rotation et de descente, ainsi que le soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou. [12]

La roto percussion nécessite l'utilisation d'un marteau (frappeur) situé soit en surface (hors du trou), soit entre le taillant et le train de tiges (fond de trou).

A partir de là on distingue quatre techniques de foration : [12]

- foration par roto percussion avec marteau hors du trou ;
- foration par roto percussion avec marteau fond de trou ;
- foration par coupe rotative avec outil à lames ;
- foration rotary avec outil tricône.

II.2.4.1. Foration par roto percussion avec marteau hors du trou

Les matériels roto percutants sont caractérisés par : [12]

- La fréquence de frappe : 1000 à 4000 coups par minute ;
- L'énergie par coup ;
- La possibilité ou non de faire varier l'un ou l'autre de ces paramètres.

En règle générale, une faible énergie et une fréquence élevée donnent de bons résultats en terrains tendres, mais ne permettent pas toujours une foration correcte en terrains durs. [12]

II.2.4.2. Foration par roto percussion avec marteau fond de trou

Cette méthode présente de nombreux avantages : [12]

- Rectitude du trou, limitant les déviations et les risques de coincement par la présence du marteau immédiatement derrière le taillant ;
- L'énergie transmise au taillant est indépendante de la profondeur ;
- L'air de l'échappement est utilisé également pour le nettoyage du trou ;
- Rendement élevé.

II.2.4.3. Foration par coupe rotative avec outil à lames

Le matériel utilisé doit assurer sur l'outil une pression élevée et transmettre un couple élevé si l'on veut obtenir une pénétration correcte. [12]

Le procédé est peu onéreux, mais il n'est utilisable qu'en roche peu abrasive et de résistance faible à moyenne. [12]

II.2.4.4. Foration rotary par outil tricône

Ce procédé est réservé à de très grosses exploitations ; il fait appel à de puissantes machines. L'outil utilisé comme broyeur permet de réaliser des trous à partir de 160 mm de diamètre. [12]

II.2.5. Etat actuel de la mine de BOUKHDRA

II.2.5.1. Choix de l'engin de forage

Le choix de l'engin de foration dépend de plusieurs facteurs dont les principaux sont les suivants : [5]

- Propriétés physique et mécaniques des roches qui prédéterminent leur mode de forage
- Diamètre de trou et son inclinaison ;

- Profondeur du sondage ;
- Production annuelle de la mine.

II.2.5.2. Calcul de l'indice de forabilité des roches

L'indice de forabilité des roches est une propriété technologique, dont le but est déterminé la nature de forabilité des roches dans les conditions de la carrière de fer de BOUKHADRA, l'académicien RJEVSKY a proposé une méthode pour calcul de l'indice de forabilité basée sur les efforts de compression et de déplacement (cisaillement). [8]

$$If = 0.007(\delta_{comp} + \delta_{dep}) + 0.7\gamma$$

Où :

δ_{comp} : Limite de résistance à la compression, $\delta_{comp} = 78.4 \text{ MPA} = 784 \text{ Kgf/cm}^2$;

γ : Masse volumique de calcaire, $\gamma = 2.6 \text{ t/m}^3$;

δ_{dep} : Résistance au déplacement des roches, kgf/cm^2 ;

$$\delta_{dep} : (0.2 \div 0.33) \times \delta_{comp}$$

$$\delta_{dep} = 0.25 \times 784 = 197.57 \text{ Kgf/cm}^2$$

Donc :

$$\delta_{dep} = 197.57 \text{ Kgf/cm}^2$$

Alors :

$$If = 0.007(784 + 197.57) + 0.7 \times 2.6$$

$$If = 8.69$$

a. Classification des roches selon l'indice de forabilité

D'après la classification de l'académicien RJEVSKY.V toute les roches dures et mi-dures peuvent être divisée selon la résistance de roches à la destruction (destructibilité) en cinq classe, lesquelles à leur tour se répartissent en cinq catégorie (**Tableau II.1**). [8]

Tableau II.1 : Classification des roches en fonction de l'indice de forabilité. [8]

Classe	Types des roches	I_f	Catégories
I	Forabilité très facile	1.0 - 5	1 ; 2 ; 3 ; 4 ; 5
II	Forabilité facile	5.1 - 10	6 ; 7 ; 8 ; 9 ; 10
III	Forabilité moyenne	10.1 - 15	11 ; 12 ; 13 ; 14 ; 15
IV	Forabilité difficile	15.1 - 20	16 ; 17 ; 18 ; 19 ; 20
V	Forabilité très difficile	20.1 - 25	21 ; 22 ; 23 ; 24 ; 25

Suivant l'indice calculé, les roches de la mine de BOUKHADRA sont classées dans la classe **II** (forabilité facile).

b. Choix de type de sondeuse

Le choix du type de la sondeuse s'effectue en fonction du mode de forage et de diamètre du trou (**Tableau II.2**).

Tableau II.2 : Choix de type de sondeuse en fonction de forabilité et diamètre de trou. [8]

Type de sondeuse	Diamètre de trou	Forabilité, I_f
A mollette	160	5÷10
	190÷243	7÷12
	243÷262	8÷14
Avis (rotative)	125	1÷3
	160	1÷6
Roto percutant	105÷125	6÷15
	185	10÷25
	200	10÷25
Thermique	180÷400	12÷25

Selon le **Tableau II.2**, le mode de forage de BOUKHADRA est Roto percutant. Dans la mine de BOUKHADRA la sondeuse utilisée pour la réalisation des travaux de forage est de type I-RAND I4BH représenté dans la **Figure II.1**, ces caractéristiques sont représentées dans le **Tableau II.3**.



Figure II.1 : sondeuse de type I-RAND I4BH. [1]

Tableau II.3 : Les caractéristiques technique de la sondeuse I-RAND I4BH. [1]

Modèle	I-RAND I4BH
Moteur	Diesel
Poussé axial	22 T.f
Diamètre du trou	165 mm
Direction de forage	verticale
Vitesse de rotation	0-200
Vitesse de déplacement	0 + 4.8 Km/h
Angle de forage	80°-85°
Poussée maximale	40km
Type de mécanisme de translation	Sur pneu
Profondeur maximale	45÷72 m
Longueur de la tige	7.5 m
Nombre de tiges	9
Poids	20 t

II.2.6. Calcul de productivité de la sondeuse

II.2.6.1. Détermination du temps de cycle de forage d'un trou

Le temps de cycle de la sondeuse I-RAND I4BH a été calculé par un chronomètre durant la période de stage, (**Tableau II.4**).

Tableau II.4 : Chronométrages du temps de cycle de foration d'un trou.

Cycle	Langueur de tige (m)	Duré de forage (min)
1	7.5	19.96
2	7.5	21.46
3	7.5	21.15
4	7.5	20.65
5	7.5	20.80
Moyenne	7.5	20.80

Le temps de cycle T_C de la sondeuse I-RAND I4BH :

$$T_C = \frac{1}{5} \sum_{i=1}^5 (19.96 + 21.46 + 21.15 + 20.65 + 20.80) = 20.80 \text{ min}$$

$$T_C = 20.80 \text{ min} = 0.35 \text{ h.}$$

II.2.6.2. Calcule du rendement d'exploitation de la sondeuse

Le rendement postier de la sondeuse se détermine par la formule suivante :

$$R_s = \frac{T_p \times K_u}{\frac{1}{V_f} + T_{aux}} ; \text{ m/p}$$

Où :

T_p : Durée d'un poste, $T_p = 8\text{h}$;

K_u : Coefficient d'utilisation pendant un poste de travail de la sondeuse, on prend: $K_u = 0.8$;

T_{aux} : temps auxiliaire, $T_{aux} = [0.03 \div 0.09] \text{ h}$; On prend : $T_{aux} = 0.03\text{h}$;

V_f : vitesse de foration, m /h.

$$V_f = \frac{L_{tr}}{T_f} ; (\text{ m/h})$$

L_{tr} : Longueur totale d'un trou fore, $L_{tr} = \frac{H_g}{\cos \beta} + L_{ex} = \frac{7.5}{\cos 5} + 1.65 = 9.18 \text{ m}$;

β : L'angle d'inclinaison des trous par rapport à la verticale, $\beta = 5^\circ$;

Lex : Longueur de sous foration, Lex = 1.65 m;

Hg : Hauteur de gradin, est égale 7.5 m ;

Tf : Temps effectif de forage, Tf = 0.35h.

Donc :

$$Vf = \frac{9.18}{0.35} = 26.23 \text{ m/h.}$$

Alors :

$$Rs = \frac{8 \times 0.8}{\frac{1}{26.23} + 0.03} = 93.95 \text{ m/p}$$

$$Rs = 93.95 \text{ m/p}$$

II.2.6.3. Nombre de sondeuse nécessaire

Pour déterminer le nombre de sondeuse nécessaire on utilise la formule suivante :

$$Ns = \frac{Lf \times Kres}{Rs \times Np \times Nt} \quad ; \text{sondeuse}$$

Où :

Lf : Longueur de foration, m ;

$$Lf = Ntr \times Ltr \quad ; \text{m/bloc}$$

Ntr : Nombre de trous abattus par semaine, Ntr = 43 trous

$$Lf = 43 \times 9.18 = 394.74 \text{ m}$$

Rs : Rendement de la sondeuse, Rs = 93.95m/poste

Np : Nombre de poste de travail par jour, Np= 2poste/jour.

Nt : Nombre de tir par semaine, Nt = 3.

Kres : Coefficient de réserve ; Kres = [1.1 ÷ 1.2]; On prend Kres = 1.1

Donc :

$$Ns = \frac{394.74 \times 1.1}{93.95 \times 2 \times 3} = 0.77 \approx 1 \text{ sondeuse}$$

II.2.7. Implantation du lot de forage

II.2.7.1. Méthode actuelle d'implantation

On désigne par implantation du tir l'opération qui consiste à tracer la maille en surface sur la plateforme à abattre, et à déterminer les paramètres d'inclinaison et de longueur de foration pour chaque trou. Cette opération est réalisée manuellement par le responsable du minage sur la carrière. L'opération est réalisée de la manière suivante : [13]

- l'opérateur évalue la position qu'il veut donner à la première rangée au moyen d'une tige gabarit de longueur égale à la longueur de la banquette : il considère alors (ce qui est discutable) qu'il a estimé avec cette tige la banquette en pied, et place sa première rangée en fonction ;
- l'opérateur place ensuite le premier trou, puis reporte l'espacement entre les trous au moyen de son gabarit. Il place ainsi les trous suivants ;
- à partir des premiers et derniers trous d'une rangée, il reporte la banquette pour placer la seconde, puis éventuellement la troisième rangée, théoriquement parallèlement à la rangée précédente. Il place ensuite les trous sur ces rangées.

II.2.7.2. Outils pour le contrôle des déviations de foration

Hormis les techniques manuelles classiques (source lumineuse, cannes de foration), il existe deux familles d'outils qui permettent d'obtenir une information plus précise sur les déviations des trous de foration : les outils mesurant une distance relative entre le trou et la surface libre (DIADEME) et les outils mesurant les inclinaisons dans le trou à différentes profondeurs. [14]

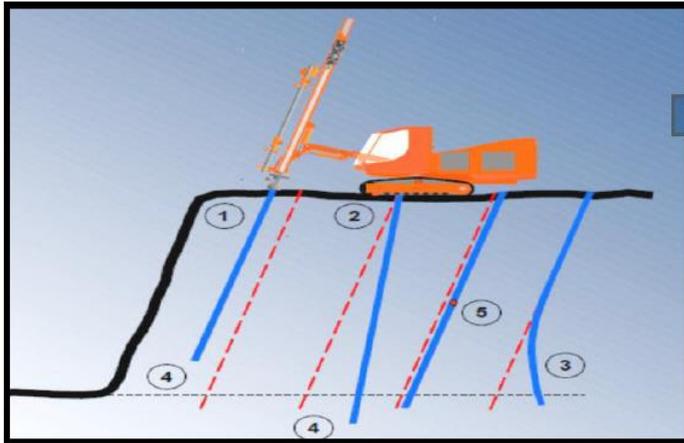
a. Déviations de foration

Pour des raisons économiques évidentes, le schéma de foration réel doit être parfaitement conforme au schéma prévu. [15]

La **Figure II.2** présente les sources d'erreurs principales qui peuvent entraîner une différence plus ou moins importante entre les schémas théoriques et réels.

Les erreurs, d'implantation, d'amorçage et les trous omis sont des erreurs dues au Maître Mineur ou au foreur. [15]

Les erreurs d'inclinaison, de direction et de profondeur peuvent être évitées avec les systèmes de mesures disponibles sur le marché. Autant les dispositifs de mesures d'angle tendent à devenir standards, autant les systèmes de mesures de la profondeur par rapport à un plan de référence ne sont pas encore très développés malgré les économies qu'ils pourraient générer. Le fait d'obtenir des fonds de trous coplanaires permet d'avoir une banquette parfaitement plane et une meilleure venue du tir. [15]



Sources d'erreur

1. Erreur de marquage et d'amorçage
2. Erreur d'inclinaison et direction
3. Déviation
4. Erreur de profondeur
5. Trous trop petits, omis, ou perdus

Figure II.2 : principales erreurs de foration. [15]

b. Mesure de la foration par DIADEME

La sonde DIADEME fournit un moyen simple et rapide pour connaître la position relative entre le trou de foration et la surface libre. C'est un outil de mesure électromagnétique de distance composé d'une sonde émettrice et d'une sonde réceptrice. Il permet de mesurer la distance entre ces deux sondes à travers la masse rocheuse, l'une se trouvant à l'intérieur du trou, l'autre proche de la surface libre (pour une mesure de banquette) ou dans un trou voisin (pour la distance entre deux trous). [14]

Son utilisation la plus courante consiste à mesurer la banquette au pied du front pour le contrôle de la bonne sortie du pied ou la prévention de la projection à ce niveau. [14]

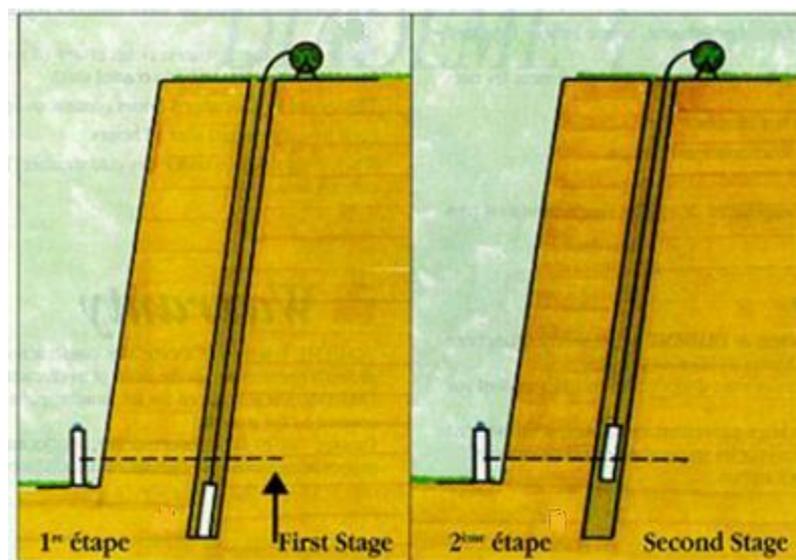


Figure II.3 : principe de mesure de DIADEME. [14]

II.3. Notions générales sur les explosifs

II.3.1. Substances explosives

Un explosif est un mélange de substances (produit) chimiques peu stables, qui, par un apport d'énergie (thermique ou mécanique par exemple) est susceptible de se décomposer rapidement. [13]

L'explosif est susceptible de donner en un temps très court, une grande quantité de gaz dont la pression élevée est utilisée pour briser des matériaux. [16]

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. [17]

II.3.2. Classification des explosifs

Les classifications des explosifs ne sont pas strictes ; on cite ci-dessous trois sortes de classifications. [18]

- Par applications :
 - explosifs militaires (presque toujours corps purs brisants) ;
 - explosifs commerciaux.
- Par état de phases initiales :
 - explosifs gazeux ;
 - explosifs liquides ;
 - explosifs solides.
- par le mode de décomposition :
 - combustion simple ;
 - déflagration ;
 - détonation.

Les explosifs chimiques sont encore de deux types : [18]

- explosif primaire (amorçage)

Un ensemble métastable (sensible) qui sous une faible énergie extérieure, atteint tout de suite le régime de la détonation, (il est presque toujours amorcé par ignition).

- explosif secondaire

Sa détonation n'est amorcée que par la détonation d'un autre explosif (primaire) ex. (le T.N.T. ou pentrite).

II.3.3. Déflagration et détonation

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), qui dépend essentiellement de la nature de l'explosif, sa sensibilité à l'amorçage et son confinement. [19]

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. [19]

II.3.3.1. La déflagration

La déflagration est une combustion explosive se propageant par conductivité thermique. [20]

En brûlant, une particule de substance explosive chauffe les particules voisines. Une fois la température d'auto inflammation atteinte, ces particules brûlent à leur tour et chauffent d'autres particules. [20]

Les vitesses de propagation de la déflagration s'établissent de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde. Les vitesses dépendent de nombreux facteurs comme la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement, les conditions ambiantes, etc. [20]

Les substances explosives solides dont le régime normal de décomposition est la déflagration sont appelées des poudres. [20]

Elles sont très utilisées sous forme de propergol liquide pour la propulsion des fusées ou de poudre dans les armes à feu à usage militaire ou civil. Le seul explosif industriel autorisé pour le traitement des roches est la poudre noire comprimée. [20]

II.3.3.2. La détonation

La détonation est une réaction chimique extrêmement rapide, exothermique et auto entretenue. Cette réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression). C'est cette onde de choc qui assure la propagation de la réaction chimique par effet "points chauds". Les vitesses de détonation vont de 2000 à 6000 m/s, et varient selon la nature de la substance et les conditions de mise en œuvre. [20]

Une substance explosive dont le régime normal de décomposition est la détonation est appelée : explosif. [20]

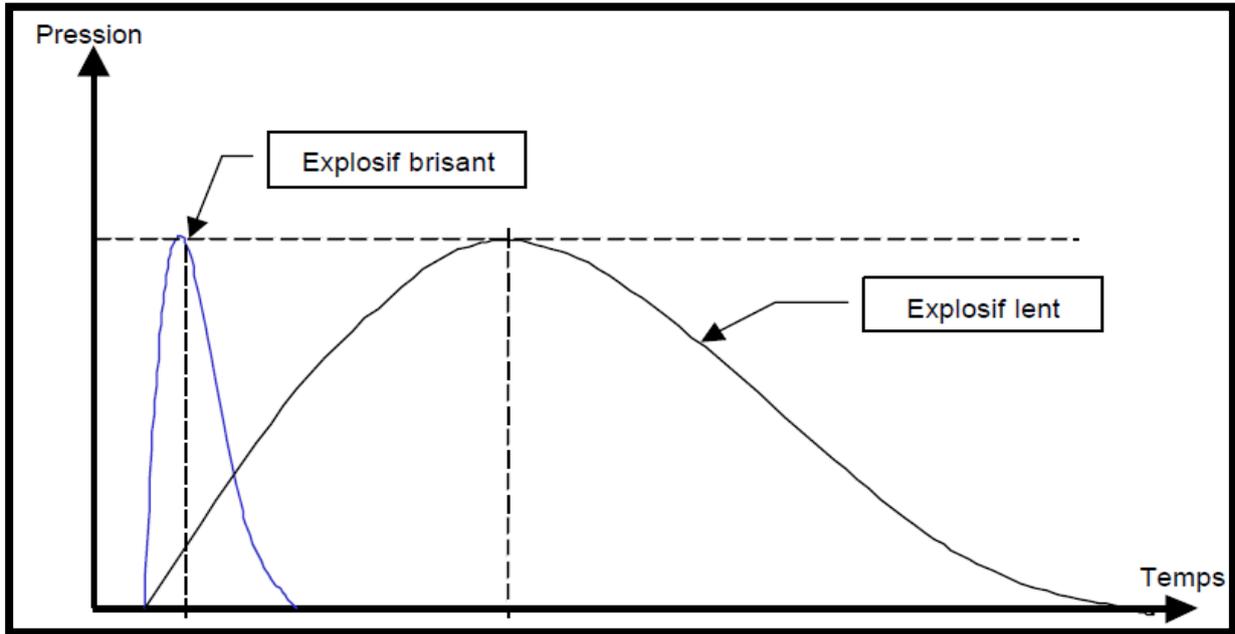


Figure II.4 : Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un explosif lent. [20]

On dit que l'explosif est brisant lorsque l'effet de l'onde de choc est prépondérant, on parle d'explosif poussant (ou lent), lorsque l'effet de la détente des gaz est prépondérant. [20]

II.3.4. Caractéristiques des explosifs

Les explosifs peuvent être caractérisés par : [18]

- La densité ρ_e ;
- La vitesse de détonation D ;
- L'énergie dégagée des explosifs E_e : La valeur d'énergie est estimée au moyen de différents tests telles que :
 - **CUP** (Coefficient d'Utilisation Pratique) :
$$CUP = \frac{(100 \times 15)}{mc}$$

mc : est la masse d'explosif nécessaire pour obtenir le même évasement que celui obtenu avec 15g d'acide picrique.
 - **TMB** (Tavelle au Mortier Balistique) :
$$TMB = \frac{100 \times (1 - \cos a_e)}{(1 - \cos a_m)}$$

a_e, a_m : étant respectivement les angles de recul du pendule avec 10g d'explosif testé et 10g de mélinite de référence.
- Le diamètre critique de détonation Φ_c : qui est le diamètre minimal pour que l'onde de détonation puisse se propager ;

- La sensibilité à l'amorçage S : définie par l'énergie de choc qui donne lieu à une probabilité d'explosion de 50%;
- Il est aussi possible de prendre Q_v : énergie de chaleur dégagée à volume constant, comme une des caractéristiques des explosifs.

II.3.5. Types d'explosifs utilisés dans les exploitations à ciel ouvert

On distingue quatre types d'explosifs : [17]

II.3.5.1. 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 sont à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine.

II.3.5.2. Les explosifs nitrates

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

II.3.5.3. Les émulsions

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

II.3.5.4. 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%.

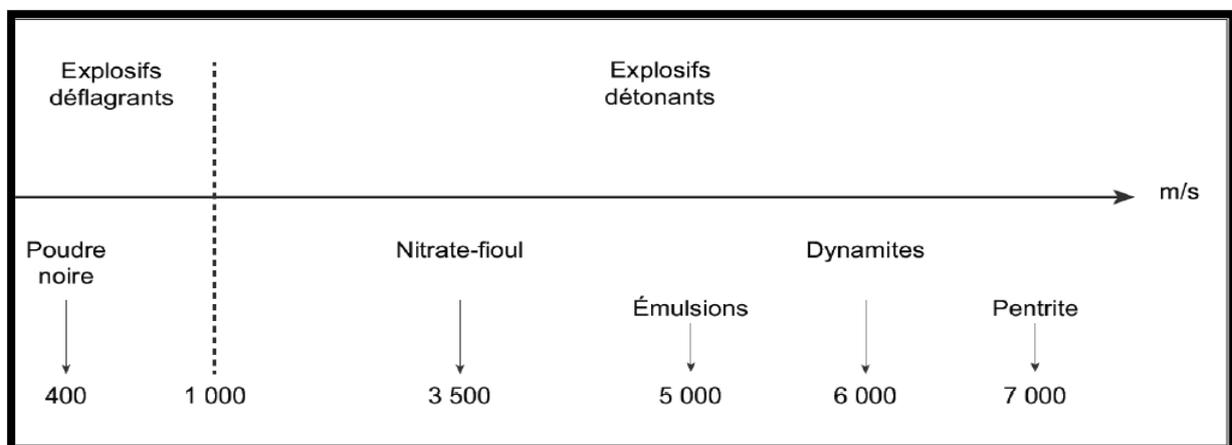


Figure II.5 : Schéma représentatifs de différentes familles d'explosives. [21]

II.3.6. L'amorçage

II.3.6.1. La chaîne d'amorçage

L'amorçage a deux fonctions essentielles : [11]

- La mise en détonation correcte des charges ;
- La séparation des charges dans le temps.

Pour ce faire, le système d'amorçage est composé de divers éléments ayant chacun un rôle (voire plusieurs rôles) précis :

- Initiation ;
- Retard ;
- Transmission ;
- L'amorçage à proprement parler.

La chaîne d'amorçage ainsi constituée peut être parfois complexe.

II.3.6.2. Types d'amorçage

Il existe deux modes d'amorçage : [18]

➤ l'amorçage ponctuel en tête et en fond du trou

Au cours d'un tir en amorçage ponctuel en fond du trou, l'onde qui se propage dans le massif (individuellement, ce sont des ondes sphériques) remonte vers le bourrage et se réfléchit. La détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif (figure ci-contre). [18]

L'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux que l'amorçage ponctuel antérieur. [18]

➤ l'amorçage latéral

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

Il favorise une concentration des gaz en tête d'où l'expulsion précoce du bourrage (risques de projection) et déperdition d'énergie entraînant une chute rapide de la pression et un déplacement faible du massif et du pied. [18]

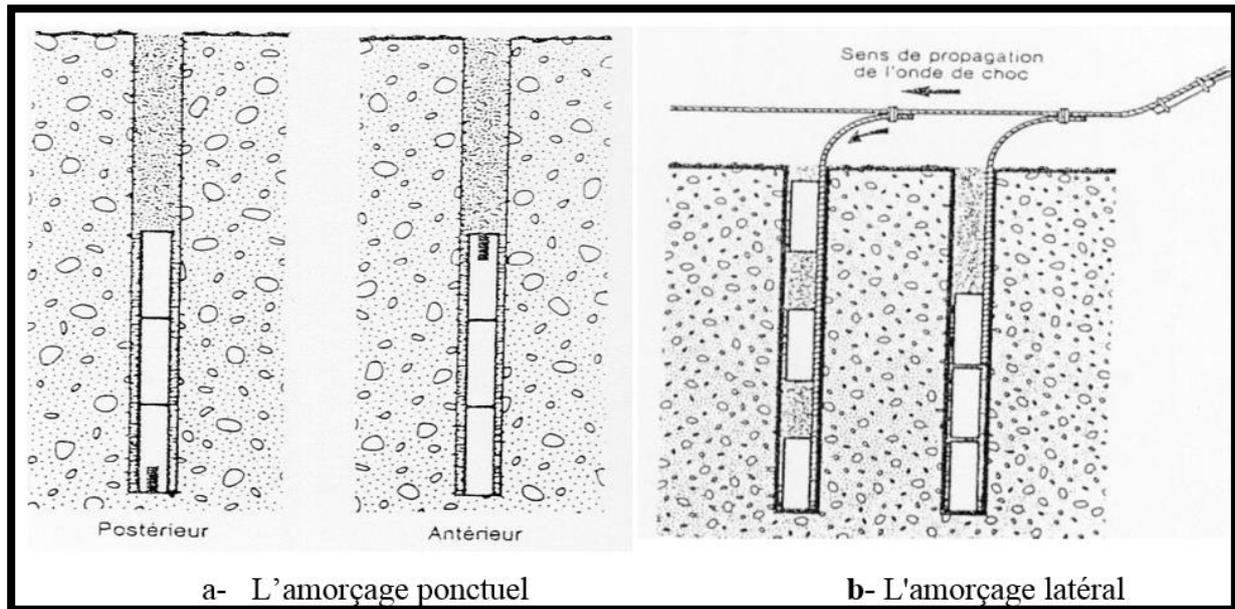


Figure II.6 : différents types d'amorçage. [29]

II.3.6.3. Accessoires du tir

Les accessoires du tir sont fondamentaux dans la réussite d'un tir puisque ce sont eux qui apportent l'énergie au démarrage de la réaction chimique des produits explosifs. [24]

a. La mèche lente

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

D'une bonne résistance aux efforts mécaniques, elle offre une résistance élevée à l'eau. Sa vitesse de combustion est de 90 à 120 m/s. Elle est utilisée pour l'allumage des détonateurs pyrotechniques. [24]

b. Fil de tir

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm². Sa résistance pour 100 m est de 6,1Ω. [24]

c. Le cordeau détonant

Le cordeau détonant est flexible, il est composé d'une âme en penthrite. C'est un explosif très puissant, il est enveloppé de fils tressés recouverts d'une matière plastique. Cela

lui confère une étanchéité et une résistance élevées à l'eau. Sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s. [24]

d. Les détonateurs pyrotechniques et électriques de l'ONEX

Pour l'amorçage des charges d'explosifs, ces détonateurs peuvent être classés au vu de leur sensibilité à l'électricité selon quatre catégories : [24]

❖ Détonateurs instantanés

Avec l'emploi de détonateurs instantanés, les amorçages des charges explosives sont parfaitement simultanés. Il n'y a pas de retard (le numéro de retard est égal à zéro). [24]

❖ Détonateurs sismiques

L'ONEX produit pour la recherche géophysique des détonateurs instantanés dits sismiques spécialement adaptés pour les tirs de sondage (régularité d'allumage, étanchéité, bonne protection). [24]

❖ Détonateurs à retards

➤ Détonateurs à retards demi-seconde

Avec l'emploi des détonateurs à retard demi-seconde, l'amorçage de la charge explosive se fait après la combustion de la composition retardatrice. Les temps de retard varient entre 0,5 seconde pour le n°1 et 6 secondes pour le n°12 ; il existe 12 numéros de retard, soit 13 avec le numéro zéro (détonateur instantané). [24]

➤ Détonateurs à micro-retard

Ces détonateurs diffèrent des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus court. L'ONEX fabrique des détonateurs micro-retard avec 12 degrés de retard, soit 13 en comptant le détonateur instantané (retard zéro). La durée du retard en ms varie entre 0 à 240 ms ; [24]

- **Les détonateurs électroniques** : (ne sont pas fabriqués à l'ONEX actuellement).

Une technologie spécifique qui est en développement depuis plusieurs années, par plusieurs manufacturiers, et commence à être testé et utilisée progressivement dans l'industrie est le détonateur électronique. Les détonateurs électroniques, dont il existe plusieurs types, tous utilisent une énergie électrique stockée à l'intérieur du détonateur et qui servira à assurer la temporisation du retard et l'énergie d'amorçage. Toutes les autres technologies des

détonateurs y compris les capsules de détonation, les fusibles d'amorçage électriques ou de sécurité, utilisent l'énergie pyrotechnique comme moyens de retard et d'amorçage. [24]

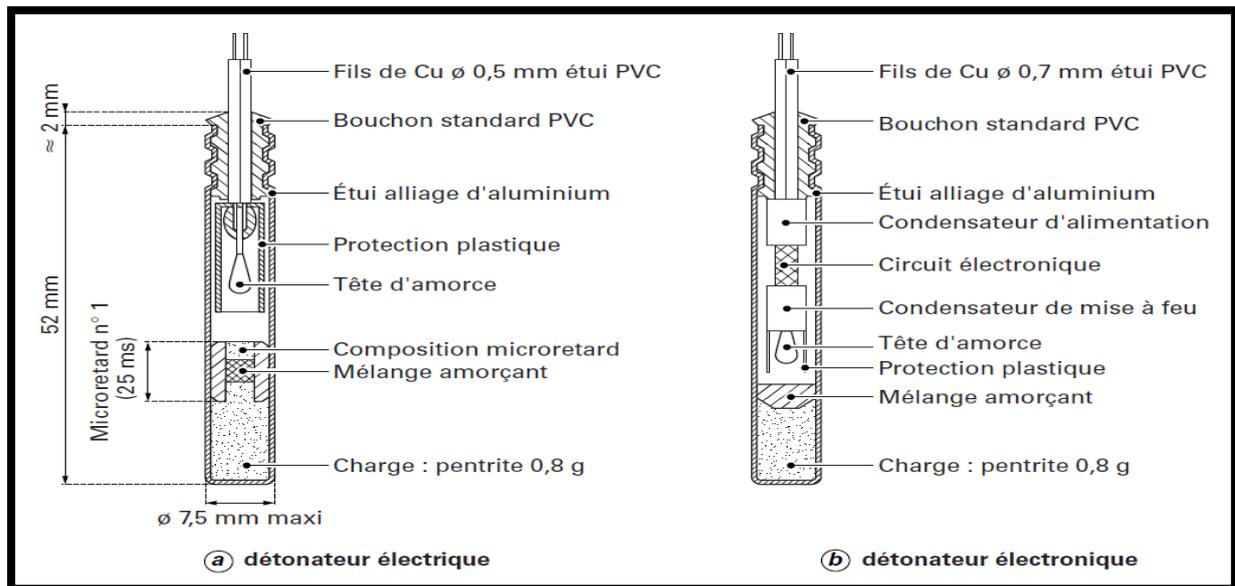


Figure II.7 : Composition de détonateur électrique et électronique. [11]

II.3.7. Mécanismes de la Fragmentation

La détonation de la charge transmet au massif des contraintes pouvant engendrer des déformations transitoires ou bien irréversibles. [19]

II.3.7.1. 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 : [19]

- la zone de broyage ;
- la zone de fissuration radiale ;
- la zone sismique.

a. Zone de broyage

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

La décroissance des contraintes est toutefois très rapide de sorte que. De 3 à 5 rc (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 dynamiques de la roche.

Les roches cristallines à porosité faible offrent une résistance plus importante au broyage que les roches tendres et /ou poreuses (Hagan, 1979). 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. [19]

b. Zone de fissuration radiale

Dans cette zone (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. Fournery et al (1983), 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. [19]

c. Zone sismique

Dans cette zone, aucune fissuration marquante n'apparaît et le massif rocheux suit un modèle classique de comportement élastique. [19]

II.3.7.2. 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 (Blanchier et al. 1988). 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).

Hino (1959) et Duvall et Atchison (1957) ont même proposé que ce mécanisme soit le facteur principal responsable de la fragmentation de la roche. [19]

II.3.7.3. Effet des gaz libérés : fragmentation finale

La fissuration générée par l'onde émise et l'onde réfléchié 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. (Ph 4).

Jaeger et Cook (1979, pp 529-534) 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. [19]

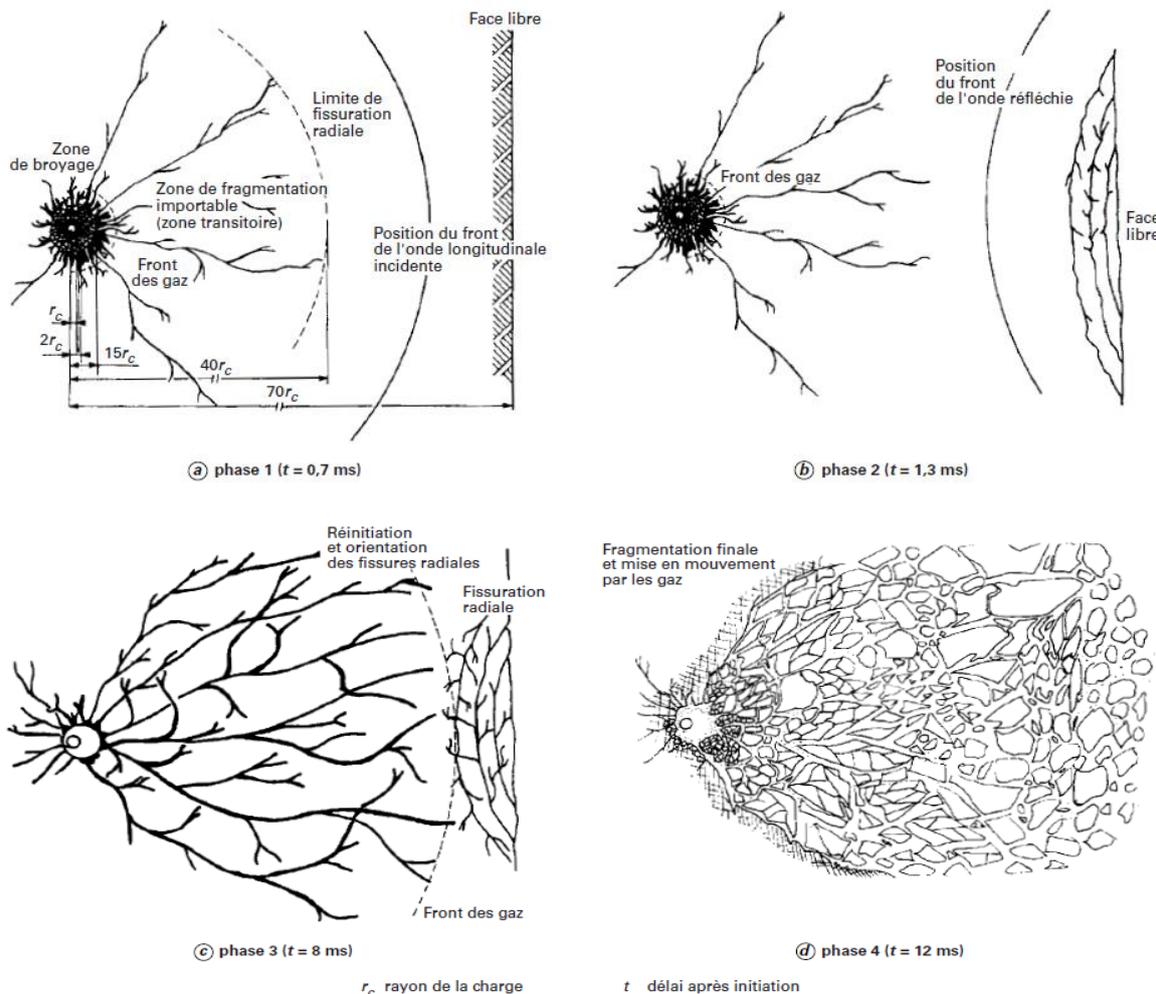


Figure II.8 : Action de l'explosif dans un massif rocheux. [11]

II.3.8. Calcul de l'indice de tirabilité

L'indice de la tirabilité des roches est représenté par la formule suivante : [8]

$$q_e = 0.02 \times (\delta_{\text{comp}} + \delta_{\text{dep}} + \delta_{\text{tr}}) + (2 \times \gamma) \quad ; \text{ g/cm}^3$$

Où :

δ_{comp} : La résistance à la compression, Kgf/cm²

$$\delta_{\text{comp}} = 784 \text{ Kgf/cm}^2;$$

δ_{dep} : La résistance de la roche au cisaillement ;

$$\delta_{\text{dep}} = 197.59 \text{ Kgf/cm}^2;$$

δ_{tr} : La résistance à la traction ;

$$\delta_{\text{tr}} = (0.08 \div 0.12) \times \delta_{\text{comp}}$$

Donc :

$$\delta_{\text{tr}} = 0.1 \times 784 = 78.4 \text{ Kgf/cm}^2$$

γ : Masse volumique de la roche, $\gamma = 2.6 \text{ t/m}^3$;

Alors :

$$q_e = 0.02 \times (784 + 197.59 + 78.4) + (2 \times 2.6)$$

$$q_e = 26.4 \text{ g/cm}^3$$

La classification de des roches selon l'indice de tirabilité de V.Rjevsky donnée dans le **Tableau II.5**.

Tableau II.5 : La classification de des roches selon l'indice de tirabilité de V.Rjevsky. [8]

Classe	Type de tirabilité	Indice de tirabilité g/cm ³	Catégorie
I	Tirabilité facile	1.0 - 10	1 ; 2 ; 3 ; 4 ; 5
II	Tirabilité moyenne	10.1 - 20	6 ; 7 ; 8 ; 9 ; 10
III	Tirabilité difficile	20.1 - 30	11 ; 12 ; 13 ; 14 ; 15
IV	Tirabilité très difficile	30.1 - 40	16 ; 17 ; 18 ; 19 ; 20
V	Tirabilité exclusivement difficile	40.1 - 50	21 ; 22 ; 23 ; 24 ; 25

Suivant la valeur de la consommation spécifique d'explosif étalon, les roches sont de la classe **III** dans les conditions de BOUKHADRA.

Conclusion

Dans les mines et les carrières, il est évident qu'on doit essayer d'avoir une granulométrie régulière pour que, ayant un diamètre optimale des morceaux abattus, pour cela les propriétés physiques et mécaniques des roches prédéterminent le mode de forage et les propriétés de trou (Diamètre, inclinaison et la Profondeur).

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, c'est de lui que dépend toute la chaîne des travaux en amont. C'est pour ce fait qu'il est impératif de bien choisir le type de l'explosif à utiliser compte tenu des caractéristiques physico mécanique de la roche, de sa résistance à l'eau et de la nature de l'explosif ; on détermine alors la consommation spécifique d'explosif. C'est de ce paramètre que dépendent tous les autres paramètres de foration et de tir à savoir le diamètre du trou, la ligne de moindre résistance, la maille de foration et la charge par trou.

Chapitre III : Optimisation des paramètres de tir de mine de BOUKHADRA

Introduction

Ce chapitre est consacré à la conception optimisée des tirs. Il s'agit d'abord d'analyser des résultats expérimentaux ou/et de simulation afin de mieux comprendre les mécanismes des phénomènes complexes et d'améliorer des lois existantes.

Il s'agit ensuite de chercher des solutions optimisées pour un problème donné. Malgré les progrès sur les théories ainsi que les nouvelles techniques numériques qui permettent une prédiction de plus en plus précise, cela est encore loin d'être suffisant pour assister la conception optimisée des tirs de façon directe.

La maîtrise du tir va permettre de garantir la sécurité lors de l'opération, de limiter les coûts engendrés par cette dernière, de réduire les nuisances et satisfaire les contraintes réglementaires et enfin d'obtenir une granulométrie adaptée aux installations et à ce que l'on veut faire du produit.

La connaissance du phénomène de fragmentation à l'explosif a permis d'apporter un regard critique sur l'abattage réalisé. L'objectif étant d'améliorer le rendement du tir, optimiser la granulométrie des produits résultants du tir, tout en assurant la sécurité de cette opération. L'équipe Géologie de l'Ingénieur et Géo-mécanique possède une grande expertise dans l'optimisation des schémas de tir.

Les résultats du tir dans les entreprises minières doivent satisfaire les principales conditions suivantes :

- ⇒ Lors du tir, la roche doit être fragmentée en morceaux ne dépassant pas les dimensions admissibles et le débit des morceaux surbroyés doit être le minimum possible ;
- ⇒ Après le tir en masse, le pied du gradin ne doit pas exister. La projection de la roche au-delà de la rangée des trous sur l'arrête supérieure du gradin doit être minimale ;
- ⇒ Le tas de la roche abattue doit avoir une hauteur et une largeur assurant la sécurité et un grand rendement des machines de chargement ;
- ⇒ La réserve de la masse abattue dans la taille doit assurer un travail ininterrompu et un meilleur rendement des équipements de chargement et transport ;
- ⇒ Le schéma de tir et la construction des charges à l'intérieur des trous doivent assurer la détonation complète de toutes les charges dans le bloc à tirer.

III.1. paramètre influençant la qualité de la fragmentation des roches

III.1.1. Paramètre incontrôlable

III.1.1.1. Matrice rocheuse

a. Propriétés structurales

Les propriétés de la matrice rocheuse ici mises en jeu sont ses propriétés physico-mécaniques, 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. [19]

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**). [20]

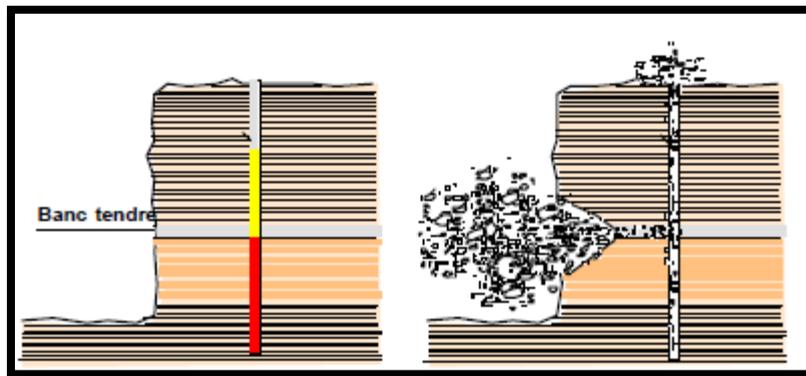


Figure III.1 : Influence de structure de roches sur le tir. [20]

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 d'explosif dangereuse au moment du tir. (**Figure III.2**) [20]

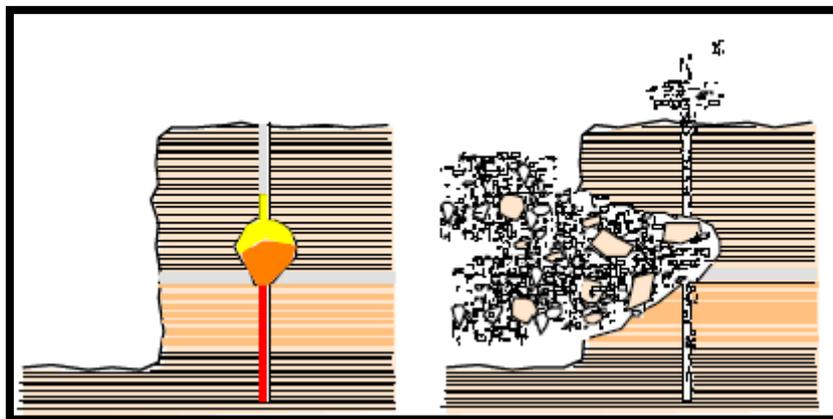


Figure III.2 : Influence d'une cavité non reconnues dans un massif sur le tir. [20]

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. [25]

Une maille de foration trop lâche dans ce type de situation peut conduire à des portions entières du gradin peu ou non fragmentées (voir **Figure III.3**). Cette remarque s'applique également au tir dans les roches conglomératiques. [25]

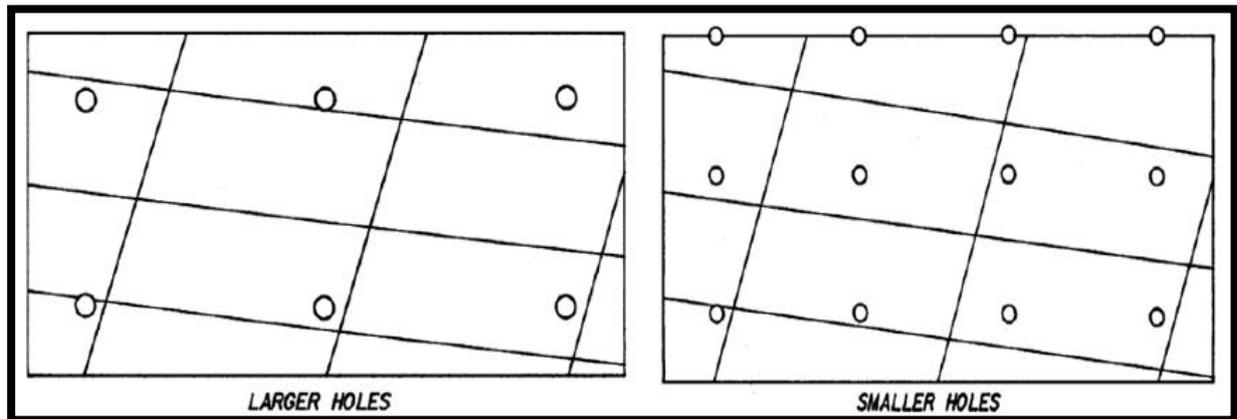


Figure III.3 : Deux mailles de foration différentes confrontées à un même réseau de discontinuités. [25]

b. 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 discontinuité dans l'espace ainsi que leurs propriétés mécaniques sont déterminantes pour l'analyse de tous les problèmes de stabilité. [26]

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**). [25]

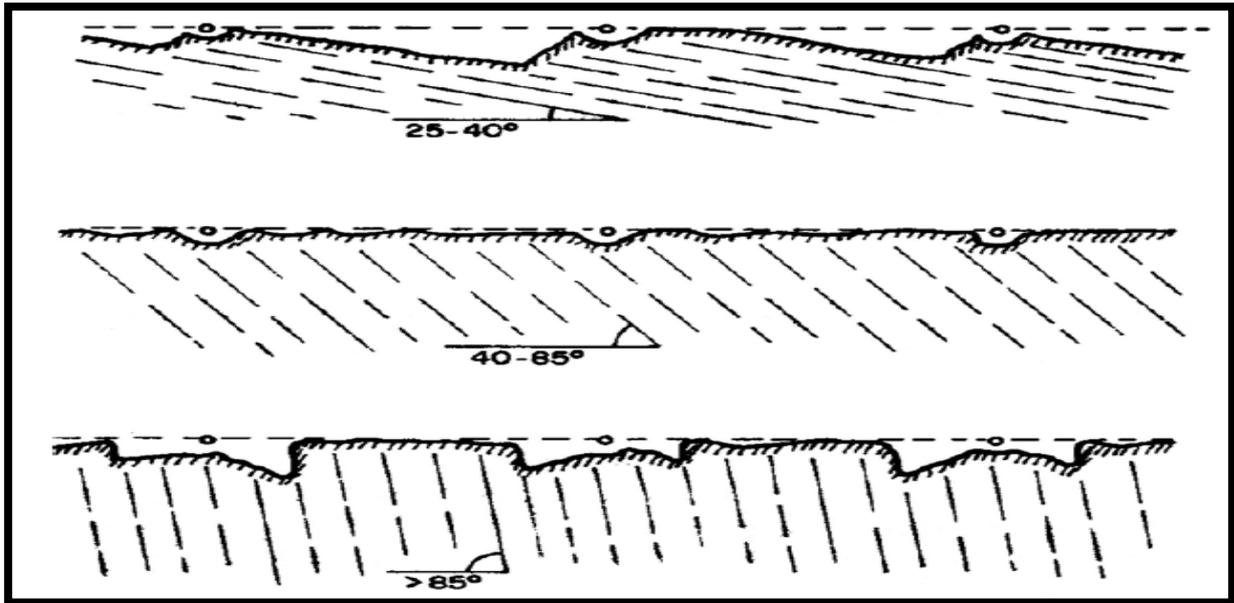


Figure III.4 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al, 1995). [25]

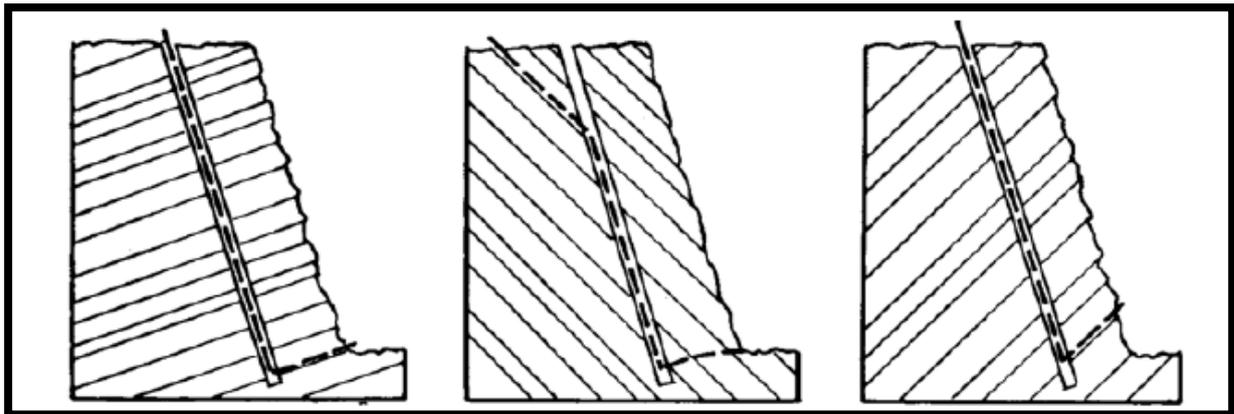


Figure III.5 : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984). [25]

L'effet sur les résultats des tirs de la direction de ces derniers par rapport à l'orientation des discontinuités fait l'objet de plusieurs études au laboratoire et sur le terrain. Jusqu'ici, les résultats ne sont guère concluants et même parfois contradictoires. Cependant, nous avons pu tirer quelques règles qualitatives de ces essais.

Plusieurs études ont démontré les effets importants des discontinuités naturelles sur les résultats des tirs miniers ; Dans les cas extrêmes, elles conditionnent même les résultats des tirs plus que les propriétés physico-mécanique du massif ou de l'explosif (Belland, 1966 ; Just, 1971 ; Ash, 1973 ; Burkle, 1979 ; Lande, 1983 ; Winzer, et al, 1983, Bouden Rhamdane,

1987). Ces discontinuités peuvent intervenir selon leur orientation, fréquence, continuité, matériau de remplissage et épaisseur et caractéristiques mécaniques.

Il est donc clair qu'il faudrait les prendre en compte dans la mise en œuvre des tirs miniers. Malheureusement, aucune règle explicite n'est aujourd'hui disponible pour pouvoir tenir compte quantitativement de leurs effets dans les tirs minier. Aux mieux, des règles de l'art existent, basées sur des expériences, pour aider l'exploitant.

Les essais sur les effets de la direction de tir par rapport à la direction des discontinuités principales dans le massif ont conduit à des résultats contradictoires. Burkle (1979) avança qu'une orientation du front de tir parallèle à la direction des joints principaux provoquerait la propagation à plus grande distance de l'énergie de déformation dans la zone limitée par les discontinuités, ce qui favoriserait une meilleure fragmentation. Belland (1966) arriva en effet aux mêmes conclusions pendant ses essais de tir dans une mine de fer. Tham (1983) observa les mêmes phénomènes dans une mine de cuivre. En effet, en orientant le front de tir perpendiculairement à la direction des joints principaux, on peut avoir des configurations où l'espacement des joints est plus petit que celui des trous ce qui donnera lieu à des zones isolées qui ne seront pas directement atteints par les ondes de contraintes.

Cependant, des essais effectués dans une carrière de dolomie par Ash (1973) ont donné des résultats contraires. En général, il obtient une meilleure fragmentation pour les tirs effectués sur les talus orientés perpendiculairement à la direction des joints principaux ; Landes (1983) observa les mêmes résultats pendant ses essais sur les séries de calcaires et de grès. Enfin, les essais au laboratoire de Singh et Sastry (1987) ont donné des fragments rocheux de taille plus petite dans le cas où la direction des joints simulés est perpendiculaire au talus.

Les gaz générés par l'explosion s'échappent par les discontinuités lorsque celles-ci sont ouvertes. Cela s'accompagne d'un abaissement rapide de la pression de sorte que l'énergie de gaz perde son efficacité. Généralement, une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent.

Certes, ce domaine est le moins connu dans la fragmentation à l'explosif, et certainement le plus difficile à étudier. Les essais au laboratoire arriveront difficilement à simuler les conditions existantes dans la nature de sorte qu'il sera délicat d'utiliser leurs résultats sur le terrain. D'un autre côté, les essais sur le terrain sont tellement conditionnés par les caractéristiques locales du site qu'il n'est pas évident de généraliser leur résultats. [19]

c. 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.

Bohloli 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 optimale ne voit pas la forme de sa courbe granulométrique évoluer au cours du procédé (Steiner, 1991 et 1998). [25]

La fracturation initiale du massif induit deux effets opposés : [7]

- d'une part, elle fragilise le massif, et donc réduit globalement sa résistance mécanique.
- d'autre part, elle contrecarre 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. Plutôt que de rechercher à augmenter la charge spécifique, il peut alors être préférable de resserrer la maille de foration.

d. 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 : [27]

- ❖ **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. [27]
- ❖ **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 y a 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. [27]

- ❖ **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 : [27]
- 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) améliorant 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. Ainsi la présence d'eau doit 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.

III.1.2. Variable contrôlable

III.1.2. 1. Paramètres liés aux trous

a. 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. [27]

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confiné 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. [27]

La mauvaise qualité de la foration se traduit, le plus souvent, par des déviations bien visibles, à ceci ; dans le cas de découpage. Ou non directement visibles, dans le cas d'un abattage, mais aux conséquences parfois considérables : projections, production de blocs, voir dans les cas extrêmes ratés de tir. [27]

Parmi toutes les nuisances, les projections sont celles qui sont le plus susceptibles de provoquer des dégâts ou accidents graves. [27]

Les causes sont multiples et résultent souvent d'erreur d'appréciation ou de défaut de mise en œuvre : [27]

➤ Le positionnement des mines par rapport au front d'abattage

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées ci-dessus (**Figure III.6**) il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesurage 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. [27]

On risque des projections verticales importantes dans le premier cas ou horizontales dans le deuxième. [27]

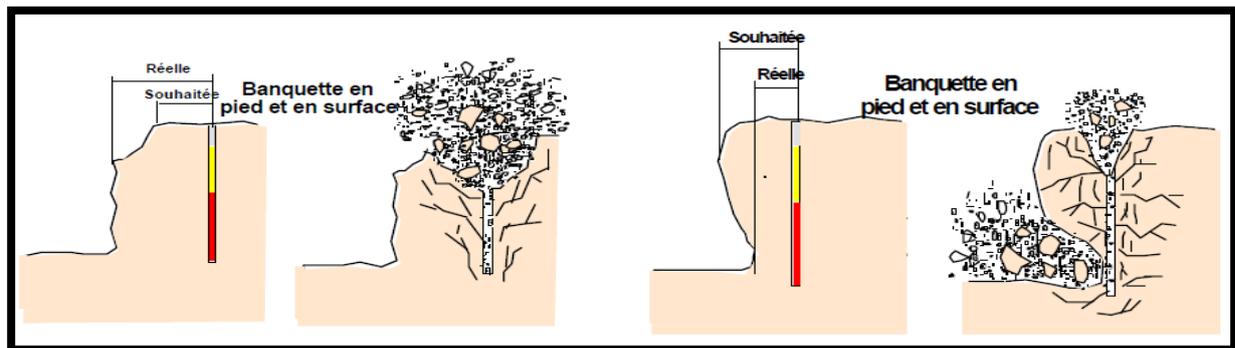


Figure III.6 : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage. [27]

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. [27]

➤ **Les déviations de forages**

Il est généralement admis que la structure, les hétérogénéités ou les vides d'un massif entraînent des déviations de foration. [27]

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 on a un risque de déviation dans le sens du pendage ou perpendiculaires aux bancs (**Figure III.7**).

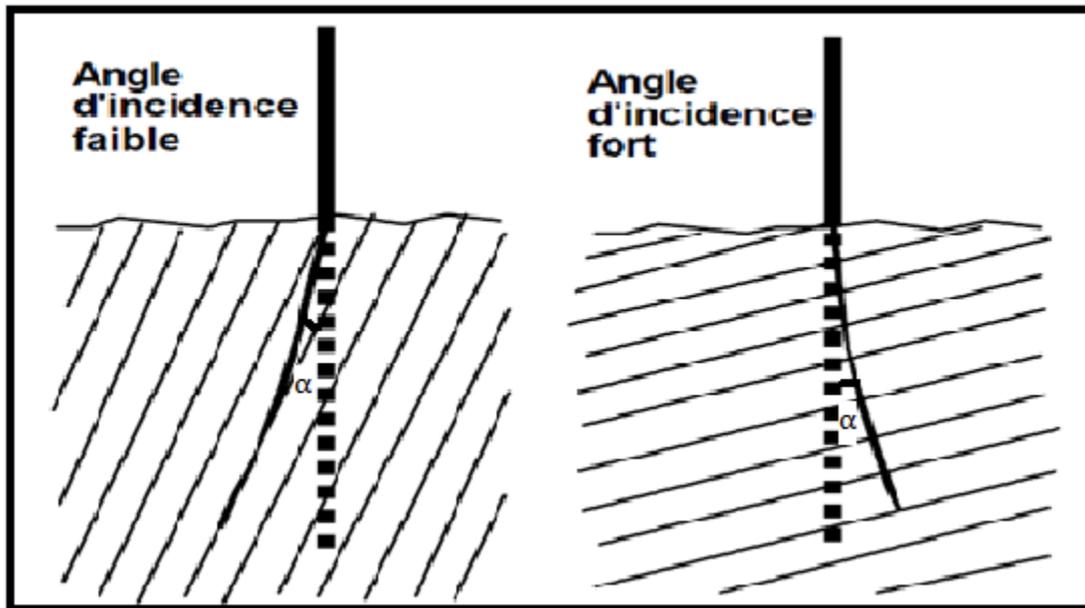


Figure III.7 : Déviation due aux discontinuités. [27]

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**).

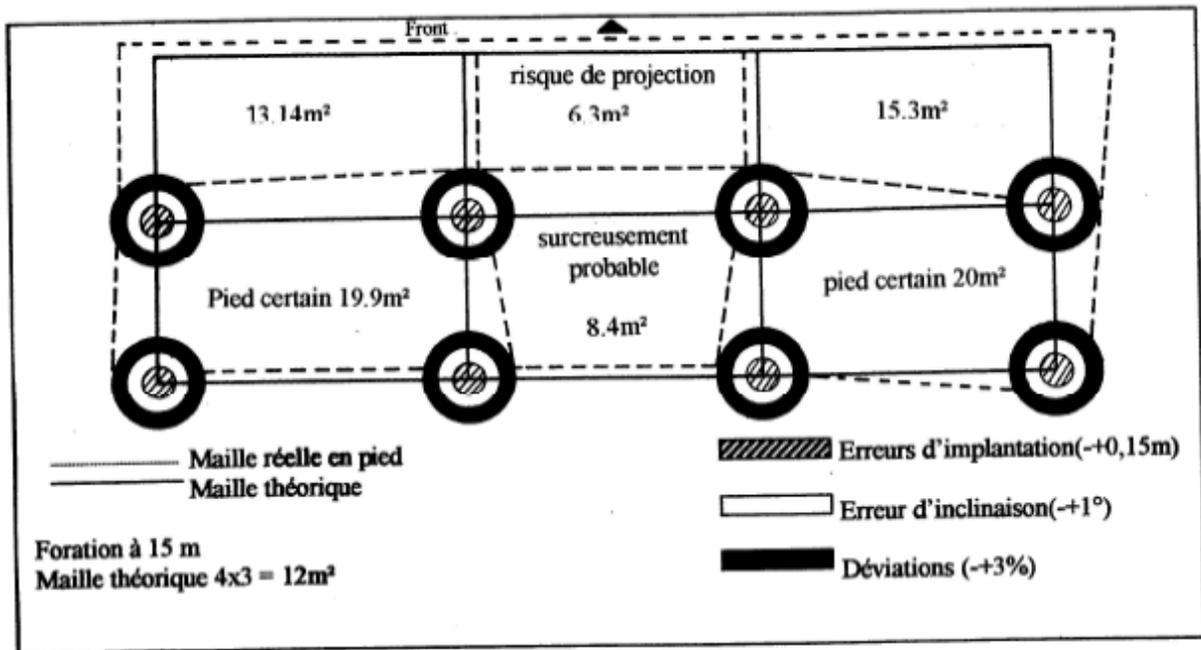


Figure III.8 : Différence entre maille théorique et maille réelle. [27]

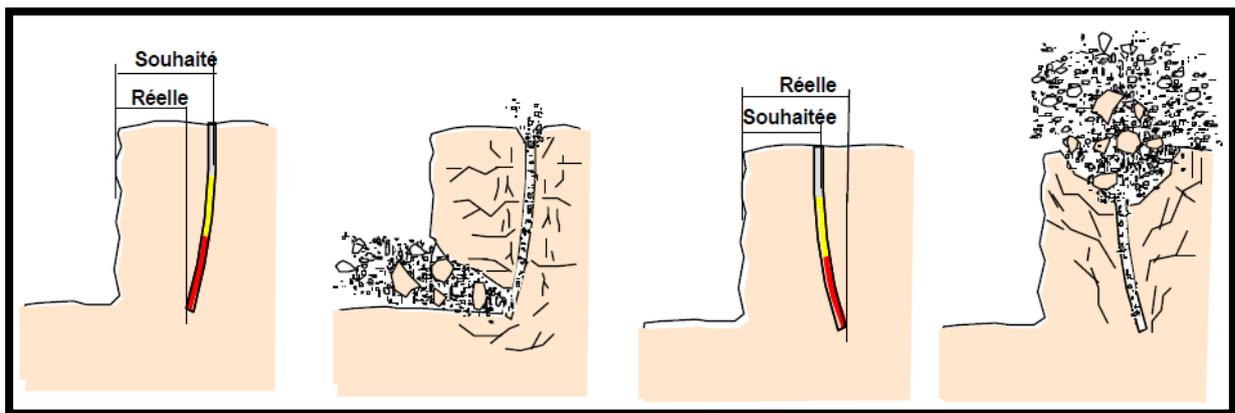


Figure III.9 : Conséquences de déviation des forages. [27]

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 (DIADÈME).

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. [27]

b. La hauteur du gradin

La hauteur de gradin est déterminée en fonction :

- des engins de chargement ;
- du diamètre de foration ;
- de la production annuelle ;
- de la stabilité des roches du talus ;
- des règles de sécurité en rapport avec la normalisation minière.

Pour une bonne conception d'un plan de tir, la hauteur du gradin doit être 3 à 3,5 fois la banquette. [29]

Alors que aussi dans la théorie et les donner pratique la hauteur de gradin doit être supérieur ou égale à deux fois la bordure ou banquette maximale selon LONGEFORS ou il décrit que la banquette maximale égale a : [28]

$$B_{th} = \frac{D_{tr}}{34} \times \sqrt{\frac{S \times \rho}{\check{C} \times f \times (E/B)}} \quad ; m$$

Où :

D_{tr} : Diamètre de trou ;

S : Coefficient d'énergie ;

ρ : Densité de chargement ;

\check{C} : Constante de roche ;

f : Facteur de contrainte ;

E/B : Rapport de maille.

Puis la hauteur $H_g \geq 2 \times B_{th}$ donc selon le calcul réalisé le résultat trouve est satisfaisante Ou d'après les travaux récentes de LONGEFORS, KIHLSSTROM la banquette doit être conçus selon les formule suivante : [28]

$$B_{th} = 1.47\sqrt{Lb} \quad ; \text{ Pour dynamite ;}$$

$$B_{th} = 1.45\sqrt{Lb} \quad ; \text{ Pour Explosive en Emulsion ;}$$

$$B_{th} = 1.36\sqrt{Lb} \quad ; \text{ Pour Anfomil.}$$

Où : Lb : La concentration de la charge requise par kg/m donc la banquette.

c. 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 suivant : [14]

- L'environnement : le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine).
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera directement sur le choix du diamètre de sondage.
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner.
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.
- La hauteur du front à abattre : l'abaque ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre. [14]

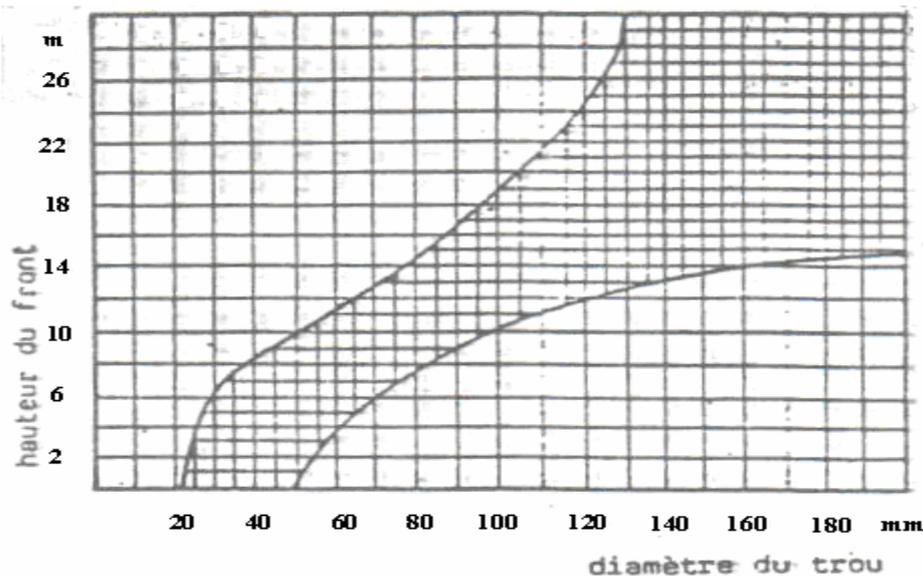


Figure III.10 : Choix du couple diamètre-hauteur de front. [12]

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. [27]

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.[27]

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). [25]

d. 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. [14]

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. [27]

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 planifié. [27]

L'inclinaison des trous peut apporter généralement les avantages suivants : [12]

- 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. [12]

Les trous inclinés, spécifiquement dans la première rangée et lorsque le front est incliné, assurent une meilleur 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). [19]

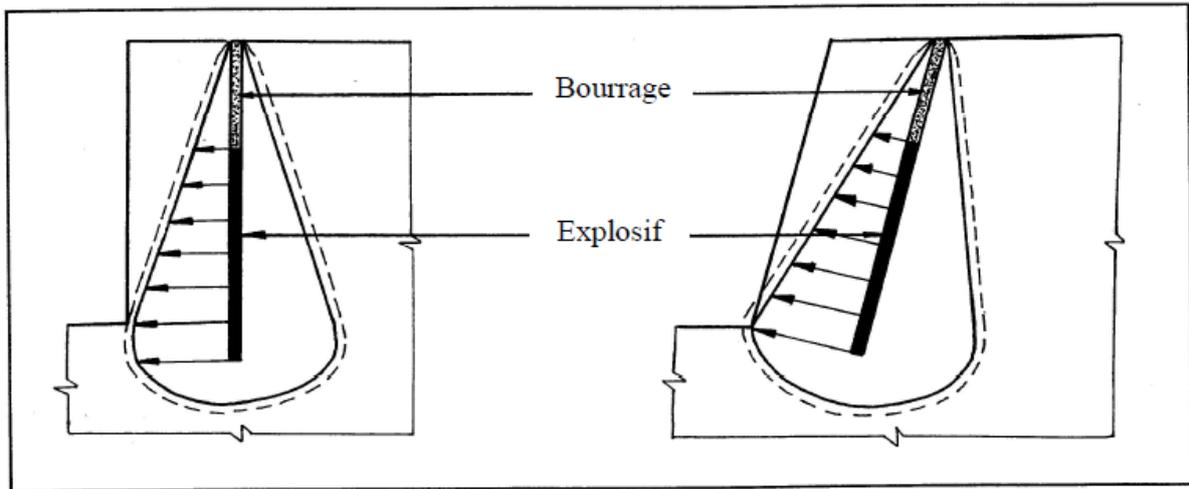


Figure III.11 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison. [27]

D'après **Antill, J.M. Modern** l'application de trous forés suivant une inclinaison qui varie de 10° et 30° donne une meilleure fragmentation. [17]

e. 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. [8]

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, etc. 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 doit augmenter. [8]

La sous-foration est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être 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. [14]

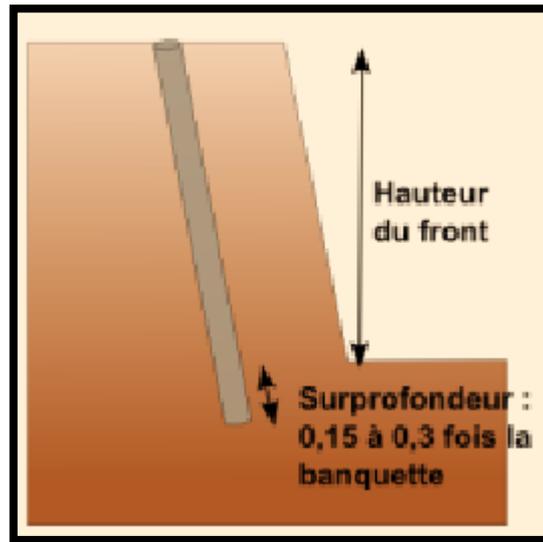


Figure III.12 : Représentation de l'excès de forage dans un gradin.

f. Longueur de trous

Il est dépende essentiellement : de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur d'excès. 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. [27]

III.1.2.2. Paramètres liés au bourrage

a. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous

Son objectif est 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. [14]

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. [14]

Le bourrage intermédiaire permet d'obtenir un abattage sélectif, éviter la perte d'énergie, et d'éviter une surconsommation d'explosif. [27]

En carrière la valeur optimale du bourrage final se situe entre 50 et 100% de la banquette d'abattage. [20]

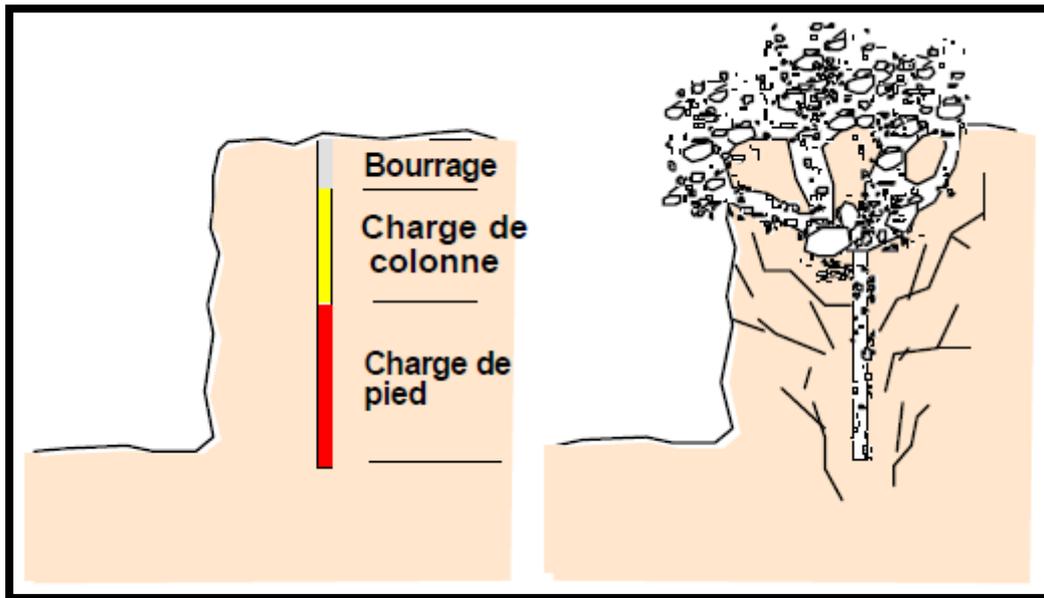


Figure III.13 : Influence de la hauteur de bourrage sur la qualité de tir. [20]

b. Qualité du matériau de bourrage

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières Algériennes, mais les expériences montrent que dans ces cas toujours il y a des projections et débouillage important au moment du tir. Les tirs expérimentaux montrent que le bourrage aux gravillons (4/6) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive. [27]

III.1.2.3. Paramètres liés au plan de tir

a. 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. [27]

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. [27]

Elle dépend : [14]

- 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 et équivalent.

b. 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. [27]

c. Rapport de maille

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 1,5. 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 devant engendrer une fragmentation régulière. [13]

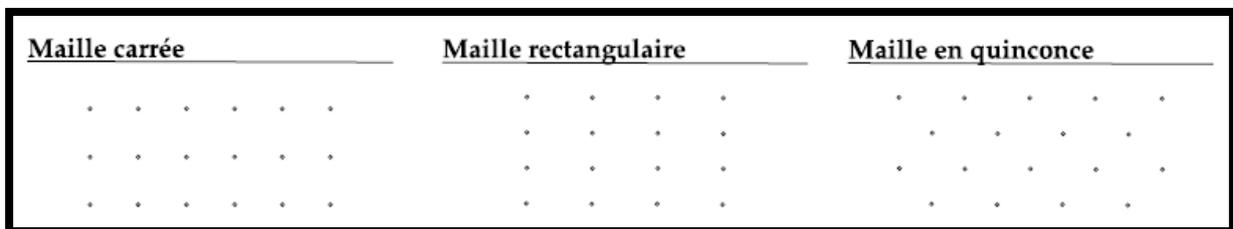


Figure III.14 : Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert. [25]

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). [19]

Le rapport de maille égal au rapport de «l'espacement» des trous sur la «banquette» dépend essentiellement des objectifs poursuivis : [12]

- 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. [12]

d. 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. [27]

III.1.2.4. Paramètres liés à l'explosif

a. 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 grammes d'explosif utilisé pour «abattre» une tonne de rocher (ou encore en g d'explosif par m³ de roche). [12]

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 qualitatifs et parfois quantitatifs : [12]

- 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.14**).

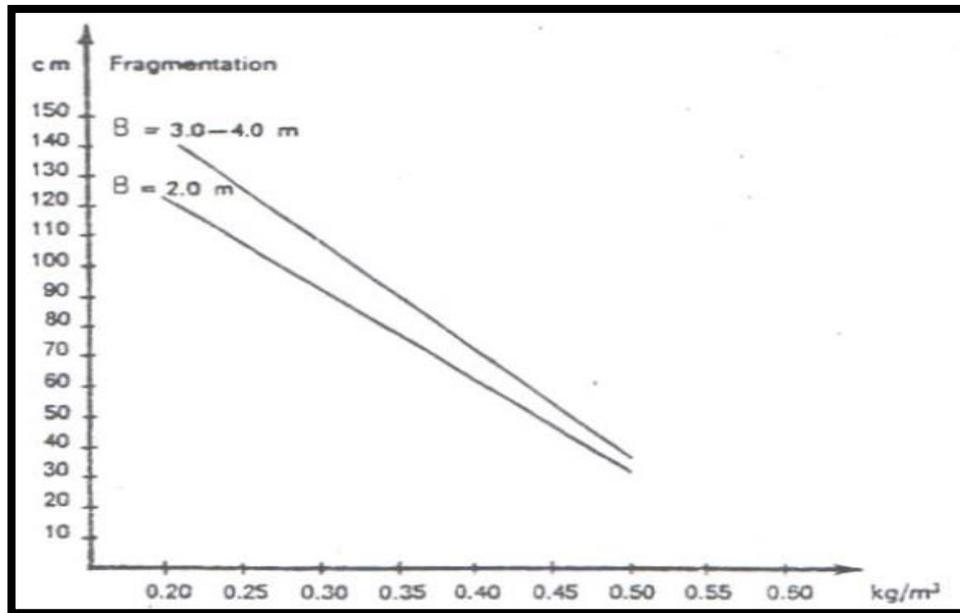


Figure III.15 : Fragmentation en fonction de la consommation spécifique d'explosif (Selon Gustafsonn). [12]

La consommation d'explosif, dont dépend la réserve totale de l'énergie de la charge, est un des facteurs qui influent bien sur l'action de destruction des explosifs et sur la qualité de fragmentation des roches, l'expérience riche des travaux de tir depuis 100 ans témoigne que la variation de la consommation spécifique de l'explosif permet de faire varier à volonté ce degré de fragmentation. [7]

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 du tas abattu sont 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. [27]

b. La séquence et le système d'amorçage

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. [17]

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 micro-retards 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. [19]

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 en tête, en zone intermédiaire, ou en pied de la colonne d'explosif. [19]

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. [19]

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. [23]

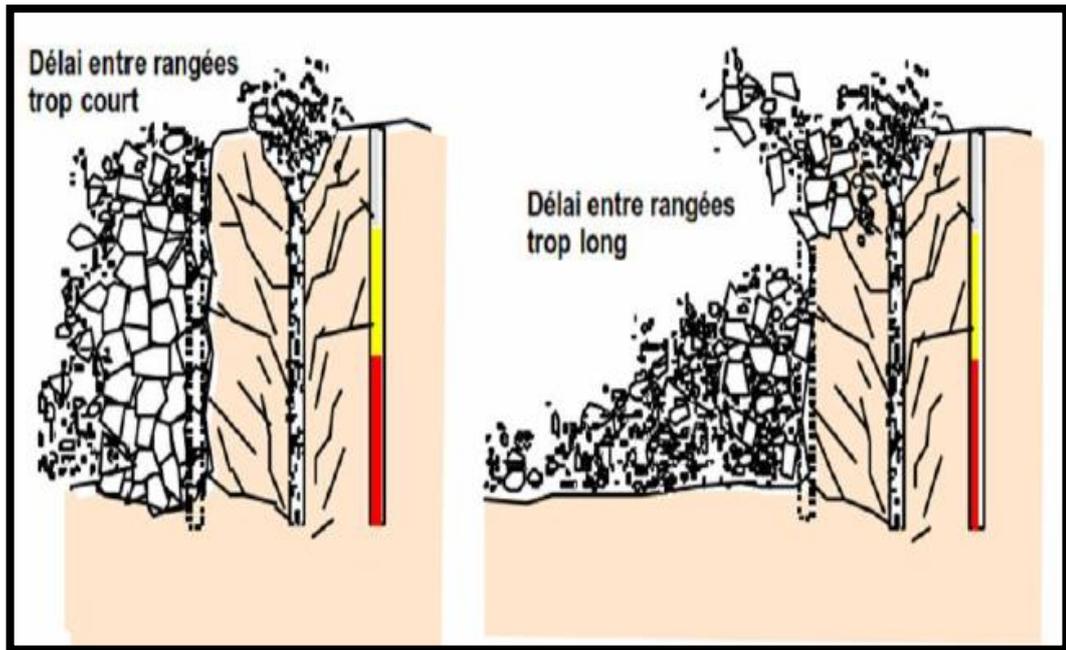


Figure III.16 : Influence du choix de délai entre les rangées sur la qualité de tir. [23]

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. [23]

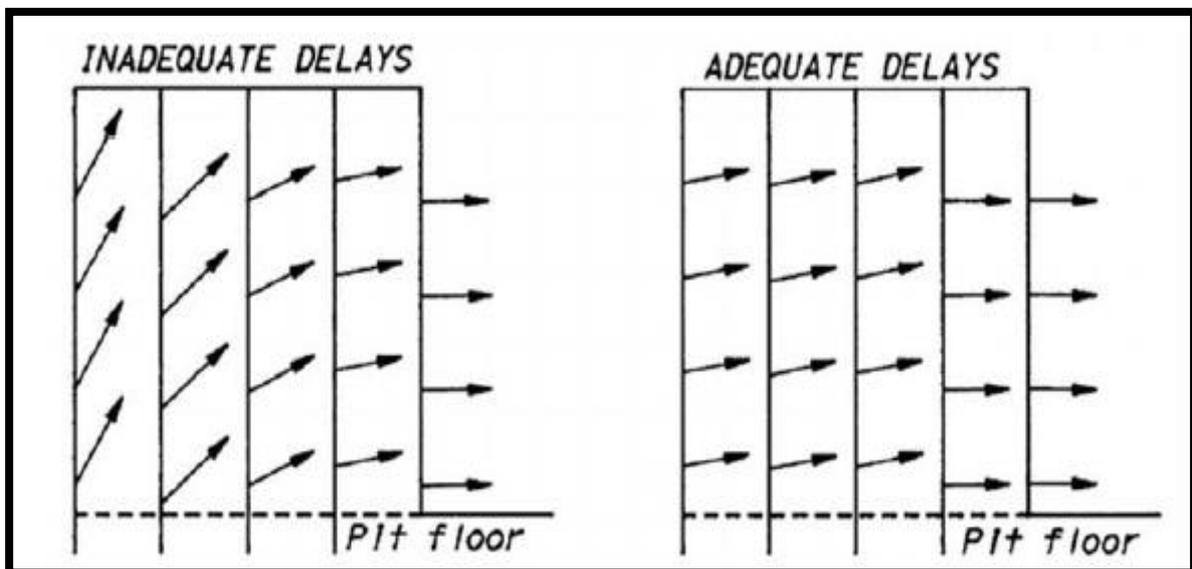


Figure III.17 : effet du choix des retards entre lignes sur le dégagement des rangées Abattues. [23]

c. Initiation de charge explosif

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. [27]

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. [27]

Pour que la charge d'amorçage amorce 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, et cela permet d'obtenir une détonation franche aux effets très désirés pour une bonne fragmentation. [27]

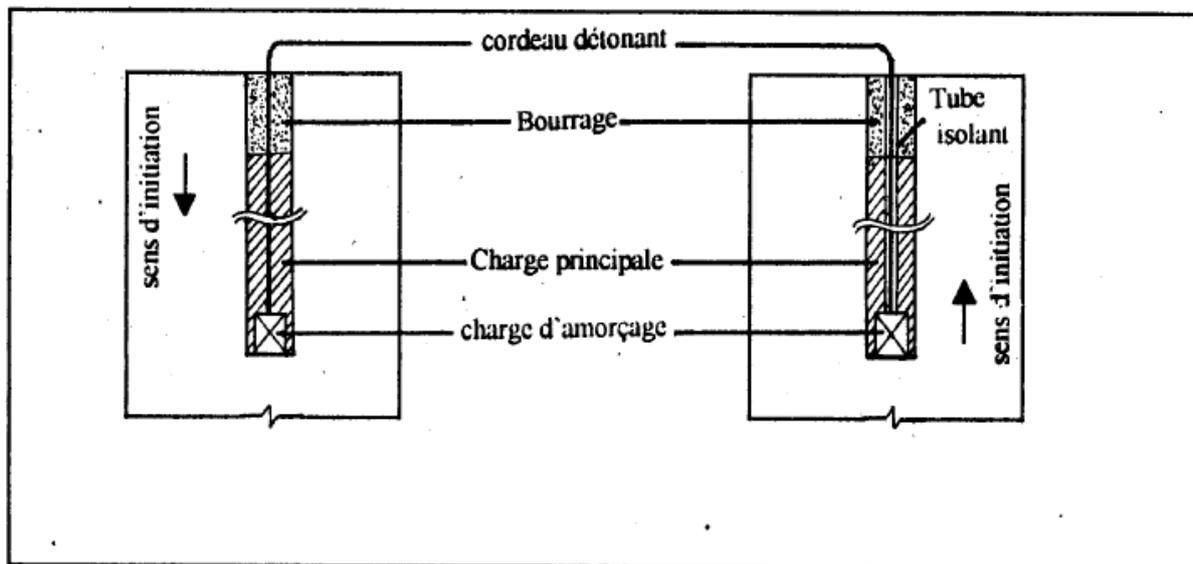


Figure III.18 : Sens d'initiation d'une charge explosive. [27]

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. [22]

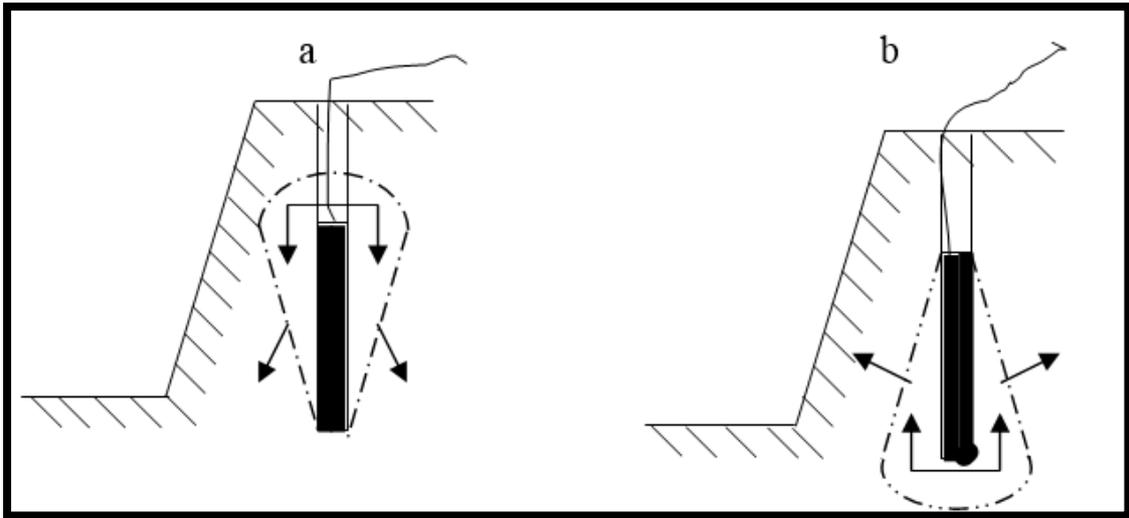


Figure III.19 : variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges. [22]

- 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 : difficultés de charge et impossibilité de mécanisation des travaux de chargement. Les expériences ont montrées que le traitement du pied du gradin s'améliore si l'initiation de charge s'effectue à partir du bas. [22]

d. 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. [22]

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 l'intervalle bourrée ou à l'intervalle vide. On constate qu'avec l'utilisation de la charge discontinue, la zone de fragmentation réglée augmente d'où la démission des blocs hors gabarits. [22]

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

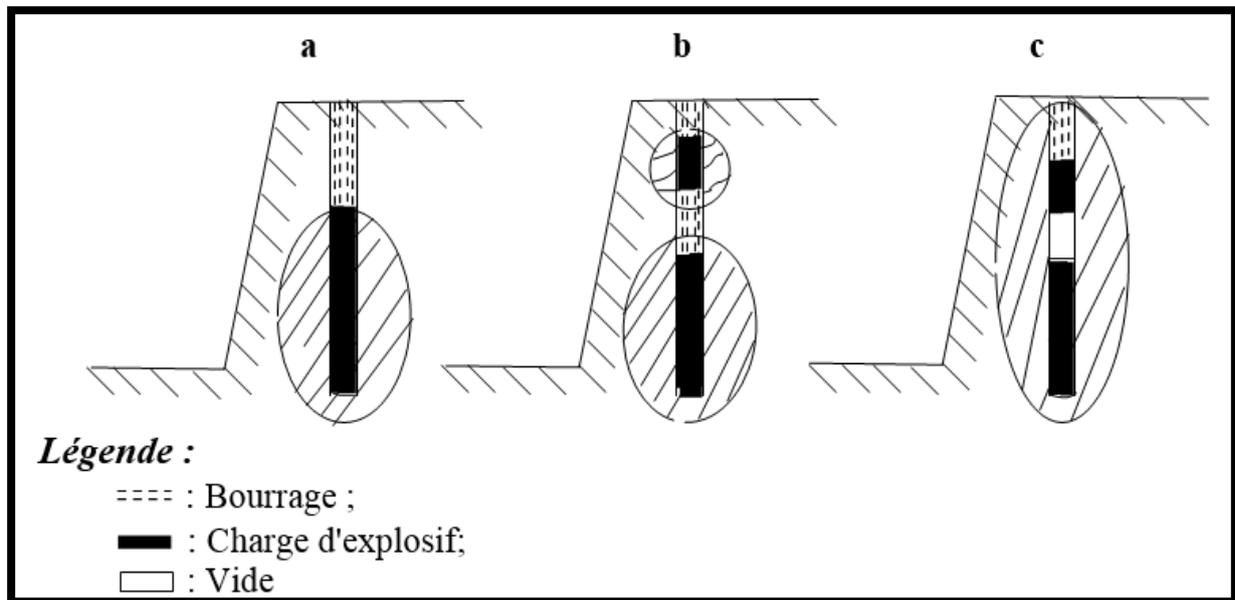


Figure III.20 : Les zones de fragmentation réglée pour le cas des charges continues et discontinues. [22]

a : charge continue ;

b : charge discontinue avec bourrage intermédiaire ;

c : charge discontinue avec vide.

La charge discontinue est rationnelle dans le cas où la longueur du trou lors des charges continues n'est pas entièrement utilisée ; autrement dit dans les roches homogènes s'applique un réseau rapproché de disposition des charges et la charge continue occupe une partie peu considérable de la longueur du trou. Dans les roches hétérogènes il est rationnel de répartir la charge en la disposant dans les parties du massif à grosse blocométrie. [22]

En qualité de matériaux de bourrage on utilise la roche, l'eau ou le vide. Selon les données de certains chercheurs, la répartition des charges dans les trous au moyen du vide conditionne l'amélioration de la fragmentation de la roche comme le montre la **Figure III.21**.

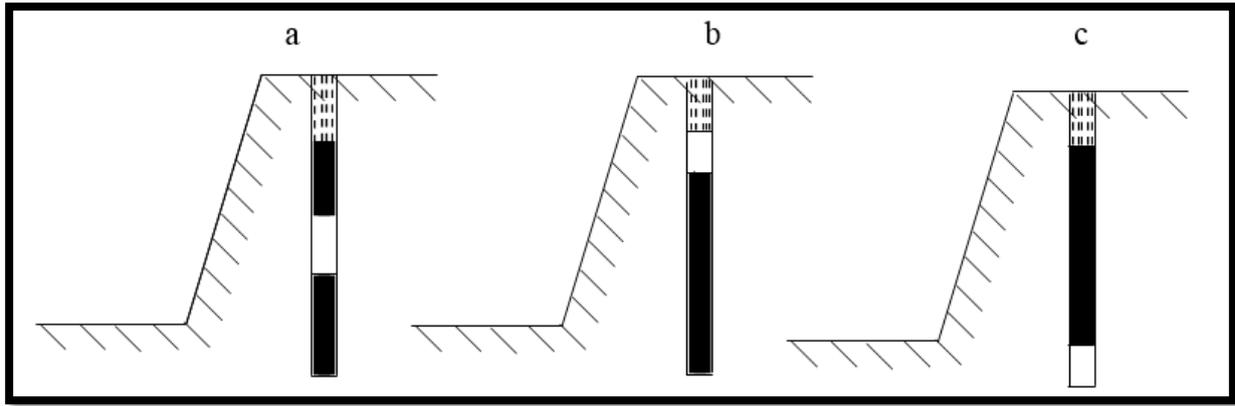


Figure III.21 : Schéma des charges avec des intervalles vides. [22]

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 surbroyage 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 avec une grande amplitude. Quant à la zone de fragmentation non réglée, il se transmet relativement moins de quantité d'énergie ce qui rend la fragmentation moins intensive dans cette zone. [22]

En créant des intervalles vides, on peut réduire : [22]

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

III.2. Calcul des paramètres de tir optimal de BOUKHADRA

III.2.1. Etapes du calcul

Les différentes étapes du calcul d'un plan de tir font appel aux principes de base énumérés ci-après : [27]

- Le choix des explosifs, il s'effectue à partir des caractéristiques mécaniques des roches et des propriétés des explosifs industriels ;
- La définition de la géométrie des charges, elle s'appuie sur les règles de base de la détonique et prend en compte les objectifs techniques à réaliser ;
- Le calcul des charges, il s'effectue à partir de formules empiriques ou semi empiriques ou de logiciels spécifiques.

III.2.2. Réalisation et analyse des résultats

- La mise en œuvre des tirs s'effectue en respectant la réglementation en vigueur ;
- Le traitement éventuel des incidents de tirs est réalisé en fonction de règles techniques bien précises. Ces règles doivent figurer sur un cahier de prescriptions rédigé par l'exploitant ;
- L'analyse des résultats porte sur :
 - la granulométrie ;
 - le foisonnement ;
 - le découpage des fronts de taille ;
 - la qualité des surfaces d'abattage et de chargement. [27]

III.2.3. Dimensionnement d'un schéma de tir

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

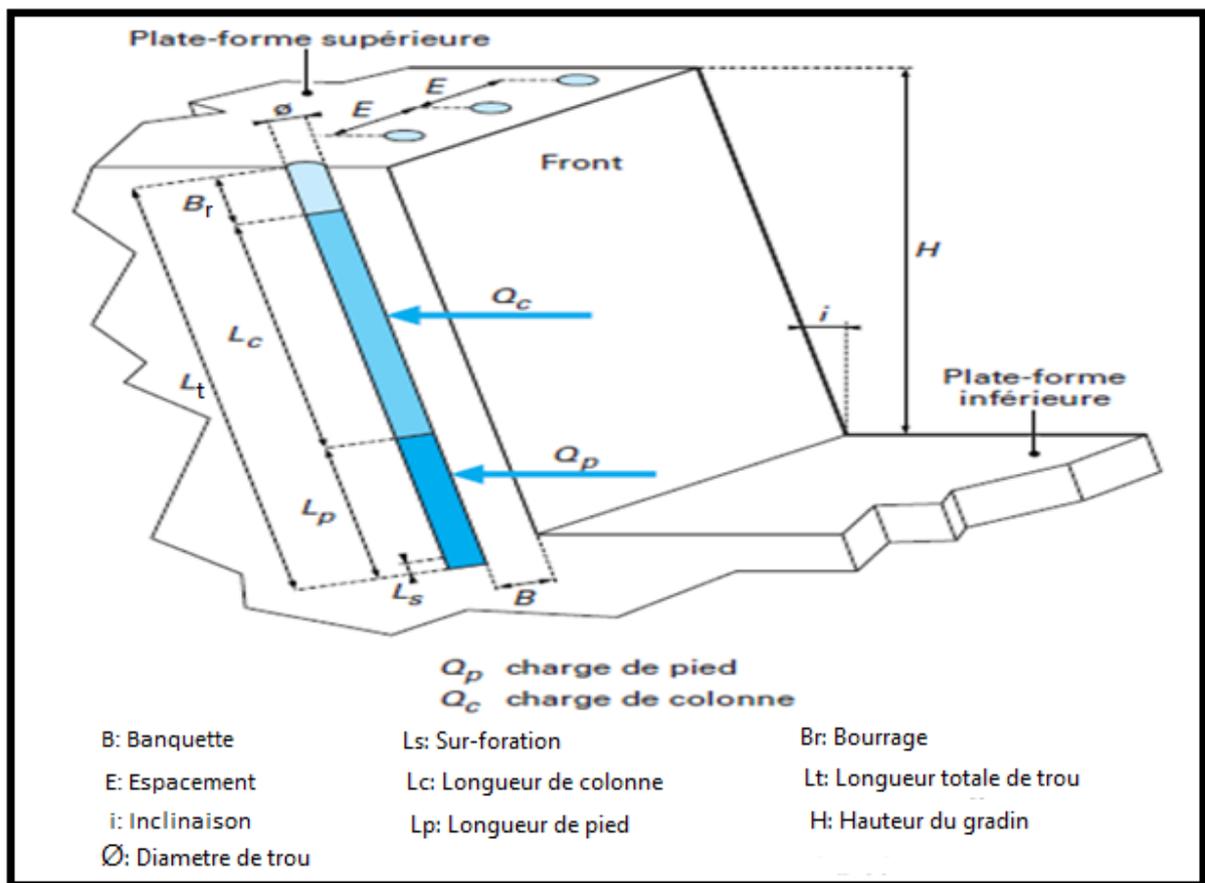


Figure III.22 : Géométrie du tir. [11]

III.2.4. Choix de diamètre de trou et la hauteur de gradin

La figure ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous de mines et la hauteur de front à abattre.

Les taillant de foration existant dans la mine de BOUKHADRA ont des diamètres de $D_{tr} = 165\text{mm}$.

Donc d'après la figure III. On observe que pour un diamètre de trou $D_{tr} = 165\text{mm}$, la hauteur de gradin de 15m appartient à la zone favorable qui fournit les meilleurs résultats économiques.

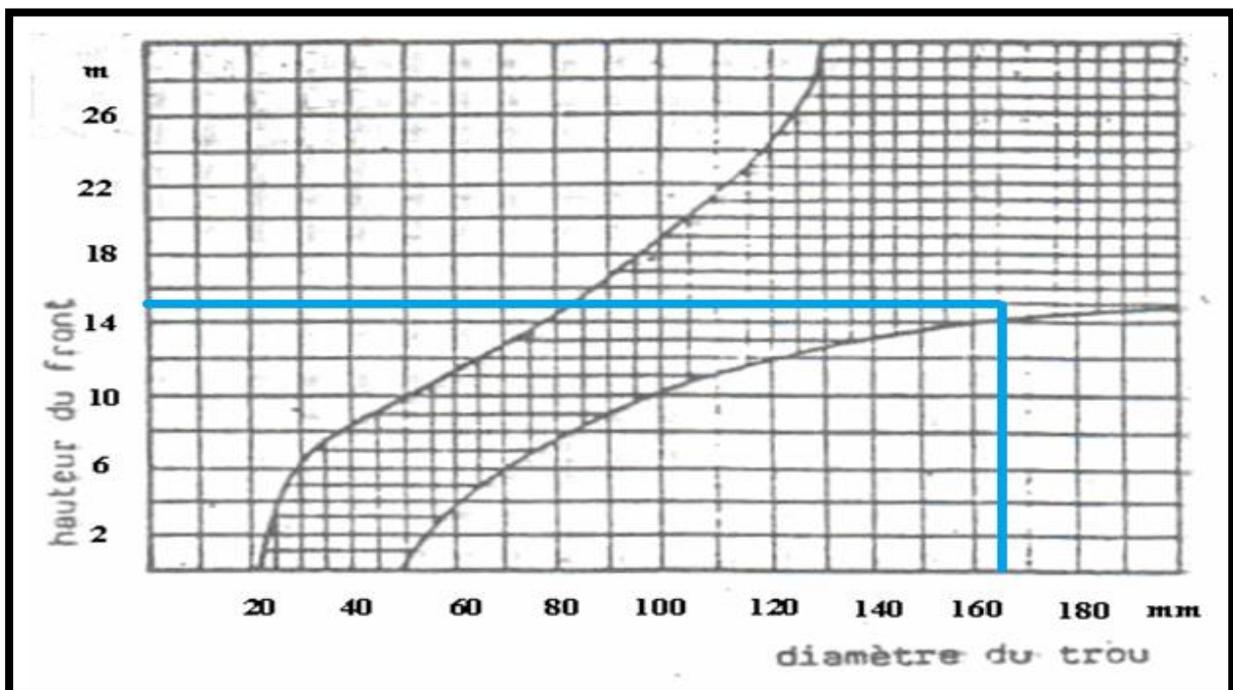


Figure III.23 : détermination de la hauteur de gradin en fonction de diamètre de foration. [12]

III.2.5. Choix de l'explosif

La charge de fond du trou de mines est constituée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale. La partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge de colonne est remplie par de l'explosif moins dense, parfois en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet ; ou bien discontinue, en charge étagée, qui nécessite alors des explosifs en cartouches. [5]

D'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants : [5]

❖ **Marmanite II** : pour la charge de pied avec :

- Diamètre de cartouche de 80 mm ;
- Longueur de cartouche est 50 mm ;
- Poids de cartouche est 2,5 kg ;
- Type de cartouche est : gaine plastique.

❖ **Anfomil** : pour la charge de colonne, en vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

Les caractéristiques de ces explosifs commercialisés en Algérie par l'ONEX sont données dans le **Tableau III.1** suivant :

Tableau III.1 : les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X]. [5]

Désignation commerciale	Marmanite II	Anfomil
Résistance à l'eau	Moyenne	Médiocre
Densité (g/cm ³)	1.05	0.90
Vitesse de détonation [m/s]	4500	2600 ± 100
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	82	78
Puissance C.U.P	1,27	1.15
Energie [kJ/kg]	3987	3803.8
Volume de gaz [L/kg]	868	967
Utilisation	Explosif pour les roches de dureté moyenne.	Explosif pour travaux à ciel ouvert

III.2.6. Les règles de Langefors

III.2.6.1. Détermination de la banquette théorique

Les chercheurs suédois Langefors et Kilhström 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 (ratio espacement sur banquette, diamètre de foration, inclinaison) et du type d'explosifs employés.

La règle dite de Langefors propose une relation linéaire entre la banquette maximale admissible et le diamètre de foration (Langefors, Kihlström, 1963) : [13]

$$B_{th} = \frac{D_{tr}}{34} \times \sqrt{\frac{S \times \rho}{\check{C} \times f \times (E/B)}} ; m$$

Avec :

B_{th} : La banquette théorique, (m) ;

D_{tr} : Diamètre de trou, (m) ;

S : Strength de l'explosif (le coefficient d'énergie) ;

ρ : Densité de chargement (kg/m^3) ;

\check{C} : Constante de roche (kg/m^3) ;

f : Facteur de contrainte ;

(E/B) : Le rapport de maille (l'espacement entre les rangée/la banquette).

La banquette maximale est en général réalisée en pied : c'est ainsi a priori pour la partie inférieure du chargement que l'on calcule la banquette maximale admissible. [13]

a. Le coefficient d'énergie (S)

Le coefficient d'énergie S de la formule de Langefors correspond à l'énergie de la charge de pied (charge de cisaillement + charge de poussée). 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. [20]

La banquette à abattre croît comme la racine carrée de l'énergie (poids d'explosif \times énergie unitaire) développée par le ou les explosifs qui ont été retenus pour la charge de pied. A quantité d'explosif égale, la largeur de la banquette B croît comme la racine carrée du coefficient d'énergie S . [20]

Application :

LANGEFORS définit le coefficient S par : [5]

$$S = \frac{1}{6} \times \left(\frac{5Q_t}{Q_{t_0}} + \frac{V_g}{V_{g_0}} \right)$$

Où :

Q_t : Quantité de chaleur dégagée par un kilogramme l'explosif ;

V_g : Volume de gaz dégagé par un kilogramme l'explosif ;

Q_t , V_g : Sont les valeurs correspondantes à celle de la Marmanite II (utilisé comme charge de pied) ;

Pour un calcul à partir de la formule de Langefors, il convient de prendre comme référence d'explosif le nitrate-fuel. Nous utiliserons le strength de la dynamite, explosif en pied.

$$Q_t = 3987 \text{ kJ/kg};$$

$$V_g = 868 \text{ L/kg};$$

Q_{t_0} , V_{g_0} : Les valeurs correspondantes à celle de la dynamite de référence Gélanit II ;

$$Q_{t_0} = 4807 \text{ kJ/kg};$$

$$V_{g_0} = 808 \text{ L/kg (dans les conditions normales, C.N.T.P.)}.$$

Donc la puissance de la charge de pied du gradin est :

$$S = \frac{1}{6} \times \left(\frac{5 \times 3987}{4807} + \frac{868}{808} \right) = 0.87$$

b. La densité de chargement

La densité de chargement est la densité de l'explosif, à laquelle on peut introduire un facteur correctif dans le cas de l'utilisation de cartouches. Dans le cas d'un chargement à plusieurs types d'explosifs, on se référera au chargement utilisé pour le cisaillement du pied, opération la plus difficile dans l'abattage. Dans notre cas, le chargement du pied est réalisé avec des cartouches de Marmanite II, de diamètre 80mm. [20]

Application :

D'après le **Tableau III.1** :

$$\rho = 1.05 \text{ g/cm}^3$$

C. constante de roche (résistance au tirage)

La résistance au tirage représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, c'est donc la quantité minimale d'explosif pour abattre 1m^3 de roche. Cette valeur est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain. Elle est donnée dans le tableau ci-dessous. [4]

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 :

- 0,35 pour des roches élastiques ;
- 0,40 pour des roches moyennes ;

- 0,45 pour des roches plastiques.

On corrige cette valeur en fonction de l'état de fracturation et de l'indice de continuité de la roche (+0.05).

$$\check{C} = C + 0.05$$

C : valeur de la constante de roche en fonction de la nature de la roche ;

Č: Correction de la résistance au tirage de la roche.

Application

❖ Minerai

$C = 0.35 \text{ kg/m}^3$ (roche élastique)

$$\check{C} = 0.35 + 0.05$$

$$\check{C} = 0.4 \text{ kg/m}^3$$

❖ Stérile

$C = 0.4 \text{ kg/m}^3$ (roches moyennes)

$$\check{C} = 0.4 + 0.05$$

$$\check{C} = 0.45 \text{ kg/m}^3$$

d. Facteur de contrainte f

Au cours du processus d'abattage, l'onde de choc de compression se réfléchit en traction sur la surface libre. Elle induit une fracturation secondaire qui est à l'origine de la fragmentation des roches. Son efficacité est proportionnelle à l'importance de la surface libre offerte. [27]

Tableau III.2 : Le facteur f en fonction de l'angle de l'inclinaison des trous. [27]

L'inclinaison $\beta(^{\circ})$	0	10	20	30
f	1	0.95	0.90	0.85

L'augmentation de l'inclinaison augmente le rendement du travail de fracturation effectué par les ondes de choc. Le facteur de contrainte figure au dénominateur de la formule de Langefors. A charge égale la banquette théorique possible augmente légèrement avec l'inclinaison du gradin. [27]

Application

Une inclinaison qui varie de 10° et 30° donne une meilleure fragmentation. Pour notre cas, on prend $\beta = 10^\circ$ (par rapport à la verticale).

Donc :

$$f = 0.95$$

e. Le rapport de maille (E/B)

E est l'espace entre trous et B la banquette. On exprime ces valeurs en mètres et centimètres généralement arrondis à 5 cm après calcul. [20]

Ce rapport influe sur la granulométrie des produits :

- Pour l'obtention de granulats on recommande : $1 < E/B < 1.3$;
- Pour la production d'enrochement on conseille : $0.8 < E/B < 1$.

Un rapport de maille trop faible nuit à la granulométrie moyenne. Un rapport trop élevé induit un mauvais découpage du front d'abattage et conduit à la formation de bosses en pied de gradin, entre les trous. [20]

Application :

On prend : $E/B = 1.25$;

Tableau III.3 : Les paramètres calculés d'après Langefors.

Les paramètres Langefors	Valeur	
	Minerai	Stérile
Le coefficient d'énergie S	0.87	0.87
La densité de chargement	1.05	1.05
constante de roche \check{C} (kg/m ³)	0.40	0.45
Facteur de contrainte f	0.95	0.95
Le rapport de maille E/B (m)	1.25	1.25

Donc la valeur de la banquette théorique(Bth) :

❖ Minerai

$$Bth = \frac{165}{34} \times \sqrt{\frac{0.87 \times 1.05}{0.4 \times 0.95 \times 1.25}} = 6.72 \text{ m}$$

❖ **Stérile**

$$B_{th} = \frac{165}{34} \times \sqrt{\frac{0.87 \times 1.05}{0.45 \times 0.95 \times 1.25}} = 6.34 \text{ m}$$

III.2.6.2. L'excès de Forage

Elle varie de 0,15 à 0,3 de la longueur de la banquette pratique.

$$L_{ex} = 0.3 \times B_{th} \quad \text{m};$$

Application :❖ **Minerai :**

$$L_{ex} = 0.3 \times 6.72 = 2 \text{ m};$$

❖ **Stérile**

$$L_{ex} = 0.3 \times 6.34 = 1.9 \text{ m};$$

III.2.6.3. La longueur du trou incliné

Elle est donnée par la relation suivante :

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\cos(\beta)} + L_{ex} \quad \text{m};$$

Où :

$\beta = 10^\circ$ (Angle d'inclinaison du trou par rapport à la vertical) ;

Application :❖ **Minerai**

$$L_{tr} = \frac{15}{\cos(10)} + 2 = 17.23 \text{ m.}$$

❖ **Stérile**

$$L_{tr} = \frac{15}{\cos(10)} + 1.9 = 17.13 \text{ m.}$$

III.2.6.4. 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 : [20]

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

Tableau III.4 : Erreur suivant le mode d'implantation de forage. [20]

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

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

- Les déviations de forage : D'une manière générale on admet que les déviations en foration doivent être inférieures à 3 %.

Déviations de forage (Minerai) = $0.03 \times L_{tr} = 0.03 \times 17.23 = 0.52\text{m}$.

Déviations de forage (Stérile) = $0.03 \times 17.13 = 0.51\text{ m}$.

Application :

❖ **Minerai**

$$B = 6.72 - (0.05 + 0.52) = 6.15\text{ m}.$$

❖ **Stérile**

$$B = 6.34 - (0.05 + 0.51) = 5.78\text{ m}.$$

III.2.6.5. L'espacement (E)

Langefors conseille de prendre une distance entre les trous de même rangée donnée par la relation suivante : $E = 1,25 \times B$; m

Application :

❖ **Minerai**

$$E = 1,25 \times 6.15 = 7.69\text{m}$$

❖ **Stérile**

$$E = 1,25 \times 5,78 = 7,22 \text{ m}$$

III.2.6.6. Le bourrage final

$$B_f = B \quad ; \text{ m}$$

B_f : La hauteur de bourrage final, m ;

❖ **Minerai**

$$B_f = B = 6,15 \text{ m}$$

❖ **Stérile**

$$B_f = B = 5,78 \text{ m}$$

III.2.5.7. 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 de la banquette pratique (B) et les différentes charges linéaires. [20]

III.2.6.8. La charge linéaire (L_f)

C'est la quantité d'explosif par un mètre linéaire de trou. Pour les explosifs livrés en vrac, cette quantité se calcule en multipliant le volume d'un mètre de trou par la densité du produit.

Pour les produits livrés en cartouches, on calcule le nombre de cartouches ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trous. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche. [20]

❖ **Coefficient de tassement à appliquer**

- 1,06 à 1,08 : Explosif à faible consistance (gel, émulsion) ;
- 1,04 à 1,06 : Explosif à consistance moyenne (Dynamite Gomme) ;
- 1,02 à 1,04 : Explosif à consistance dure (Explosifs pulvérulents ou nitrates).

La banquette du front à abattre croît comme la racine carrée du produit $S \times L_f$.

Comme pour le coefficient d'énergie S, l'utilisation d'explosif de nature différente dans la charge de pied nécessite une pondération des charges linéaires afin d'obtenir un L_f moyen. [27]

Application

➤ La charge linière de Marmanite (LfMAR)

On calcule le nombre de cartouche ou fraction de cartouche qui occupe un mètre de longueur de trou. On y applique un coefficient de tassement différent en fonction de la nature de l'explosif et on multiplie le résultat par le poids unitaire d'une cartouche. [24]

Tableau III.5 : Dimensions et conditionnement de Marmanite. [24]

Diamètre (mm)	30	50	65	80
Longueur (mm)	135	610	750	500
Poids (g)	100	1250	2500	2500

Il est difficile de connaître précisément la longueur des cartouches au millimètre près, elle dépend du mode d'encartouchage, enveloppe plastique avec clips ou encartouchage. Il est prudent de vérifier la charge linière théorique en effectuant un contrôle in situ. [24]

La plupart des logiciels de tir calculent la charge linière en utilisant le diamètre de la cartouche une densité apparente qui tient compte du mode d'encartouchage. [24]

Pour plus de précision on calcule la charge avec le diamètre de la cartouche (80mm) et une densité $1.05 \text{ (g/cm}^3\text{)}$.

$$\text{LfMAR} = [(Dc^2 \times \pi)/4] \times dch \times Kt$$

Où :

Dc : Diamètre de la cartouche de l'explosif ;

dch : Densité de chargement de Marmanite II, $dch = 1.05 \text{ g/cm}^3 = 1050 \text{ kg/m}^3$

Kt : Coefficient de tassement d'explosif. $kt = 1.04$;

Donc :

$$\text{LfMAR} = [(0.08^2 \times 3.14)/4] \times 1050 \times 1.04 = 5.49 \text{ Kg/m}$$

➤ La charge linière de l'Anfomil (LfAnfo)

L'Anfomil est un explosif livré en vrac donc on calcule LfAnfo par la méthode suivante :

Volume d'un mètre de trou \times la densité de produit

$$\text{Lf} = [(Dtr^2 \times \pi)/4] \times dch$$

dch : Densité de chargement d'Anfomil, $dch = 0.9 \text{ g/cm}^3 = 900 \text{ kg/m}^3$

$$\text{LfAnfo} = [(0.165^2 \times 3.14)/4] \times 900 = 19.23 \text{ Kg/m}$$

a. Charge de pied

$$Q \text{ charge (pied)} = Q \text{ cisaillement (pied)} + Q \text{ poussée (pied)}$$

1. Charge de cisaillement

$$Q \text{ cisaillement} = 0,6 \times B \times L f(\text{MAR}) \quad ; \text{Kg}$$

❖ Minerai

$$Q \text{ cisaillement} = 0,6 \times 6.15 \times 5.49 = 20.26 \text{ Kg}$$

- Nombre de cartouches = $\frac{20.26}{2.5} = 8.1 \approx 8$ cartouches.
- La hauteur de la charge de cisaillement avec 8 cartouches :

$$L_p = \frac{(8 \times 0.5)}{1.04} = 3.85 \text{ m}$$

L_p : La hauteur de charge de pied.

❖ Stérile

$$Q \text{ cisaillement} = 0,6 \times 5.78 \times 5.49 = 19.04 \text{ Kg}$$

- Nombre de cartouches = $\frac{19.04}{2.5} = 7.62 \approx 8$ cartouches.
- La hauteur de la charge de cisaillement avec 8 cartouches :

$$L_p = \frac{(8 \times 0.5)}{1.04} = 3.85 \text{ m}$$

2. Charge de poussée

$$Q \text{ poussée} = 0,7 \times B \times L f(\text{Anfo}) \quad ; \text{Kg}$$

❖ Minerai

$$Q \text{ poussée} = 0,7 \times 6.15 \times 19.23 = 82.78 \text{ Kg}$$

- Nombre de sac = $\frac{82.78}{25} = 3.31$ sac
- La hauteur de la charge de poussée avec 3.31 sacs de 25 Kg = $\frac{82.78}{19.23} = 4.3$ m

❖ Stérile

$$Q \text{ poussée} = 0,7 \times 5.78 \times 19.23 = 77.80 \text{ Kg}$$

- Nombre de sac = $\frac{77.80}{25} = 3.11$ sac.
- La hauteur de la charge de poussée avec 3.11 sacs de 25 Kg = $\frac{77.80}{19.23} = 4.05$ m.

Vérification :

La hauteur de la charge de pied avec 8 cartouches de Marmanite II et 3.42 sacs d'Anfomil (pour le minéral) ; et 8 cartouches de Marmanite II et 3.11 sacs d'Anfomil (pour le stérile).

❖ Minéral

$$L_p = 3.85 + 4.3 = 8.15 \text{ m ;}$$

$$\text{La hauteur théorique} = 1.3 \times 6.15 = 8 \text{ m.}$$

❖ Stérile

$$L_p = 3.85 + 4.05 = 7.9 \text{ m}$$

$$\text{La hauteur théorique} = 1.3 \times 5.97 = 7.51 \text{ m.}$$

b. Charge 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 : [20]

- 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. [20]

La charge de colonne se calcule en fonction d'un coefficient de remplissage (kre). C'est le rapport entre la longueur totale occupée par l'explosif rapporté à la longueur totale de la charge (explosif et bourrages intermédiaires). [20]

Lors de l'élaboration de la formule Langefors, les mineurs ne disposaient pas d'explosifs en vrac. La dynamite était largement utilisée. Le coefficient de remplissage (kre) était unique et égal à 0,38. (Coefficient défini par Langefors). [20]

L'apparition de nouveaux produits a obligé les professionnels à utiliser des coefficients de remplissage adaptés aux explosifs plus récents au fur et à mesure de leur apparition sur le marché. [20]

Tableau III.6 : Coefficient de remplissage suivant la nature d'explosif. [20]

Coefficient de remplissage	
Dynamite	0,38 à 0,45
Nitrates	0,40 à 0,60
Gel et Emulsions	0,50 à 0,70
Nitrate fioul	0,60 à 1,00

Dans la charge de colonne au niveau de la mine de BOUKHADRA on utilise L'Anfomil ; c'est un explosif en vrac donc pour calculer la charge de colonne on utilise la formule suivant :

$$Q \text{ colonne} = Lc \times Kre \times Lf$$

Où :

Lc : La hauteur de charge de colonne.

$$Kre = 1$$

$$Lc = Ltr - (Lp + Bf)$$

Application :

❖ **Minerai**

$$Lc = Ltr - (Bf + Lp) = 17.23 - (8 + 6.15) = 3.08 \text{ m}$$

$$Q \text{ colonne} = Lc \times Kre \times Lf = 3.08 \times 1 \times 19.23 = 59.23 \text{ kg}$$

Quantité d'Anfomil par un trou = $82.78 + 59.23 = 142 \text{ Kg} \approx 5.68 \text{ sacs}$;

❖ **Stérile**

$$Lc = Ltr - (Bf + Lp) = 17.13 - (5.78 + 7.5) = 3.85 \text{ m}$$

$$Q \text{ colonne} = Lc \times Kre \times Lf = 3.85 \times 1 \times 19.23 = 74.03 \text{ kg}$$

Quantité d'Anfomil par un trou = $77.8 + 74.03 = 151.83 \text{ Kg} \approx 5.67 \text{ sacs}$;

III.2.6.9. Quantité totale d'explosif par un trou

$$Q_{\text{trou}} = Q(\text{pied}) + Q(\text{colonne})$$

❖ **Minerai**

$$Q_{\text{trou}} = 105.61 + 52.30 = 162.01 \text{ Kg.}$$

❖ Stérile

$$Q_{\text{trou}} = 97.8 + 74.03 = 171.83 \text{ Kg.}$$

III.2.6.10. Volume de roche abattue par trou

$$V_t = E \times B \times H_g ; \text{ m}^3$$

❖ Minerai

$$V_t = 7.69 \times 6.15 \times 15 = 709.4 \text{ m}^3.$$

❖ Stérile

$$V_t = 7.22 \times 5.78 \times 15 = 625.97 \text{ m}^3.$$

III.2.6.11. La consommation spécifique

$$q_s = \frac{\text{Quantité totale d'explosif par un trou}}{\text{Volume de roche abattue par trou}} = \frac{Q_{\text{trou}}}{V_t} ; \text{ Kg/m}^3$$

❖ Minerai

$$q_s = \frac{162.01}{709.4} = 0.23 \text{ Kg/m}^3.$$

❖ Stérile

$$q_s = \frac{171.83}{625.07} = 0.27 \text{ Kg/m}^3$$

III.2.6.12. Nombre de trous forés

$$N_{\text{tr}} = \frac{L_{\text{bl}}}{E} ; \text{ trous}$$

Où :

L_{bl} : La longueur du bloc, m.

$$L_{\text{bl}} = \frac{V_{\text{bl}}}{H_g \times A} ; \text{ m}$$

A : La largeur d'enlevure, $A = B$, m ;

Où :

➤ V_{bl} : Volume du bloc à abattre :

$$V_{\text{bl}} = \frac{P_{\text{an}}}{(N_t \cdot N_s \cdot \delta)} ; \text{ m}^3$$

Où :

- P_{an} : Productivité annuelle de la carrière ;
- N_t : Nombre de tirs par semaine ;
- N_s : Nombre de semaines ouvrable s par an ; $N_s=52$ s/an ;
- δ : La masse volumique de la roche t/m^3 .

❖ **Minerai**

$$P_{an} = 539000t/an$$

$$N_t = 1$$

$$\delta = 2.7 t/m^3$$

$$V_{bl} = \frac{539000}{1 \times 52 \times 2.7} = 3839 m^3$$

Donc :

$$L_{bl} = \frac{3839}{15 \times 6.15} = 41.62 m$$

Où :

$$N_{tr} = \frac{41.62}{7.69} = 5.41 \approx 6 \text{ trous}$$

❖ **Stérile**

$$L_{bl} = \frac{V_{bl}}{H_g \times A} ; m$$

$$V_{bl} = \frac{4348000}{2 \times 52 \times 2.6} = 16079.88 m^3$$

Donc :

$$L_{bl} = \frac{16079.88}{15 \times 5.78} = 185.46 m$$

$$N_{tr} = \frac{185.46}{7.22} = 25.69 \approx 26 \text{ trous}$$

Tableau III.7 : Comparaison des résultats calculé par la méthode de Langefors et celle utilisée dans la mine de BOUKHADRA.

paramètres	Calculés par la théorie de Langefors		utilisées dans la mine de BOUKHADRA	
	Minerai	Stérile	Minerai	Stérile
Diamètre de trou (mm)	165	165	165	165
Hauteur de gradin (m)	15	15	7.5	7.5
Longueur du trou à forée (m)	17.23	17.13	9.18	9.18
Banquette (m)	6.15	5.78	5	4.5
Espacement (m)	7.69	7.22	6	5.5
Sous-forage (m)	2	1.9	1.65	1.65
Longueur de bourrage (m)	6.15	5.78	4.5	4
Quantité de Marmanite II par un trou (Kg)	20	20	10	12.5
Quantité d'Anfomil par un trou (Kg)	142	151.83	50	50
Quantité totale d'explosif par un trou (Kg)	162	171.83	60	62.5
Volume de roche abattue par trou (m ³)	709.4	625.97	225	185.63
La consommation spécifique (Kg/m ³)	0.23	0.27	0.25	0.3
Nombre de trous	7	26	7	18
Angle d'inclinaison de trou (degré (°))	10	10	5	5

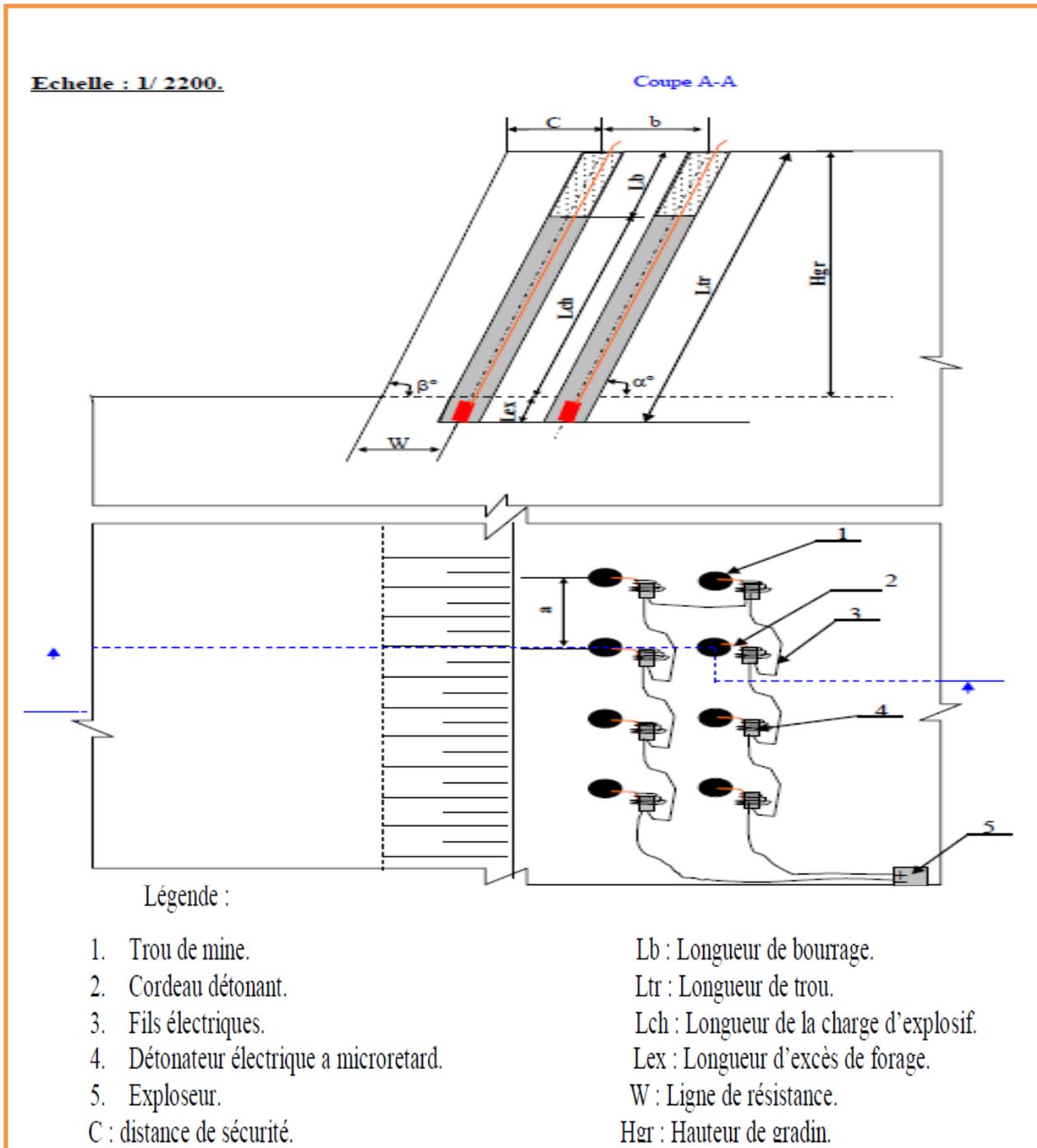


Figure III.24 : Schéma de Plan de tir

On remarque qu'il y a une grande différence entre les paramètres utilisés dans la mine de BOUKHADRA et les paramètres calculés par la théorie de Langefors ; une très importante incertitude entre les deux paramètres qui nous fait poser la question : Pourquoi cette remarquable différence ?

Dans notre période de stage on remarque que le tas abattus dans la mine de BOUKHADRA a une meilleure fragmentation de dimension des fragments qui ne dépasse pas 20 cm.

Alors le concasseur utiliser à cylindre d'une grand dimension soit alimente par des petites dimensions, ce qui fais que il ne travaille pas à sa plein charge .automatiquement la productivité de la mine n'est pas meilleur en utilisent pas les moyens disponible à leurs vrais rendement, ce qui va engendrait dans un temps réel la ruine de la mines.

Donc le plan de tir de BOUKHADRA n'est pas adapté aux conditions, il n'est pas bien déterminer.

III.2.7. Interprétation

Le plan de tir obtenu par la méthode de Langefors peut être considéré comme optimal, en effet il comporte des corrections de déviation et d'implantation (54 cm au total). Cela sous-entend que le matériel est bien adapté au travail à réaliser et que les opérations de forage et minage sont effectuées avec soin.

On observe aussi d'après le tableau ci-dessus que les résultats obtenus par la méthode de Langefors, dont l'avantage de cette méthode est que le volume abattus par un trou est plus grand que celui abattu actuellement par la mine de BOUKHADRA et même-ci la consommation spécifique obtenu est inférieur à celle de la mine, qui signifie qu'un cout minimal.

Pour qui concerne la surface de la maille, elle va s'augmente avec l'augmentation de la banquette et de l'épaisseur.

La comparaison des paramètres du plan de tir appliqué par les ingénieurs de BOUKHADRA et celles calculé de notre part dans le but d'améliorer le degré de fragmentation et de diminuer le taux des hors gabarits relève que concernant les dimensions de la maille.

Afin d'optimiser le tir on peut citer quelques paramètres permet de maximiser le taux de fragmentation des roches sont les suivant :

- Les dimensions de la maille ;
- La longueur du trou ;
- L'inclinaison du trou ;

- La charge discontinue (bourrage intermédiaire) ;
- La qualité de forage ;

III.2.7.1. Dimensions de la maille

Lors du tir dans un bloc fissure, les discontinuités limitent la propagation ultérieure des ondes élastiques avec des fréquences élevées grâce à une absorption d'énergie. Donc la fissuration influe directement sur la qualité ou le degré de la fragmentation du fait de présence de grandes fissures tectoniques mène à de considérable perte d'énergie du tir dégradant ainsi la fragmentation. Pour cette raison, il est souhaitable de rapprocher le réseau des trous de la maille dans les roches fissurées.

Leur mauvais calcul provoque des blocs hors gabarits, par exemple la distance doit être la même entre tous les trous

D'après les calculs des dimensions de la maille doivent être :

- La distance entre deux ranges b est (pour le minerai $b=6.15m$, pour le stérile $b=5.76m$).
- La banquette pratique B est (pour le minerai $B=6.15m$, pour le stérile $B=5.76m$).
- L'espacement entre les trous de foration (pour le minerai $E=7.69m$, pour le stérile $E=7.22m$).

Selon le plan de tir adopté par la mine de BOUKHADRA, les dimensions de la maille ne sont pas respectés, selon notre calculs il faut régulariser la maille sur une rangé de trou pour le minerai et deux rangés pour le stérile et de forme rectangulaire pour optimiser le rendement.

III.2.7.2. La longueur du trou

Celle-ci est fixée par la hauteur du front de taille, néanmoins des considérations techniques, économiques et de sécurité.

D'après la formule suivante : $(L_{tr} = \frac{H_g}{\cos(\beta)} + L_{ex})$. On constate clairement la dépendance qui existe entre la hauteur de gradin et la longueur du trou d'une part, et de l'angle de trou et sa longueur.

La hauteur du gradin au niveau de la mine est de 7.5 m, et avec un diamètre de 165mm, il y a une grande perte d'énergie, et d'après la figure III.23, le choix judicieux de la hauteur du gradin est de 15m.

III.2.7.3. L'inclinaison de trou

Dans la mine de BOUKHADRA les trous sont inclinés de 5° par rapport à la verticale, mais par contre, après l'optimisation l'inclinaison du trou devient 10°, celle-ci améliore la qualité de fragmentation des roches, et fait une bonne formation de pied de gradin après chaque tir sans causer une haute sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus des travaux de forage et de tir.

L'abattage par des trous inclinés de 10° améliore la sécurité de travail tout en assurant des résultats stables et désirables en réduisant les fissures à l'arrière de la banquette.

III.2.7.4. Répartition de la charge

La charge de fond de trou de mines est chargée par un explosif dense (Marmanite II) formant ainsi la charge principale, et la partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge en colonne est chargée par un explosif moins dense ou en vrac (Anfomil) avec l'absence d'eau.

La consommation spécifique est un paramètre primordial pour l'exploitation à l'explosif, selon le plan de tir de la mine est de (0.25 Kg/m³ pour le minerai et 0.3Kg/m³), mais par contre, on remarque une diminution de cette charge pour le plan optimisé (0.23 Kg/m³ pour le minerai et 0.27Kg/m³) ; c'est un point très important de côté économique.

La présence de fracture ou faille obligera l'exploitant à n'utiliser que de l'explosif encartouché car un explosif en vrac est susceptible de se diffuser dans le massif rocheux. Ce qui risque de créer des discontinuités difficile à amorcer.

III.2.7.5. Proposition d'une charge discontinue

Suivant les expériences dans les différentes carrières (mines), ils s'avèrent qu'avec l'utilisation de la charge discontinue dans les trous le taux de hors gabarits diminue de 60% à 35% du volume de tiré, de plus l'obtention d'un abattage sélectif, d'évités les pertes d'énergie et enfin d'évités la surconsommation d'explosif (voir la figure III.20-c).

III.2.7.6. La qualité de forage

Il arrive que la direction réelle des trous ne corresponde pas à ce que l'on recherche. En Pied de front, les écarts peuvent atteindre 15 à 20% de l'épaisseur de la tranche, vers l'avant ou l'arrière du front. Lorsque les trous sont déviés vers l'avant du front, il peut produire des projections horizontales, mais par contre déviés vers l'arrière, se produise un pied de gradin qui dysfonctionne le processus de forage et de tir (voir **Figure III.9**).

Remarque :

On ne peut pas juger si notre plan de tir va améliorer la fragmentation et optimiser le tir, il faut faire des essais pour voir si notre résultat correspond à la réalité ou non, ce qu'on appelle l'argumentation des choix paramétriques.

Conclusion

L'élimination des blocs hors gabarits et de pied de gradin dans les mines et les carrières à ciel ouvert nécessite toujours des améliorations quel que soit les méthodes d'abattage utilisées, pour avoir agir positivement sur la qualité de fragmentation.

Le plan de tir de Langefors semble qu'il est plus manipulables et donne des résultats satisfaisants, car il tient compte de plusieurs facteurs clés et il traduit correctement le sens de variation de ces derniers, aussi il livre un ordre de grandeur acceptable pour la détermination de la maille. Cependant il nécessite une caractérisation in-situ du massif rocheux pour déterminer la valeur convenable de la résistance au tirage (RT) dont la plupart du temps est inconnue à priori.

Pour remédier à ces différents problèmes, nous avons procédé à l'étude des principaux facteurs influe sur la qualité de la fragmentation des roches.

Par ailleurs, il nous a permis de faire la comparaison par la mise en évidence des avantages du plan de tir calculé par rapport à celui déjà appliqué par l'entreprise et par conséquent de choisir une variante optimale qui pourra apporter des améliorations.

Chapitre IV : Chargement et transport

Introduction

Le fonctionnement de la mine est conçue et organisée autour des engins choisis pour le chargement des matériaux .de leur choix dépend pratiquement celui des autres matériels et leur mise en œuvre.

La reprise des matériaux abattus, après tir, pour le chargement des camions ou tombereaux, ou bien l'alimentation directe du poste de concassage va permettre d'apprécier le résultat du tir.

IV.1. Le chargement

IV.1.1. Généralité

Dans les mines à ciel ouvert modernes, le chargement s'effectue le plus souvent au moyen de pelles à câbles, de pelles hydrauliques. En fosse, les engins de chargement sont utilisés ensemble avec des camions qu'ils peuvent remplir du contenu de trois à cinq godets.

Divers autres facteurs entrent cependant en ligne de compte dans le choix de ces engins. Pour le chargement de blocs anguleux ou en terrain humide, les pelles sur chenilles sont préférables. Par contre, les chargeuses sur pneus, d'un coût bien moindre conviennent pour le chargement de matériaux de plus faible calibre et faciles à extraire. Ces chargeuses sont très maniables et particulièrement bien adaptées aux opérations exigeant des déplacements rapides et aux opérations de mélange de matériaux. Elles sont souvent utilisées pour reprendre les produits apportés par camions à proximité des concasseurs, les transporter et les déverser dans ces derniers. [5]

IV.1.2. Le rendement de la chargeuse

Le rendement d'une chargeuse est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps. Il dépend des facteurs suivants : [5]

- Capacité du godet ;
- Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée ;
- Granulométrie des roches chargées ;
- Schéma technologique du travail de la chargeuse ;
- Type d'engin de transport et sa capacité de charge ;
- La forme et les dimensions du chantier (la plate-forme de travail) ;
- L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier.

IV.1.3. Description des engins de chargement au niveau de la mine

Au niveau de la mine de BOUKHADRA, les engins utilisés pour les travaux d'abattage et de chargement des roches préalablement abattus par travaux de forage et de tir sont les pelles et les chargeuses. La mine de BOUKHADRA possède une chargeuse CATERPILLAR et une pelle hydraulique KOMATSU. Les différentes caractéristiques techniques de la chargeuse sont récapitulées dans le tableau ci-dessus :

Tableau IV.1 : Caractéristiques techniques de la chargeuse CATERPILLAR. [1]

Machine : (type/marque)	Poids/Dimension
Marque : CATERPILAR	Longueur : 10340 mm
N° de série : 50W 10598	Largeur : 3645 mm
TYPE : 988 B	Hauteur : 4126 mm
Puissance : 375 CV	Poids : 40180 kg
Moteur (marque) : CATERPILAR	Débit capacité : 5.3 m ³
N° de série du moteur : 48W 31472	Arrangement : 2w988
Transmission : série : 1JE03083	Arrangement : 9w0782
Convertisseur : 6V17203	

IV.1.4. Calcul de productivité de la chargeuse

IV.1.4.1. Détermination du temps de cycle de la chargeuse

Le temps de cycle de la chargeuse CATERPILLAR a été calculé par un chronomètre durant la période de stage, voir le **tableau IV.2**.

Tableau IV.2 : Chronométrages du temps de cycle de chargeuse **CATERPILAR**.

Cycle	Temps de chargement (s)	Temps de parcours (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de retour (s)	Temps de Totale (s)
1	15	9	7	8	39
2	17	8	7	8	40
3	15	8	8	10	41
4	22	9	8	10	49
5	16	9	12	9	46
Moyen	17	8,6	8,4	9	

Le temps de cycle moyen T_c de la chargeuse **CATERPILAR** :

$$T_{cm} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n t_c \quad ; s$$

Donc :

$$T_{cm} = \frac{1}{5} \sum_{i=1}^5 (39 + 40 + 41 + 49 + 46)$$

$$T_{cm} = 43 \text{ s}$$

La durée d'un cycle de la chargeuse CATERPILLAR en secondes est $T_c=43s$.

IV.1.4.2. Calcul de rendement de la chargeuse

➤ Calcul de rendement théorique (Q_{th})

$$Q_{th} = \frac{3600 \times E}{T_c} \quad ; m^3/h$$

Où :

E : Capacité du godet ; $E=5.3 \text{ m}^3$.

T_c : La durée d'un cycle de la chargeuse en secondes ; $T_c=43s$.

Donc :

$$Q_{th} = \frac{3600 \times 5.3}{43}$$

$$Q_{th} = 443.72 \text{ m}^3 /h.$$

➤ Calcul de rendement d'exploitation par poste ($Q_{exp/p}$)

C'est le rendement théorique corrigé par des facteurs dépendant de la nature du travail.

Pour calculer le rendement technique de la chargeuse, on utilise la formule suivante :

$$Q_{exp/p} = \frac{3600 \times E \times K_r \times K_u \times \gamma \times T_p}{T_c \times K_f} \quad ; t/p$$

Où :

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse pendant un poste ($K_u=0.8$) ;

γ : Masse volumique du minerai, $\gamma = 2.7t/m^3$;

Kr : Coefficient de remplissage du godet, $K_r = 1$;

Kf : Coefficient de foisonnement, $K_f = 1.4$;

TP : Durée d'un poste de travail de la chargeuse, $T_p = 8h$;

Donc :

$$Q_{\text{exp/p}} = \frac{3600 \times 5.3 \times 1 \times 0.8 \times 2.7 \times 8}{43 \times 1.4}$$

$$Q_{\text{exp/p}} = 5476.78 \text{ t/p}$$

➤ **Calcul de rendement d'exploitation journalier ($Q_{\text{exp/j}}$)**

$$Q_{\text{exp/j}} = Q_{\text{exp/p}} \times N_p \quad ; \text{t/j}$$

N_p : Nombre de poste de travail de la chargeuse par jour, 2poste ;

$$Q_{\text{exp/j}} = 5476.78 \times 2$$

$$Q_{\text{exp/j}} = 10953.56 \text{ t/j}$$

➤ **Calcul de rendement d'exploitation annuel ($Q_{\text{exp/an}}$)**

$$Q_{\text{exp/an}} = Q_{\text{exp/j}} \times N_j \quad ; \text{t/an}$$

N_j : Nombre de jour ouvrable par an de la chargeuse, $N_j = 250 \text{ j/an}$

$$Q_{\text{exp/an}} = 10953.56 \times 250 = 2738390 \text{ t/an}$$

IV.2.4.3. Calcul de nombre de chargeuse nécessaire (N_{ch})

Le nombre de chargeuse et de pelle nécessaire pour réaliser le chargement des roches abattus est déterminé par la formule suivante :

$$N_{\text{ch}} = \frac{P_{\text{an}} \times K_{\text{res}}}{Q_{\text{exp/an}}}$$

Où :

$Q_{\text{exp/an}}$: Rendement annuelle de la chargeuse ;

P_{an} : Production annuelle de la mine en minerai $P_{\text{an}} = 539000 \text{ t/an}$;

K_{res} : Coefficient des réserves ; $K_{\text{res}} = [1.1 \div 1.2]$, on prend $K_{\text{res}} = 1.2$.

Donc :

$$N_{ch} = \frac{539000 \times 1.2}{2793157.8} = 0.23 \approx 1 \text{ chargeuse}$$

La mine à ciel ouvert de BOUKHADRA n'a besoin que d'une seule chargeuse.

IV.2.Transport

IV.2.1. Généralités

Un des processus principaux dans les mines à ciel ouvert est le transport des minéraux utiles et des roches stériles, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30-70%. [8]

Le transport à ciel ouvert prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terril...etc. Le but principal du transport de carrière est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception des usines de traitement pour les minéraux utiles. [8]

Le but principal du transport de la mine de BOUKHADRA est le déplacement des roches stériles (calcaire, marne...) à la mise à terril et de minerai (fer) à la trémie de concasseur en suite déplacé par une bande transporteuse (1Km) à une station de chemin de fer puis transporté vers l'usine de traitement El-Hadjar de Annaba . [8]

Dans les carrières ou mines à ciel ouvert contemporaines, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières. La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte. La simplicité des constructions des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport. [8]

IV.2.2. Exigences du transport

Afin de réaliser une exploitation dans les règles de l'art les exigences du transport doivent être en accord avec : [5]

- Distances minimales de transport ;
- Temps morts réduits et rendement maximal des engins de chargement ;

- Paramètres des moyens du transport doivent correspondre à ceux des engins de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées ;
- Sécurité du travail ;
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

IV.2.3. Etat actuel des travaux de transport au niveau de la mine

Le mode de transport choisis et utilisé dans la mine DE BOUKHADRA et le transport par camions. Les camions utilisés sont de marque CATERPILLAR, ils sont alimentent la station de concassage et ils utilisés pour la mises à terril de stérile.

Ces camions ont été choisis en fonction de la productivité de la carrière, des caractéristiques des charges à transporter, du type des engins de chargement et de la distance de transport.

La mine de BOUKHADRA possède 2 camions dont les caractéristiques techniques sont représentées dans le **Tableau IV.3**.

Tableau IV.3 : Caractéristiques techniques du camion **CATERPILLAR 775F**.

Machine type / marque	Poids / dimension
Marque : CATERPILLAR	Longueur : 1033cm
N° de série : DLS 00719	Largeur : 5430 cm
TYPE : 775 F	Hauteur : 446 cm
puissance : 740 cv	Poids du camion à vide : 45620 kg
Moteur (marque) : CATERPILLAR	Capacité de la benne: 42 m ³
N° de série du moteur : LJX00548	Débit capacité : 60 t
Transmission : série : NJE01599	Hauteur de chargement : 3.94 m
Convertisseur : T3K00932	Rayon de braquage maximal : 23.5 m
Vitesse de traction : 61.3 Km/m	

IV.2.4. Calcul de la productivité des camions

IV.2.4.1. Détermination du temps de cycle des camions

La durée de cycle du camion est déterminée par la formule suivant :

$$T_c = t_{ch} + t_{par} + t_{déc} + t_{ret} + t_{at} \quad ; \text{min}$$

Où :

Tch : Temps de chargement du camion ;

tpar : Temps de parcour en charge du camion vers le concasseur ;

tdéc : Temps de déchargement du camion ;

tret : Temps de retour du camion à vide vers le lieu du chargement ;

tat : Temps d'attente du camion.

Tableau IV.4 : Chronométrages du temps de cycle du camion CATERPILLAR 775F.

Cycle	Temps de chargement (min)	Temps de parcours (min)	Temps de déchargement (min)	Temps de retour (min)	Temps d'attente (min)	Total (min)
1	3.7	9.3	0.91	8.5	0.79	23.2
2	3.53	8.93	1.06	8.2	0.83	22.55
3	3.58	9.08	0.96	8.45	0.89	22.96
4	2.63	8	1.21	8.71	0.96	21.51
5	3.26	10.03	0.95	8.96	0.79	23.99
Moyen	3.34	9.1	1.02	8.56	0.85	22.9

$$T_c = \sum_{i=1}^n T_{cm}$$

$$T_c = \sum_{i=1}^5 (3.34 + 9.1 + 1.02 + 8.56 + 0.85) = 22.9 \text{ min}$$

Donc :

$$TC = 22.9 \text{ min} = 1374 \text{ s.}$$

IV.2.4.2. Calcul de rendement du camion

➤ Calcul de rendement théorique (Rth)

$$R_{th} = \frac{3600 \times Q_c \times T_p}{T_c} \quad ; t/\text{poste}$$

Où :

Qc: Capacité de la benne du camion, $Q_c = 60t$;

Tp : Durée d'un poste de travail, $T_p = 8h$;

Tc : Temps de cycle du camion, Tc = 1374s.

$$R_{th} = \frac{3600 \times 60 \times 8}{1374} = 1257.64 \text{ t/poste}$$

➤ **Calcul de rendement d'exploitation postière Rexp/p**

$$R_{exp/p} = \frac{3600 \times Q_c \times T_p \times K_{uc} \times k_u}{T_c \times K_f}$$

Où :

Kuc : Coefficient d'utilisation de la capacité de la charge de la benne du camion, Kuc = 0.9 ;

Ku : Coefficient d'utilisation de camion durant un poste de travail, Ku = 0.8 ;

Kf : coefficient de foisonnement, Kf = 1.4.

$$R_{exp/p} = \frac{3600 \times 60 \times 8 \times 0.9 \times 0.8}{1374 \times 1.4} = 646.79 \text{ t/post}$$

➤ **Calcul de rendement d'exploitation journalier Rexp/j**

$$R_{exp/j} = R_{exp/p} \times N_p \quad ; \text{t/j}$$

Où :

Np: Nombre de poste, ; Np = 2 poste

Donc:

$$R_{exp/j} = 646.79 \times 2 = 1293.58 \text{ t/j}$$

➤ **Calcul de rendement d'exploitation annuelle Rexp/an**

$$R_{exp/an} = R_{exp/j} \times N_{jo} \quad ; \text{t/an}$$

Où :

Njo: Nombre de jour ouvrables par an, Njo = 250j ;

Donc :

$$R_{exp/an} = 1293.58 \times 250 = 323395 \text{ t/an}$$

IV.2.4.3. Calcul de nombre de camion nécessaires

Le nombre des camions nécessaire pour la mine de BOUKHADRA à ciel ouvert est déterminé par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_p \times T_c \times K_{irr}}{60 \times Q_c \times T_p \times K_u} \quad ; \text{camion}$$

Où :

Pp : Production de la mine par poste ; sachant qu'on a 250 jours ouvrables et 2 poste par jour.

$$P_p = \frac{539000}{2 \times 250} = 1078 \text{ t/p}$$

Tc : Durée de cycle d'un camion, Tcam = 22.9 min ;

Kirr : Coefficient tenant compte des irrégularités du trafic des camions, Kirr = [1.1 ÷ 1.2], dans notre cas on prend Kirr = 1.1 ;

Qc : Capacité réelle de la benne du camion, Qc = 60t ;

Tp : Durée d'un poste de travail, Tp = 8h ;

Ku : Coefficient d'utilisation d'un poste de travail du camion, Ku = 0.8.

$$N_c = \frac{1078 \times 22.9 \times 1.1}{60 \times 60 \times 8 \times 0.8} = 1.18 \approx 2 \text{ camion}$$

Conclusion

Les avantages des pelles et des chargeuses en déterminant les zones d'applications les plus favorables à chacun des matériels. Il y a donc une place particulière pour chacun des matériels de chargement dans les mines et les carrières. Une étude de chacune des exploitations est nécessaire pour déterminer au mieux le matériel de chargement le plus approprié en fonction des matériaux, des conditions de travail et de la production.

CONCLUSION GENERALE

Le plan de tir dans une exploitation à ciel ouvert doit prendre et adopter en considération les exigences géométriques, des exigences dimensionnelles et des impératifs de sécurité. Pour cela, il faut concevoir un bon schéma de tir répondant à ces objectifs, en utilisant les différentes méthodes de conception :

- Recensement des données quantifiées de chantier et des équipements et formulation des objectifs poursuivis par le tir ;
- Détermination des paramètres de base de tir (géométrie du front, diamètre de foration, Nombre de rangées) ;
- Etablissement des conditions de réussite du tir (banquette, amorçage, séquence d'initiation) ;
- Etablissement des paramètres secondaires du tir (rapport de maille, surprofondeur, bourrage).

Dans notre travail on a étudié tout les paramètres qui influent sur la qualité de fragmentation et trouver la relation entre ces paramètres pour nous aider à l'élaboration d'un plan de tir optimal qui nous assure l'absence des hors gabarits. Néanmoins, l'utilisation de la méthode d'abattage à l'explosif ne donne jamais un taux de blocs hors gabarit égal à 0 % quelque soit le réglage de la qualité de la fragmentation des roches et à cause de la fissuration du massif et la dissipation élevée de l'énergie du tir dans l'atmosphère.

A présent, il existe des méthode d'optimisation des travaux de forage et de tir tels que le modèles de Langefors qui ont donné des résultats acceptables voire positifs en matière de fragmentation des roches et de réduction du taux de blocs hors gabarit dans les volées fragmentées, ce qui ne laisse de tirer les recommandations suivantes :

- Le diamètre de foration devrait être choisi en fonction des dimensions optimale des morceaux abattus, hauteur du front à abattre, la structure du massif, type d'explosif et l'engin de chargement et même-ci à l'environnement ;
- L'inclinaison du trou doit être parallèle au front d'abattage et qui positionne la charge parallèle à surface de dégagement, ce qui augmente le rendement du travail de fracturation effectué par les ondes de choc et offre plus de sécurité.
- Le sous-forage doit être rationnelle ce qui assure une bonne destruction des roches ;
- La longueur de bourrage qui doit nécessaire et suffisante pour prévenir les pertes d'énergie d'explosif.

- La détermination de la consommation spécifique d'explosif optimal suivant plusieurs facteurs ;
- L'utilisation de la charge discontinue conduite à une bonne répartition de charges explosives qui permet l'augmentation de la zone de fragmentation réglée et d'éviter la surconsommation de la charge.

Références bibliographiques

- [1] : Documentation de l'entreprise de BOUKHADRA
- [2] : **Gadri Larbi**, 2012, «Etude de la déformation et de la rupture des massifs fissurés par la méthode des éléments finis », thèse doctorat en exploitation minière, université de Tébessa.
- [3] : **Benradia Allaoua** et **Mebarika Faouzi**, 2015, «Optimisation des travaux de chargement et de transport dans une mine à ciel ouvert, cas de la mine de BOUKHADRA», mémoire en exploitation minière, université de LARBI TEBSSI-TEBESSA.
- [4] : **NEGGAZI Abderrahmane**, 2010, P.F.E « Projet d'exploitation de la colline EST du gisement de Dolomie-Calcaire à El-Maleh (Ain Témouchent)» ; Ecole Nationale Supérieure de polytechnique.
- [5] : **Amari Gherici**, 2010, «Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de kaoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub, Sidi Bel Abbés», projet fin d'étude en génie minier.
- [6] : **V. KOUALENKO, N. AMBARTSOUMIAN, K.M. LAHMER** ; «Exploitation des carrières», Ed OPU-Algérie.
- [7] : **SAADOUN Abderrezak**, 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.
- [8] : **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.
- [9] : **A. CORODISKI, B. de TREZVINSKY, Y. VASSILEVSKY**, Livre, «Exploitation des mines ».
- [10] : **KAMULETTE Mudianga N** «Cours exploitation des mines à ciel ouvert», Université de Lubumbashi.
- [11] : **Alain BLANCHIER** et **Anne Charline SAUVAGE** « Utilisation des explosifs dans le génie civil ».
- [12] : **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.
- [13] : **COULOMBEZ Cécile**, 2007, thèse «Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats» ; Centre de géosciences mines de paris.
- [14] : **Société de L'industrie Minérale**, 2002, Livre « Les techniques de l'industrie minérale (Tirs, Applications et implications)».

- [15] : **FREDJ Mohamed**, 2012, P.F.E «Etude de régime de forage dans les conditions de la carrière (Chouf-Amar M'sila) » ; Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [16] : **R. TOUKAL** «Vocabulaire de la mine souterraine », Société de l'industrie minérale.
- [17] : **BERDOUDI Said**, thèse «Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes » ; Universités Badji Mokhtar-Annaba.
- [18] : **Qiang ZENG**, 1995, thèse « Optimisation de l'utilisation des explosifs en génies civil » ; Ecole Nationale des Ponts et Chaussées.
- [19] : **HADJADJ Aoul Elias**, thèse, «Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions Algérienne » ; Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [20] : Ecoles des mines de **DOUAI** « Le forage des roches » ; Formation Tim, carrière Ceficem.
- [21] : Université de France-Comté ; Article 2012, «Travaux à l'explosif».
- [22] : **DOUMBIA Abdou Mamouton et DIALLO Kadidia**, 2008, P.F.E « Elaboration d'un plan de tir en vue d'améliorer la fragmentation des roches (carrière de Ben Azzouz)» ; Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [23] : **MISSOUM Soufiane**, 2016, P/F/E « 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.
- [24] : Office National Des Substances Explosives, fichier officiel ministère de la défense nationale.
- [25] : **DELILLE Florent**, 2012, thèse «Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert » ; Ecole nationale supérieure des mines de paris.
- [26] : **A. ASROUN et J.L. DURVILLE**, 2006, Article « Stabilité des massifs rocheux fissurés».
- [27] : **NEFIS Mouloud**, 2010, P.F.E « Modèle d'un plan de tir » ; Mémoire magister en mines, université Badji Mokhtar-Annaba.
- [28] : **MATTI Heiniö**, 1999, Livre « Rock Excavation Handbook ».

Résumé

L'analyse et l'amélioration des méthodes de tir à l'explosif dans une exploitation à ciel ouvert est une préoccupation majeure de l'exploitant en vue de la maîtrise de l'opération d'abattage que ce soit du point de vue technique et économique.

Pour cette raison, Le but essentiel de ce travail est de trouver une méthodologie relative à la conception d'un plan de tir permettant la bonne fragmentation des matériaux durs, tels que les roches, sous sollicitations à l'explosif. Une telle méthodologie aidera à l'analyse systématique des paramètres influençant le plan de tir et à une meilleure compréhension des mécanismes de fragmentation des roches à l'explosif, et par conséquent, contribueront dans l'optimisation des performances de tir à l'explosif.

Enfin, dans cette étude on donne également l'importance préalablement aux principaux facteurs qui aideront à l'optimalité et qui permettant le calcul des paramètres principaux d'un plan de tir.

Mots clés : forage, explosif, tir, fragmentation, consommation spécifique, optimisation.

ملخص

تحليل وتحسين أساليب وطرق التفجير في الاستغلال المنجمي السطحي احتياط كبير للمستغل للسيطرة على عملية التفجير سواء كان ذلك من الناحية الفنية والاقتصادية.

ولهذا الغرض، يهدف هذا العمل إلى استخلاص منهجية من شأنها المساعدة على تصميم مخطط للتفجير يسمح بالتفتيت الحسن للمواد الصلبة كالصخور، وهذا من خلال تأثيرها بالمتفجرات. منهجية تساعد على التحليل المنهجي المنظم والمنسق للعوامل المؤثرة مخطط التفجير والوصول إلى فهم أفضل لآليات تكسيرا لصخور بالمتفجرات وبنتيجة تساعد على تحسين نوعية التفجير ونتائجه.

وفي الأخير ترد في هذه الدراسة أيضا أهمية العوامل الرئيسية التي تساعد على تحقيق الشكل الأمثل وتسمح بحساب العوامل الرئيسية لمخطط التفجير.

كلمات مفتاحية: تنقيب، متفجرات، التفجير، التفتيت، كمية الاستهلاك المعينة، التحسين.