



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

Mr. BOUAFIA Abdelhamid

Mr. HAMZA Benaouda

Thème

*Adaptation d'un plan de tir afin d'améliorer
les résultats de fragmentation (Cas de la
carrière d'Ain Kebira)*

Soutenu le 28 / 06 /2016 devant le jury composé de:

Président: Mr. DJAMA.A

M.A.A

U.A.M.B

Promoteur: Mr. GUELMAMI.A

M.A.B

U.A.M.B

Examineur: Mr. FREDJ.M

M.A.B

U.A.M.B

Année Universitaire: 2015-2016

Remerciements

Avant tout, nous remercions **ALLAH** le tout puissant d nous avoir donné la puissance et la force nécessaire pour achever ce travail.

Au nom de Dieu le clément et le miséricordieux

Tout d'abord, je tiens en tout premier lieu à exprimer ma profonde gratitude à notre Promoteur Mr. GUELMAMI, pour ses orientations, remarques, corrections et vos conseils constructifs qui ont permis l'élaboration de ce travail, pour la rigueur et l'amitié Dont il a su montré.

Nous remercions vivement le président de jury Mr. DJAMA.A et le membres de jury Mr. FREDJ.M qui nous font l'honneur de présider et d'examiner ce modeste travail.

Notre chef de département des Mines et Géologie Mr. Maza

Et mes chers enseignants qui ont contribué, Corps et âme dans notre formation.

Pour leurs accueilles chaleureux à l'ensemble du personnel de la carrière d'Aine Kebira-Setif.

Mes reconnaissances vont à tous ceux qui m'ont aidés de près ou de loin Dans la conception de ce fameux mémoire de fin d'étude.

Merci Beaucoup et que Dieu vous protège.

Mr. HAMZA Benaouda

Mr. BOUAFIA Abdelhamid

Dédicace

*Je dédie ce Modest travail A :
Mon très cher père, mon guide de vie.
Mon soleil qui éclaire ma vie, ma très chère maman.
Pour leurs soutien et encouragements.
À mes adorables frères, sœurs : Hamza, Ahlem,
Sarah, Badro et ayaterrahman.*

A Bilal et son épouse

*A la petite ange « Biba »
A mes proches : mon oncle Méssaoui , Mohamed
ettaieb, Houcine, Rabie, Allaoua et mes cousins Taher,
Abdelkader, Salah, Azzedine, faïssal, Nacer, Fouaz, Cherif,
et toute ma
famille.*

*A mes amis et tous les gens qui m'aiment et surtout :
Youcef, Aïssa, amine, Oussama, Yasser, Imad, Monaim,
Achraf, Saïd, Elhadj, Youness, Houssam, Mourad, Radhwane,
Brahim, Hamza, Nounou, Lakhder, Soufiane, Hakou,
Amir, Islem , Slimane, Faouzi, Allaeddine.*

*A tous ceux qui sont proches de mon cœur et dont je
n'ai pas cité le nom.*

*À toutes les personnes qui connaissent Hamid de près
ou de loin, Seulement pour leur existence.*

Au bonheur des plus chers.

Hamid

Dédicace

Je dédie ce modeste travail avant tout à la lumière de ma vie, la source de mon bonheur et le guide de mon chemin : mes très chères parents

Que je ne saurais jamais remercier assez pour leurs sacrifices et leur présence durant mes études et toute ma vie.

A mon frère : Toufik

A mes sœurs : HANANE et IKRAME.

A mes soutiens de famille : CHERS GRANDS PERES.

A toute la famille : HAMZA , BENAÏSSA, FARADJI et GUENDOUDI.

A mes frères et chers partenaires : HAMZA, BOUCIF, BRAHIM et ABDELLEAH , AMINE.

A mes amies de l'université : BRAHIM, Abdelhamid, Josef, Narimene, AMEL, AMINE, Fayçal, Oussama, BOUALAME, BOB, DIHYA, HOURIA, FiFi, Fairouz, SLIMANE, Charaf, Sifou, Nounou, Faouzi, Amir, Islem, Mourad, Radhouane ET TOUS LES PERSONNES QUI ME CONNAISSENT DANS LA Résidence IRYAHEN ET DANS OUED EL ABTAL...

A toute les personnes de département : mines et géologie.

A mon promoteur : Monsieur Guelmami.

HAMZA BENOUDA

Sommaire

Liste des figures.....	I
Liste des tableaux.....	IV
Liste d'abréviation.....	V

Introduction générale

Chapitre I : L'exploitation à ciel ouvert

I.1. Introduction	03
I.2. Définitions	03
I.3. L'exploitation à ciel ouvert	04
I.3.1. Différents types d'exploitation à ciel ouvert	04
I.4. Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert	07
I.4.1. Abattage à l'explosif	07
I.4.2. Méthode du sciage par le câble diamanté	07
I.4.3. Méthode du ripage	08
I.5. Les phases d'un projet minier	08
I.5.1. Prospection	08
I.5.2. Développement	09
I.5.3. Préparation et déblaiement du site	10
I.5.4. Exploitation minière active	11
I.5.5. Travaux d'exploitation à ciel ouvert.....	11
I.5.6. Réhabilitation et fermeture de site minier	12
I.6. Impacts environnementaux de l'exploitation minière... ..	13
I.6.1. Impacts de projets miniers sur la qualité de l'air	13
I.6.2. Bruits et vibrations	14
I.6.3 Les matériaux divers	15
Conclusion.....	15

Chapitre II : Cadre Géologique

II.1. Introduction	16
--------------------------	----

II.2. Historique	16
II.3. Situation géographique	16
II.3.1. Localisation de la cimenterie	17
II.4. Climat de la région	18
II.5. Géologie régionale	18
II.5.1. Stratigraphie de la région du Djebel Medjounes	18
II.5.2. Tectonique du gisement	19
II.6. Géologie du gisement	20
II.6.1. Caractéristiques qualitatives de la matière première	20
II.6.2. Substances extraites	23
II.7. Caractéristiques hydrogéologiques du gisement.....	23
II.8. Réserves géologiques	23
Conclusion	25

Chapitre III : Conditions et Paramètres de l'Exploitation à Ciel Ouvert

III.1. Introduction	26
III.2. Paramètres du système d'exploitation	26
III.2.1. Exploitation du gisement	26
III.2.2. Ouverture du gisement	26
III.2.3. Mode d'ouverture réalisé	27
III.2.4. Méthode d'exploitation	27
III.2.5. La méthode d'exploitation appliquée	28
III.3. Paramètres principaux de la méthode d'exploitation	29
III.3.1. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert	29
III.3.1.1. Classement de V. Rjevsky	29
III.3.1.2. Classement de E.Scheschko	30
III.3.2. Détermination des paramètres d'une méthode d'exploitation	31
Conclusion	39

Chapitre IV : Choix d'un Plan de Tir

IV.1. Introduction	40
IV.2. Paramètres incontrôlables (invariables)	40
IV.2.1. Comportement de la roches (propriétés physico-mécaniques)	40
IV.2.2. Fissuration des roches	45

IV.3. Paramètres contrôlables (variables)	46
IV.3.1. Choix des explosives et mise à feu	46
IV.3.2. Paramètres liés aux forage	52
IV.3.3. Paramètres liés au Bourrage	57
IV.3.4. Paramètres liés au plan	57
IV.4. Calcul des Paramètres des travaux de forage et de tir dans la carrière de Ain Kebira ...	59
IV.4.1. Longueur de trou	59
IV.4.2. Capacité métrique de trou	59
IV.4.3. la consommation spécifique	60
IV.4.4. Ligne de moindre résistance	61
IV.4.5. Distance entre deux trous dans une rangée	62
IV.4.6. construction de la charge	62
IV.4.7. Volume de bloc à abattre	63
IV.4.8. Volume de minerai à abattre par un trou	63
IV.4.9. Nombre de trous dans un bloc	63
IV.4.10. Section de bloc à abattre	64
IV.4.11. Largeur d'enlevure	64
IV.4.12. Longueur du bloc	64
IV.4.13. Quantité d'explosif total dans un bloc	64
IV.4.14. Longueur total foré	64
IV.4.15. Tas de roche abattue	65
IV.4.16. Rayon de sécurité	65
Conclusion	66

Chapitre V : Optimisation d'un Schéma de tir

V.1. Introduction	67
V.2. Les schémas de tir	67
V.2.1. Les schémas de tir pour un seul rangée	68
V.2.2. Les schémas de tir pour plusieurs rangées	70
V.3. Etude comparative entre deux plans de tir	73
V.3.1. Plan de tir utilisé.	73
V.3.2. Nombre de surface libre dans le schéma utilisé	73
V.3.3. plan de tir proposé	74
V.3.4. Nombre de surface libre dans le schéma proposé	75

V.4. L'influence des schémas de tir sur les résultats de l'abattage	76
V.4.1. Schématiquement	76
V.4.2. Analytiquement	82
V.5. Résultats de tir	86
V.5.1. Tas du bloc abattue (tir utilisé)	87
V.5.2. Taux des hors gabaries (pourcentage)	88
V.5.3. Tas du bloc abattue (tir proposé).....	88
V.5.4. Taux des hors gabaries (pourcentage)	89
Conclusion	89

Chapitre VI : chargement et Transport

VI.1. Introduction	90
VI.2. Chargement	90
VI.2.1. Choix de l'excavateur	91
VI.2.2. Rendement de la chargeuse	92
VI.2.3. Nombre de chargeuse	93
VI.3. Transport	93
VI.3.1. Rendement du camion	95
VI.3.2. Nombre de camion	95
VI.4. Concassage	96
VI.4.1. Concassage primaire	96
Conclusion	96

Conclusion général

Bibliographie

Annexe

Liste des figures

N° figure	Titre de figure	Page
Chapitre I : l'exploitation à ciel ouvert		
I.01	Les éléments d'une mine à ciel ouvert.	06
I.02	Traçage d'une piste d'accès au niveau supérieure de la carrière Ain Kebira.	09
I.03	Piste d'accès à une sablière.	10
I.04	Préparation du site (carrière d'agrégats Ain Kebira).	11
I.05	Exploitation à ciel ouvert (Carrière Ain Kebira).	12
I.06	Restauration et végétation de l'ancienne mine de charbon de la Découverte à Carmaux.	13
Chapitre II : Cadre Géographique et Géologique		
II.01	Situation géographique du DJEBEL MEDJOUNES.	17
II.02	Présentation des couches de calcaire	22
Chapitre III : Conditions et paramètres de l'exploitation à ciel ouvert		
III.01	Les éléments du gradin de la carrière d'Ain Kebira.	29
III.02	Les différents paramètres de la plateforme de travail.	35
III.03	Blocs –Excavateurs.	36
III.04	Schéma de calcul de la longueur totale des fronts de travail	37
Chapitre IV : Choix d'un plan de tir		
IV.01	Développement de fracturations.	50
IV.02	ATLAS COPCO ROC F6	54
IV.03	Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.	56
IV.04	Schéma du dispositif géométrique d'un tir.	66
Chapitre V : Optimisation d'un schéma de tir		
V.01	les éléments d'un schéma de tir.	68

V.02	Schéma de tir successif pour une seule rangé.	69
V.03	Schéma de tir par-dessus d'un sondage pour une seule rangée.	69
V.04	Schéma de tir d'onde pour une seule rangée.	69
V.05	Schéma de tir avec bouchon pour une seule rangée.	70
V.06	Schéma de tir par rangée.	70
V.07	Schéma de tir avec bouchon longitudinal.	71
V.08	Schéma de tir avec bouchon transversal.	71
V.09	Schéma de tir avec bouchon en coin.	72
V.10	Schéma de tir utilisé lors de plateforme à largeur réduite.	72
V.11	Schéma de tir utilisé aux niveau de la carrière d'Ain Kebira.	73
V.12	Nombre de surface libre pour la première séquence de tir « utilisé» .	73
V.13	Nombre de surface libre pour la deuxième séquence de tir « utilisé».	74
V.14	Schéma de tir proposé.	75
V.15	Nombre de surface libre pour la première séquence de tir « proposé».	76
V.16	Nombre de surface libre pour la deuxième séquence de tir « proposé».	75
V.17	Zones d'endommagement et de fissuration radiale autour d'un trou de mine. D'aprèsBhandari (1997).	76
V.18	Evolution des contraintes induite par le tir	78
V.19	Schéma explicatif pour la première phase de fissuration par la force de compression.	79
V.20	La deuxième phase de fissuration par la force de cisaillement.	80
V.21	La troisième phase (dégageant).	81
V.22	La propagation des ondes de choc dans la présence de deux surfaces libres.	81
V.23	La courbe de variation de la consommation spécifique en	86

	fonction du nombre de surface libre.	
V.24	les hors gabarries extrait d'un tas de tir « tir utilisé».	87
V.25	Dimension des hors gabarries « tir utilisé».	87
V.26	Les hors gabarries extrait d'un tas de tir. « tir proposé»	88
V.27	Dimensions des hors gabarries «tir proposé».	88
Chapitre VI : Chargement et transport		
VI.01	L'opération de chargement au niveau de la carrière d'Ain Kebira.	91
VI.02	Chargeuse pneumatique Caterpillar 990 K.	92
VI.03	Dumper Hitachi EH1000.	94

Liste des Tableaux

N°	Titre	page
II.01	Chapitre II : Cadre Géographique et Géologique Les résultats de calcul des réserves.	24
III.01 III.02	Chapitre III : Conditions et paramètres de l'exploitation à ciel ouvert Les valeurs de (Z) en fonction de la hauteur des gradins. Les dimensions du « A », « Ht », « X » en fonction du nombre de rangée.	34 35
IV.01 IV.02 IV.03 IV.04 IV.05 IV.06 IV.07 IV.08	Chapitre IV : Choix d'un plan de tir Résistance à la compression du calcaire. Résistance à la traction du calcaire. Classification des roches selon la tirabilité. Classification de la forabilité des roches selon l'indice V.REJVSKY. Classification des discontinuités selon ID. Choix de sondeuse. Les sondeuses utilisées au niveau de la carrière de Ain Kebira. Valeur de K_{sd} dépend le nombre de surface libre.	41 42 43 44 45 53 53 61
V.01 V.02 V.03	Chapitre V : Optimisation d'un schéma de tir Paramètres de tir et de forage utilisée au niveau de la carrière. Valeur de K_{sd} dépend le nombre de surface libre. Les valeurs du q_p et K_{sd} par rapport au nombre de surface libre.	83 85 85
VI.01 VI.02	Chapitre VI : Chargement et transport Les chargeuses disponibles au niveau de la carrière. Les Dumpers disponibles au niveau de la carrière et leur capacités.	92 95

--	--	--

Liste d'abréviations

EIE : Etude d'Impacts Environnementaux.

CETIM : Centre d'Etude et de service Technologique de l'Industrie des Matériaux de construction.

UREG : Unité de Recherche en Energie

GmbH : Gesellschaft mit beschänkter haftung , en français : société à responsabilité limitée.

SNMC : Société nationale des Matériaux de Construction

CaO : la Chaux

SiO₂ : Quartz

Fe₂O₃ : Oxyde de Fer

KHD : Klockner-Humboldt-deutz AG-KHD, est un fabricant allemand historique et pionnier de moteur à explosion

PS : Plateforme Supérieure

PI : Plateforme Inferieure

L_{pt} : Largeur de la plateforme de travail

L_f : largeur des Fronts

LTPE : Laboratoire de Travaux Publique de l'Est

ONEX : Office National des substances Explosives

PVC : Polychlorure de Vinyle

DER : Détonateur Électrique demi retard

DEI : Détonateur Electrique Instantané

DMR : Détonateur a Microretard



• Introduction
Générale

Introduction générale :

Les matières premières constituent la base de tout développement économique. Elles alimentent les différentes branches de l'industrie lourde, l'industrie légère, l'industrie cimentière, le génie civil et les travaux publics.

L'industrie des mines a pour objet d'extraire les matières utiles qui existent à la surface ou qui sont contenues dans le sein de la terre: les combustibles minéraux, les pierres de construction, les minerais de tous les métaux, les roches les plus répandues aussi bien que les minéraux accidentels les plus rares; en un mot, les matières premières nécessaires. Depuis l'indépendance nationale, l'Algérie a énormément investi dans la valorisation des ressources naturelles.

L'utilisation des produits explosifs constitue l'une des solutions idoines grâce à l'extraction massive des produits et à des coûts très avantageux par rapport aux autres moyens techniques d'extraction. La recherche systématique de tir des roches a fourni une bonne compréhension des nombreux facteurs qui influencent la fragmentation. Par conséquent, l'obtention d'un contrôle précis de ces facteurs est un défi constant.

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

Les travaux de tir sont largement utilisés dans les exploitations à ciel ouvert des roches dures. Dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide des explosifs placés dans des trous réalisés à cet effet.

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

Comme dans toute activité humaine, l'industrie extractive rencontre des problèmes techniques, organisationnelles et autres. Le besoin de minimiser les coûts de tir et de contrôler l'effet de ces paramètres sur la qualité de la fragmentation ont fait des études appropriées. Le sujet qu'on s'est proposé d'étudier dans le cadre du mémoire de fin d'étude c'est l'adaptation

d'un plan de tir afin d'améliorer les résultats de tir. Pour le quel, on a étudié le cas de la carrière du calcaire de Djebel Medjoun. Un stage au niveau de la carrière nous a permis de voir le fonctionnement de l'exploitation ainsi que de nous initier à la pratique des tirs.

Pour atteindre le but d'améliorer la fragmentation avec l'adaptation d'un plan de tir, nous avons structuré notre mémoire de la manière suivante :

Le premier chapitre est le résultat d'une étude bibliographique ou nous présentons les généralités sur l'exploitation à ciel ouvert.

Le deuxième chapitre est consacré à la présentation du cadre géographique et géologique du gisement, dans lequel on fait une synthèse des études géologiques du gisement concerné et en particulier les réserves géologiques et les propriétés chimiques et technologique du matériau utile.

Les conditions et les paramètres de l'exploitation à ciel ouvert avec les travaux d'extraction se caractérisent par l'avancement des chantiers et des fronts de travail dans l'espace et le temps sont présentés dans le troisième chapitre.

Le quatrième chapitre consiste à étudier et analyser les principaux paramètres qui sont contrôlables et autre non contrôlables, permettant par conséquent l'élaboration d'un performant plan de tir.

Le cinquième chapitre peut se résumer à l'enchaînement des phénomènes suivants: décomposition de la matière explosive en gaz à haute pression et hautes températures, propagation d'ondes de contrainte dans le massif, rupture ou endommagement de la roche, ouvrant de manière franche des fissures et finalement, la mise en mouvement des fragments de matériaux.

Durant les étapes de l'exploitation et l'extraction de la matière première, il est nécessaire de réaliser des stratégies et des plan de chargement, de transport et de traitement. Ces opérations sont présentés dans le sixième chapitre.



Chapitre I

- L'exploitation à Ciel Ouvert

Chapitre I : L'exploitation à ciel ouvert

I.1. Introduction :

Les projets miniers proposés varient en fonction des types de métaux ou de matériaux à extraire de la terre. La majorité des projets miniers proposés concerne l'extraction de minerais tels que : Cuivre, Nickel, Cobalt, Or, Argent, Plomb, Zinc, Molybdène et Platine.

L'art de l'exploitation des mines s'applique à la recherche, à l'extraction, à la préparation des divers minéraux, de façon à pouvoir les livrer au commerce ou à l'industrie avec les qualités réclamées, soit pour la consommation directe, soit en vue d'une transformation ultérieure à obtenir ces produits à un prix rémunérateur pour l'exploitant, prix aussi réduit que possible, sans jamais compromettre, toutefois, la sécurité des travaux ni le bon aménagement du gîte.

I.2. Définitions :

- **Roche** : association naturelle des plusieurs minéraux
- **Minerai** : roche présentant une concentration anormalement élevée en minéraux utiles. Un minerai peut contenir également des minéraux sans valeurs qui constituent la gangue.
- **Stérile** : roche dont les concentrations éventuelles en substance utile sont jugées non valorisables.
- **Indice** : concentration locale d'un minerai détectée en surface.
- **Gîte** : concentration géologique de minerai
- **Gisement** : gîte ou partie de gîte valorisable par une exploitation. Un gisement comprend généralement des zones minéralisées et des zones stériles
- **Réserves** : quantité estimée des substances susceptibles d'être exploitées
- **Carrière** : exploitation à ciel ouvert des substances minérales (définition technique)
 - Exploitation des substances non concessibles tels que les matériaux de constructions (définition administrative).
- **Chantier** : emplacement où s'effectue une opération d'exploitation.

- **Gradin** : surface inclinée entre deux banquettes, ou une tranche horizontale comprise entre les plans horizontaux de deux banquettes successives, sur l'étendue totale de l'excavation.
- **Banquette** : plate-forme horizontale entre deux gradins ou entre deux talus.
- **Berme** : banquette étroitement ménagée pour des raisons de sécurité.
- **Remblai** : matériaux mis en dépôt. S'oppose à matériau en place.
- **Tout-venant** : matériau tel qu'il est extrait du gisement mélange de minerai et du stérile qui n'a pu en être séparé par l'exploitation [1]

I.3. L'exploitation à ciel ouvert :

consiste à enlever les stériles de recouvrement et à accéder au gisement à partir du jour. On l'appelle également découvertes.

Selon le pendage ; les gisements en découvertes se classent de la façon suivante :

Gisements plats de 0 à 10°,

Gisements inclinés de 10 à 30°,

Gisements dressants plus de 30°.

I.3.1. Différents types d'exploitation à ciel ouvert :

Le secteur d'exploitation à ciel ouvert englobe toutes les formes d'extraction de matières premières minérales à partir de gisements affleurant. Le gisement est mis à nu par enlèvement des roches de recouvrement ou morts-terrains (déblais) pour permettre la récupération du minerai. Selon les propriétés physiques du matériau brut et les contraintes imposées par la nature du site, il existe différents types d'exploitation de mines à ciel ouvert:

I.3.1.1. L'extraction à sec :

Elle caractérise les substances tendres ou dures. Si les matériaux sont trop durs pour pouvoir être excavés directement, ceux-ci doivent d'abord être abattus. Ils sont ensuite chargés mécaniquement et transportés vers les ateliers de préparation mécanique. Les exploitations de surface pratiquant l'extraction à sec nécessitent des dispositifs d'exhaure évacuant les infiltrations d'eau.

I.3.1.2. Le dragage

Il caractérise les gisements alluvionnaires, où les matériaux non consolidés sont récupérés par voie mécanique ou hydraulique, puis transportés vers la phase de préparation. L'ensemble de l'équipement du dragage se trouve généralement dans l'eau. Il s'agit souvent d'installations flottantes travaillant sur des cours d'eau ou des lacs artificiels.

I.3.1.3. L'exploitation marine :

C'est la récupération de matériaux non consolidés sur le plateau continental, c'est-à-dire à proximité de la côte (gisements alluvionnaires marins), les travaux se faisant aussi par voie mécanique ou hydraulique, et d'autre part les exploitations dans les régions abyssales, où les matériaux sont remontés des fonds marins.

❖ Notion d'une carrière à ciel ouvert :

La carrière est l'ensemble des ouvrages destinés à l'exploitation du gisement en découvertes.

Une carrière à ciel ouvert est exploitée à l'air libre, soit à flanc de colline, soit dans une fosse qui va en s'approfondissant et en s'élargissant. Le profil d'une telle carrière montre des gradins constituant le front de taille et progressant horizontalement dans le matériau. La hauteur des gradins va de 10 m à 20 m, la pente du talus limitant un gradin est de 60° à 80°, elle est dépendante de la tenue des terrains.

Entre chaque gradin, il existe des banquettes horizontales réunies entre elles par des rampes, assurant ainsi la circulation des camions qui évacuent les matériaux. Avant d'ouvrir une telle carrière, il faut savoir si le volume de stériles ou morts terrains à extraire n'est pas trop important par rapport au volume de matériaux. De plus, ce type de carrière montre quelques avantages par rapport à l'exploitation souterraine : le gisement peut être exploité à son maximum, il n'y a pas d'espaces semi-abandonnés, comme pour les exploitations souterraines, à la fin de l'extraction.

- Eléments du gradin de la carrière :

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

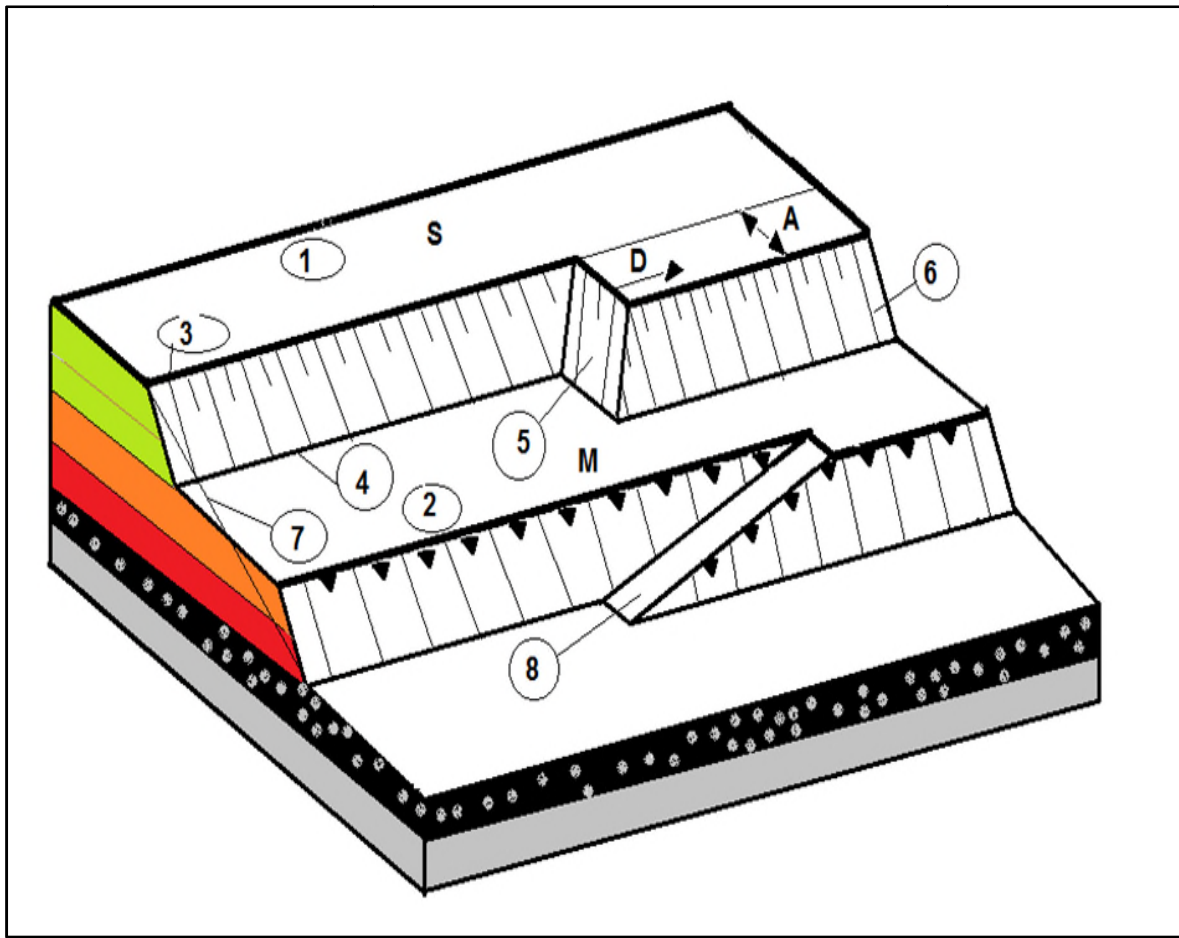


Figure I.01 : Les éléments d'une mine à ciel ouvert.

On distingue les éléments suivants du gradin :

- A : la largeur d'enlèvement,
- S : le gradin en activité de stériles,
- M : le gradin de minerai,
- D : le sens de progression du chantier,
- 1 : la plateforme supérieure du gradin de stériles,
- 2 : la plateforme inférieure du gradin de stériles,
- 3 : l'arête supérieure du gradin de stériles,

- 4 : l'arête inférieure du gradin de stériles,
- 5 : le chantier (ou front de taille),
- 6 : le talus du gradin de stériles,
- 7 : le bord de la carrière en activité,
- 8 : la tranchée d'accès intérieure.

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

I.4. Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

Selon le type de matériau à exploiter, il existe trois méthodes d'extraction ou d'abattage d'une mine à ciel ouvert :

I.4.1. Abattage à l'explosif

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

Lors de l'explosion des charges, les fissures créées par la multiplication des forages se rejoignent facilement et rapidement, induisant ainsi un basculement des blocs. En fait, l'explosif ne fait que révéler les fissures naturelles du massif (s'il est très fissuré, on obtiendra de petits blocs).

I.4.2. Méthode du sciage par le câble diamanté :

La méthode est utilisée pour le découpage de blocs de forme bien définis dans un matériau non fissuré tel que le marbre ou le calcaire durs (les calcaires coralliens). Ce découpage est réalisé à l'aide d'un fil, d'un câble très rouillé utilisé comme support d'abrasif (sable).

Le câble peut être remplacé par un toron (assemblage de plusieurs gros fils tordus ensemble) et chaque câble constitutif peut en permanence être rempli de sable par envoi

d'eau, le maintenant dans les trous du câble. Par contre, si le matériau est fissuré, l'eau et le sable entrent dans les fractures et la méthode devient alors inefficace.

I.4.3. Méthode du ripage :

Cette méthode consiste à déplacer, à enlever ce qui gêne à l'aide d'une ripe (griffe ou engin plus puissant). Quant à la laque, elle enlève les matériaux gênants, travaille les blocs résistants, notamment en agrandissant les fissures ; (cette méthode peut également être utilisée lors de la remise en place des terres pendant le réaménagement : la ripe décompacte les terrains tassés par le passage des engins).[2]

Quant aux matériaux tendres, l'abattage (et même le chargement) est fait par une machine telle que :

- la pelle à godet.
- l'excavateur à godet.
- la dragline.
- la roue -pelle.

I.5. Les phases d'un projet minier :

Du début des prospections minérales à la période d'après-clôture de la mine, on distingue différentes phases dans un projet minier. Ce qui suit représente les phases typiques d'un projet minier. Chaque phase d'exploitation minière est associée à différents groupes d'impacts environnementaux.

I.5.1. Prospection :

Un projet minier peut commencer seulement quand on connaît l'extension et la valeur du dépôt de minerai. Les informations sur la localisation et la valeur du dépôt de minerai s'obtiennent durant la phase de prospection Cette phase comprend les enquêtes, les études de terrain, les essais de sondage et d'autres excavations exploratoires. La phase de prospection peut entraîner le nettoyage de vastes aires de végétation (typiquement en lignes) pour faciliter la circulation de véhicules lourds transportant les installations de forages. Plusieurs pays requièrent une Etude d'Impacts Environnementaux (EIE) séparée dès la phase exploratoire d'un projet minier parce que les impacts de cette phase peuvent être profonds et parce que les prochaines phases du projet minier peuvent ne pas s'ensuivre si l'exploration n'arrive pas à trouver des quantités suffisantes de dépôts de minerai à hautes teneurs.

I.5.2. Développement :

Si la phase d'exploration prouve l'existence d'un dépôt de minerai assez important et d'une teneur suffisante, le promoteur de projet peut alors commencer de planifier le développement d'une mine. Cette phase du projet minier comprend plusieurs composantes distinctes.



Figure I.02 : Traçage d'une piste d'accès au niveau supérieure de la carrière Ain Kebira.

• Construction des routes d'accès

La construction de routes d'accès, soit pour amener les équipements lourds et les approvisionnements au site minier ou bien pour expédier les métaux et minerais traités, peut engendrer des impacts environnementaux substantiels spécialement si les routes d'accès sont construites à travers des zones écologiquement sensibles ou près de communautés précédemment isolées. Si une proposition de projet minier comprend la construction de routes d'accès quelconque, alors il faut inclure dans l'EIE du projet une évaluation complète des impacts environnementaux et sociaux de ces routes.



Figure I.03 : Piste d'accès à une sablière.

I.5.3. Préparation et déblaiement du site :

Si le site d'une mine se situe dans une zone sous-développée et difficile d'accès, le promoteur du projet peut avoir besoin de commencer le déblaiement des terrains pour la construction des zones de campement pour héberger le personnel et stocker les équipements. Même avant de procéder à une quelconque opération de minage de terrains, les activités associées à la préparation et au déblaiement du site peuvent avoir des impacts environnementaux significatifs, surtout si elles se trouvent dans le voisinage des zones écologiquement sensibles. L'EIE doit évaluer séparément les impacts associés à la préparation et au déblaiement du site.



Figure I.04 : Préparation du site (carrière d'agrégats Ain Kebira).

I.5.4. Exploitation minière active :

Dès qu'une compagnie minière a construit des routes d'accès et préparé les zones de campement pour héberger le personnel et stocker les équipements, les travaux miniers peuvent commencer. Tous les types de travaux miniers partagent un aspect commun: l'extraction et la concentration (ou enrichissement) d'un métal en provenance du sol. Les projets miniers proposés diffèrent considérablement par les méthodes proposées pour l'extraction et la concentration du minerai métallique. Dans presque chaque cas, les minerais métalliques sont emprisonnés sous une couche de sol ou de roche ordinaire (appelée 'morts terrains' ou 'débris de roche') qui doivent être déplacés ou excavés pour permettre l'accès au dépôt de minerai. La première façon dont les projets miniers proposés diffèrent entre eux est la méthode proposée pour déplacer ou excaver les morts terrains. Les paragraphes qui suivent discutent brièvement des méthodes les plus communes.

I.5.5. Travaux d'exploitation à ciel ouvert :

L'exploitation à ciel ouvert est un type d'exploitation dans laquelle le dépôt de minerai s'étend profondément dans le sous-sol nécessitant l'enlèvement de couches superposées de morts terrains et de minerai. Dans plusieurs cas, l'exploitation des arbres, la coupe rase ou le brûlage de la végétation surplombant le dépôt de minerai peuvent précéder l'enlèvement des

morts terrains. L'utilisation de la machinerie lourde généralement des boteurs/ bulldozers et camions-bennes, est le moyen le plus commun pour enlever les morts terrains. L'exploitation à ciel ouvert fait souvent intervenir le déplacement de la végétation native des zones, et se trouve donc parmi les types d'exploitation minière les plus destructives du point de vue environnemental, spécialement dans les forêts tropicales. Etant donné que la méthode d'exploitation à ciel ouvert est utilisée pour des minerais se trouvant à une profondeur substantielle, elle fait couramment intervenir la création d'un puits qui s'étend en dessous du niveau de la nappe phréatique. Dans ce cas, l'eau de fond doit être pompée pour permettre les travaux miniers. D'ordinaire, un lac de puits de mine se forme à un certain moment de la durée après la fermeture de la mine et l'arrêt du pompage de l'eau de fond.



Figure I.05 : Exploitation à ciel ouvert (Carrière Ain Kebira).

I.5.6. Réhabilitation et fermeture de site minier :

Lorsque l'exploitation minière active cesse, les installations minières et le site sont réhabilités et fermés. L'objectif du plan de réhabilitation et de fermeture d'un site minier doit toujours viser à retourner le site à une condition qui ressemble le plus possible à la condition d'avant exploitation. Les mines qui sont célèbres pour leurs immenses impacts sur l'environnement ont le plus souvent produit ces impacts uniquement durant la phase de fermeture, lorsque les opérations minières avaient cessé. Ces impacts peuvent persister pendant des décennies et même des siècles. Par conséquent, l'EIE pour chaque projet minier proposé doit inclure une discussion détaillée du plan de réhabilitation et de fermeture, offert

par le promoteur du projet d'exploitation minière. Les Plans de réhabilitation et de fermeture des mines doivent décrire avec suffisamment de détails comment la compagnie minière restaurera le site d'une manière qui ressemble le plus possible à la condition environnementale d'avant exploitation; comment elle empêchera - à perpétuité - la libération des contaminants toxiques provenant de diverses installations minières (comme des puits à ciel ouvert abandonnés et des bassins de décantation des résidus miniers); et comment les fonds seront mis de côté pour s'assurer que les frais de réhabilitation et de fermeture seront payés à cet effet.[2]



Figure I.06 : Restauration et végétation de l'ancienne mine de charbon de la Découverte à Carmaux.

I.6. Impacts environnementaux de l'exploitation minière :

I.6.1. Impacts de projets miniers sur la qualité de l'air :

Les émissions atmosphériques se produisent à chaque étape du cycle de la mine, mais surtout pendant l'exploration, le développement, la construction et les activités opérationnelles. Les opérations minières mobilisent de grandes quantités des matières, et des déchets de piles contenant des particules de petite taille sont facilement dispersés par le vent. Les plus importantes sources de pollution atmosphérique dans les opérations minières sont:

- Les particules de matières transportées par le vent, à la suite de fouilles d'abattages par explosion, de transport de matériaux, de l'érosion par le vent (plus fréquente dans les mines à ciel ouvert), des poussières fugitives provenant des installations de résidus, des stations de culbutage, des décharges de résidus et des routes de pénétration. Les émissions de gaz d'échappement provenant de sources mobiles (voitures, camions, équipements lourds) augmentent ces niveaux de particules .

- Les émissions de gaz provenant de la combustion de carburants dans des sources fixes et mobiles, explosions et traitement des minéraux. Dès que les polluants pénètrent dans l'atmosphère, ils subissent des changements physiques et chimiques avant d'atteindre un récepteur. Ces polluants peuvent provoquer des effets graves sur la santé humaine et sur l'environnement. Les grandes exploitations minières ont le potentiel de contribuer de manière significative à la pollution atmosphérique, en particulier dans la phase d'opération. Toutes les activités pendant l'extraction de minerai, le traitement, la manutention et le transport dépendent des équipements, des générateurs, des processus et des matériels qui génèrent des dangereux polluants atmosphériques tels que les matières sous forme de particules, les métaux lourds, le monoxyde de carbone, le dioxyde de soufre et les oxydes d'azote.

I.6.2. Bruits et vibrations :

La pollution par le bruit associé à l'exploitation minière peut inclure les bruits en provenance des moteurs de véhicules, le chargement et le déchargement de roches dans des tombereaux en acier, les toboggans, la production électrique, et d'autres sources. Les impacts cumulatifs des pelles mécaniques, du recadrage, du forage, de l'abattage par explosion, du transport, du concassage, du broyage et du stockage en grandes quantités peuvent affecter de manière significative la faune et les proches résidents. Les vibrations sont associées à de nombreux types d'équipements utilisés dans l'exploitation minière, mais l'abattage par explosion est considéré comme la source la plus importante. La vibration affecte la stabilité des infrastructures, les bâtiments et les maisons des personnes vivant à proximité des opérations des grandes mines à ciel ouvert. "Les chocs et les vibrations, à la suite d'abattages en relation avec l'exploitation minière peuvent entraîner du bruit, de la poussière et conduire à la destruction des structures dans les zones environnantes non-habitées. La vie animale, dont la population locale peut dépendre, pourrait également être perturbée.

I.6.3 Les matériaux divers :

Ces matériaux concernent généralement les produits accidentellement introduits lors de l'excavation ou à l'occasion de l'entretien et la réparation des engins de la carrière. On peut citer à titre d'exemple : les rejets de l'exploitation, les huiles et les huiles de vidange et même pour la ferraille provenant des réparations.

Les conséquences de ce type de polluants sur les aquifères et sur le paysage sont très importantes.[3]

Conclusion :

Dans ce chapitre on a étudié plusieurs méthodes de l'exploitation à ciel ouvert et le choix de ces méthodes tous dépend au certains critères géologiques, économiques et technologiques.

Et comme toute activité économique, un projet minier passe par plusieurs phase du prospection jusqu'à la réhabilitation et fermeture.

On trouve que l'exploitation minière a plusieurs impacts environnementaux, surtout à cause de la mauvaise gestion des déchets.



Chapitre II

- Cadre géographique et géologique

Chapitre II : Cadre Géographique et Géologique

II.1. Introduction :

Avant toute exploitation minière des gisements, il est nécessaire de connaître tous les données possibles sur la géologie, positionnement et le climat de la zone concernée par les travaux afin d'éviter tous les problèmes et pour la facilité de travail et transport .

II.2. Historique :

Les études géologiques pour la recherche de gisements de matières premières pour l'implantation d'une cimenterie dans la région de Sétif ont débuté en 1971. Une dizaine de gisements ont été localisés, mais ceux du Djebel Medjounes étudiés à partir de septembre 1973, se sont relevés très favorables pour l'implantation d'une cimenterie, que ce soit du point de vue qualité / quantité des roches des calcaires et des marnes, que sur le plan infrastructure (présence d'une rivière à proximité, existence de lignes électriques et de routes).[4]

Les travaux de prospection ont été réalisés par la société Allemande GmbH.

Les travaux de construction de la cimenterie de Ain Kebira ont débuté en 1975, et se sont élevés en 1978, année de son inauguration. En janvier 1979, la cimenterie a atteint une capacité de production de 3000T/an.

Le gisement étudié se situe sur le bord Ouest du Djebel Medjounes qui s'étend sur une longueur de 13 km et une largeur de 07km. Il constitue un promontoire de ce grand massif et est limité à son pied ouest par un oued nommé Chabet Rebiba.

Sa limite Nord est formée par une dépression large d'environ 150m et celle Est consistée en une gorge dite celle de Ben Djedda. Quant à sa limite Est, celle-ci se trouve non loin d'une vallée qui descend vers le nord en se serpentant en forme de S.

II.3. Situation géographique :

Le gisement de Djebel Medjounes est exploité par la société des ciments d'Ain Kebira SCAEK , ce gisement est située à une distance d'environ de 9 km au sud-est de la ville d'Ain Kebira et a 10,5km au nord-ouest de Beni Fouda .

Administrativement ce gisement relève de la commune de Beni Fouda , de la daïra de Djemila et de la wilaya de Sétif.

Ce massif fait partie morphologiquement des montagnes du tell, par les quelles le bassin de Sétif est située à la bordure Sud à une altitude comprise entre 1070 et 1100 m.

La partie centrale du bassin ne débute que dans le Sud de la ville à part quelques montagnes isolées, elle présente une morphologie peu accidentée avec des altitudes comprises entre 900 et 1000 m sur les plaines par contre les montagnes débutant à environ de 10 à 15 km au Nord de Sétif.[5]

II.3.1. Localisation de la cimenterie :

La cimenterie de Ain Kebira est située à 200 km environ à l'Est d'Alger, à proximité de la ville de Ain Kebira depuis laquelle on atteint l'usine après 5 km sur la N9B en direction du Sud-ouest.

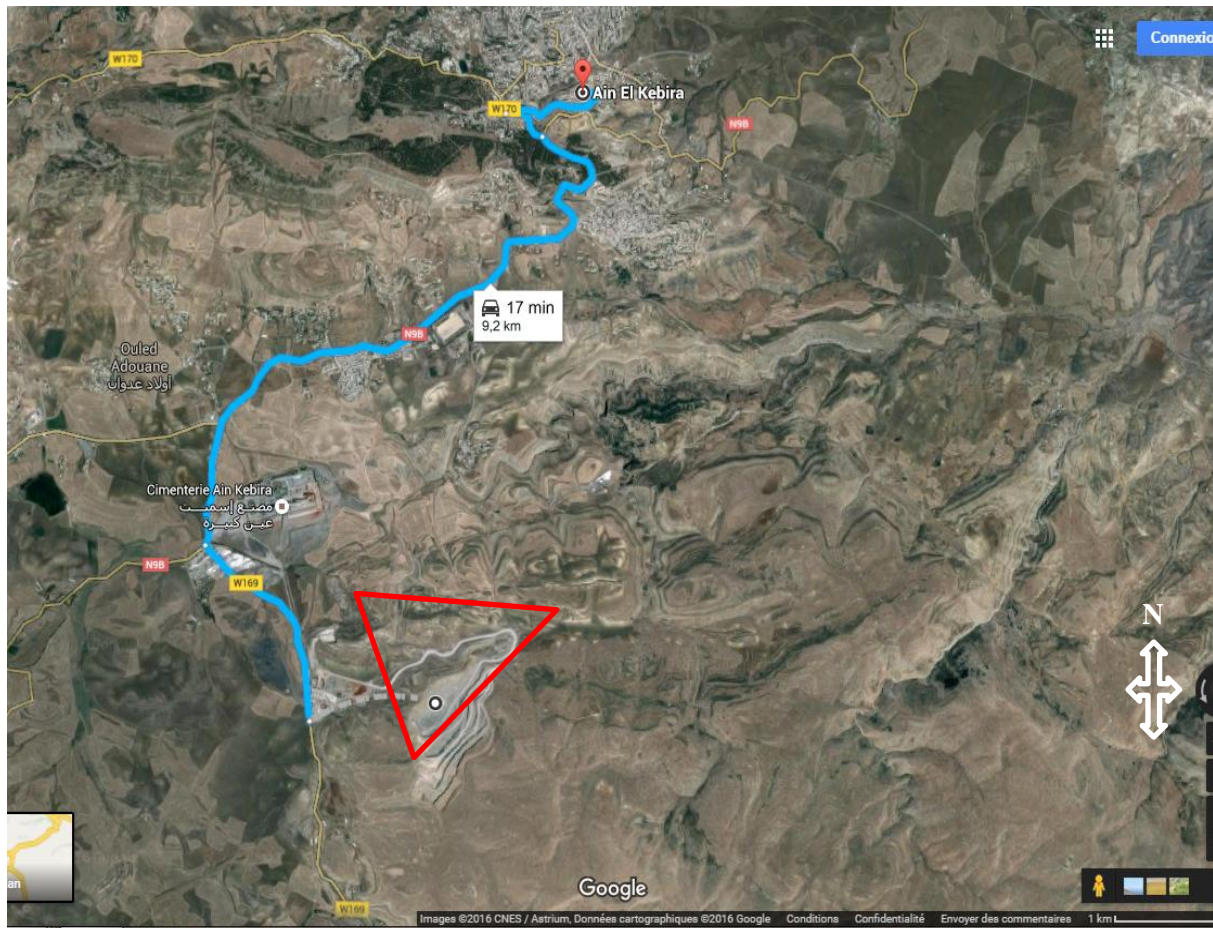


Figure II.01 : Situation géographique du DJEBEL MEDJOUNES.

II.4. Climat de la région :

Le climat de la région est rude avec des hivers rigoureux (neige, gel) et des étés très chaudes et secs, alors que les mois d'hiver de novembre en mars apportent les précipitations abondantes régulières, souvent sous forme de neiges dans les régions les plus élevées. Les précipitations de Sétif atteignent 400 mm /an, par contre la quantité d'eau pour la région de Djebel Medjounes est de l'ordre de 400 à 700 mm .[6]

II.5. Géologie régionale :

II.5.1. Stratigraphie de la région du Djebel Medjounes :

La série stratigraphique du massif et de son voisinage comprend les formations sédimentaires du Trias, du Crétacé, du Tertiaire et du Quaternaire Les formations du Crétacé

et du Tertiaire appartiennent à la nappe de Djemila qui couvre des surfaces considérables sur la moitié nord de la carte géologique de Sétif. Le sondage réalisé sur le flanc ouest du Djebel donne une coupe stratigraphique du massif Notons qu'à partir de la profondeur de 1498 m, les séries appartiendraient à la nappe péni-tellienne.

A- Le Trias :

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

B- Le Crétacé :

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

- **Marnes noires du Campanien-Maestrichtien inférieur** : cette formation affleure sur le flanc sud-est du Djebel Medjounes, et occupe une faible superficie (2 km²). Elle est constituée de marnes noires à boules jaunes.

- **Calcaires bien réglés (dits du Matrouna et du Dj. Medjounes) du Campanien Supérieur et Maestrichtien** : Il s'agit d'une puissante série (250 m d'épaisseur) de calcaires massifs noirs bien lités en alternance avec des bancs marneux très minces. Les calcaires sont lités en bancs métriques groupés en barres bien individualisées (4 ou 5) atteignant 80 m d'épaisseur. Le gisement calcaire étudié dans ce travail appartient à cette série.

- **Marnes noires du Maestrichtien supérieur à Paléocène** : cette série, qui affleure au pied du Djebel Medjounes, est composée de marnes noires, toujours très froissées, parfois à boules jaunes. Les marnes de cette série qui affleurent au voisinage de la carrière de calcaire sont exploitées pour l'alimentation de la cimenterie.

C- Le Tertiaire :

Sur le flanc nord du Djebel Medjounes, les marnes noires du Maestrichtien supérieur Paléocène passent sans lacunes stratigraphiques à des calcaires bitumineux blancs de l'**Yprésien Lutétien inférieur**. Cette série est couronnée par des marnes noires ou gris à boules jaunes du Lutétien.

D- Le Quaternaire :

Dans le région d'étude, les sédiments quaternaires ne s'observent que localement et pour la plupart avec une faible puissance.[5]

II.5.2. Tectonique du gisement :

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

- Du point de vue tectonique, le gisement calcaire fait partie intégrante de l'anticlinal du Djebel Medjounes, dont l'axe de plissement principal s'étend en direction WSW-ESE. Il repose sur le flanc SW de la voûte principale. Un plissement transversal, dont l'axe prend la direction WSW-ENE, se superpose au premier. Ces plis sont compliqués par quelques grandes et de nombreuses petites failles.
- Le pendage des couches change assez doucement. Il diminue en général de 30° à 10° depuis le pied W du Krefdj-El-Kerma vers la cime. Un redressement notable des couches avec changement de direction caractérise le bord Nord du gisement.
- Le nombre de failles est considérable, mais celles à forts rejets ne s'observent que dans des cas isolés. o La faille la plus importante est un effondrement qui s'étend en forme de S en direction W-E et qui a été choisie comme limite entre les panneaux A et B. La valeur maximale du rejet de cette faille est de l'ordre de 25 à 30 m. o Un deuxième système de failles s'étend à 250 m au sud de cette dernière, parallèlement à celle-ci. Le rejet ne semble pas dépasser 10 m. Contrairement au grand nombre de failles d'affaissement caractérisant la partie Sud de gisement, la plus grande partie du panneau A se trouve caractérisée par une prédominance de faille de chevauchement, dont le rejet est très faible. La majorité des failles, notamment celles de chevauchement peuvent être réunies par groupes suivants le sens de leur direction. Les directions principales de ces failles semblent se présenter par paires selon les directions suivantes :

f 120° à 125° N ; 130° à 140° N.

f 70° à 80° N ; 40° à 50° N.

Ces directions sont aussi celles des diaclases qui caractérisent si souvent les calcaires, se présentant en groupes sensiblement parallèles.[4]

II.6. Géologie du gisement :

II.6.1. Caractéristiques qualitatives de la matière première :

Dans le rapport géologique établi par l'UREG en 1985, on appelle calcaire des roches à teneur en Cao supérieure à 45 % par marnes, celles renfermant moins de 45% de Cao.

Suivant ce principe, le gisement est divisé en trois (03) couche :

1^{ère} Couche

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

2^{ème} couche

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

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

Les couches n° 3 à 7 (KHD) sont considérées comme une seule et même couche avec teneur en Cao de 45%. Suivant le rapport complémentaire de (KHD), (après critique de SNMS), et intitulé ; "Résultats des études géologiques et chimiques des matières premières pour la cimenterie de AIN KEBIRA", suivant LCE dans le rapport intitulé "Interprétation des résultats des sondages complémentaires exécutés dans le gisement de calcaire de DJEBEL MEDJOUNES en 1976. 24 sur le titre Comparaison des résultats des complémentaires avec les interprétations KHD et LCE" et suivant le rapport UREG 1985.

Pour cette raison le projet prévoit l'exploitation de cette même couche, dont les réserves sont suffisantes suivant extension d'UREG, pour le délai d'amortissement de l'usine (à 1 ou 2 lignes). L'épaisseur de cette assise utile est comprise entre 15 et 100 m.

3^{ème} Couche

Roches sous- jacentes constituées de marnes noires accusant une faible teneur en Cao (< 45 %) et une irrégularité de composition chimique (à titre d'information, cette 3ème couche renferme n° 1 et 2 de KHD et celles E, F de (LCE).

A partir du tableau n° 1, les teneurs majeures en éléments entrant dans la composition du clinker que Cao, Sio₂, Fe₂O₃ sont très régulières. Pour les oxydes nuisibles (Mgo, So₃, K₂O et Na₂O), leurs teneurs sont conformes aux tolérances.

Les 20 (vingt) diverses composition du crue évoquées dans le rapport géologique montrant que avec la matière de tous les niveaux du gisement calcaire, on peut fabriquer le ciment portland normalisé. [4]

Le débit moyen en naturel par 1T, de clinker est de :

1, 349,7 kg	(85,05%)	Sur dosé.
216,2 kg	(13,62%)	Sous dosés.
21,1 kg	(1,33%)	Minerai de fer.

Au total ça fait 15.870 kg de matière première.

La masse volumique des calcaires est de 2.6 t/m³. Leur résistance à la compression atteint 772.4 kgf/cm², l'humidité naturelle 0.5%.

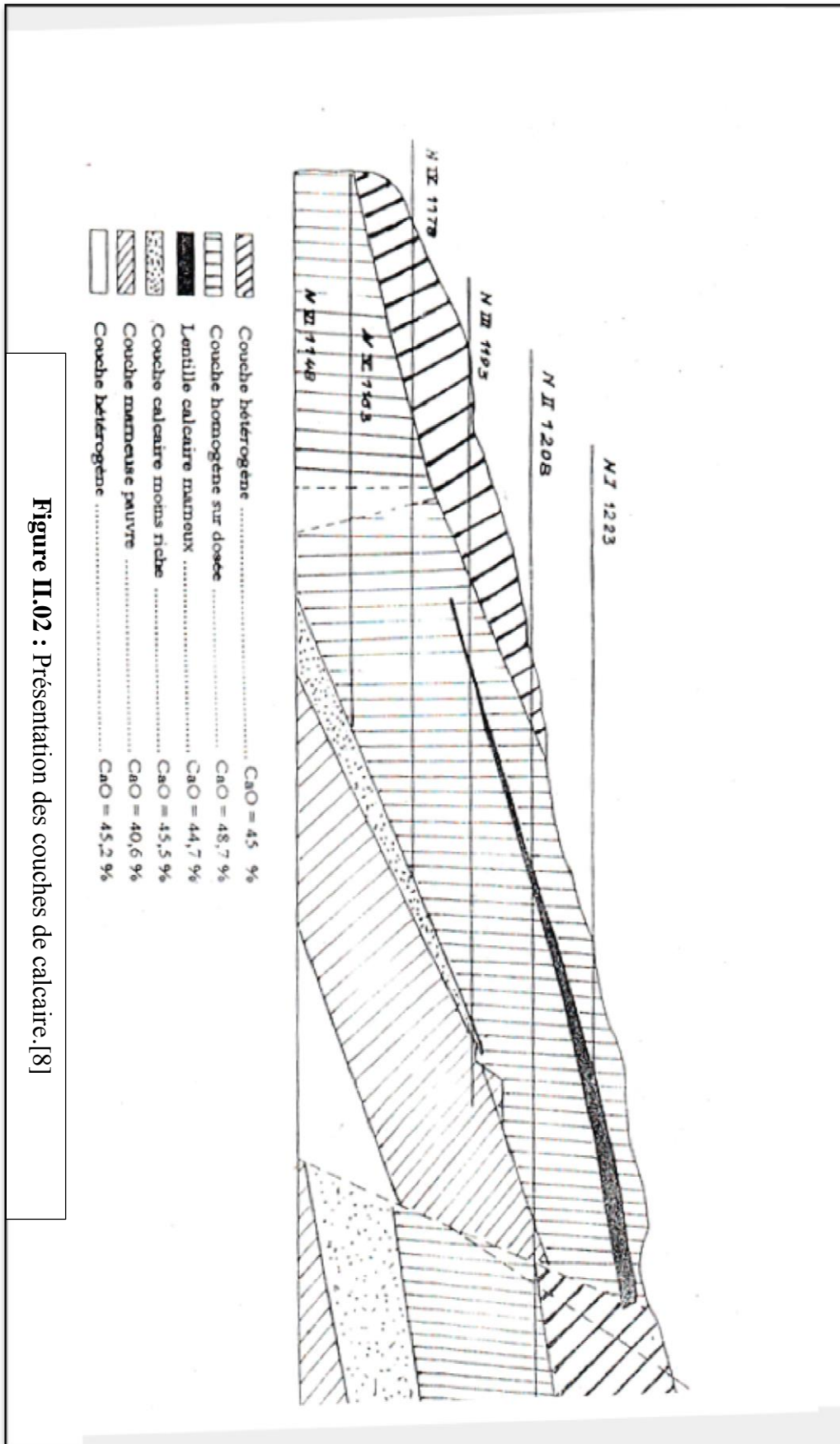


Figure II.02 : Présentation des couches de calcaire. [8]

II.6.2. Substances extraites :

Le projet d'exploitation du gisement calcaire de Djebel Medjounes a été élaboré en vue d'alimenter en sur dosé la cimenterie de Ain Kebira. La cimenterie utilise un mélange cru à trois (3) composants intégrant les matières premières suivantes :

- Calcaire du Djebel Medjounes (88 %).
- Marnes argileuses (10 %).
- Minerai de fer (2 %) Ainsi, en plus du calcaire, les marnes sont également extraites dans la partie ouest de la carrière.[8]

II.7. Caractéristiques hydrogéologiques du gisement :

Dans la région de Sétif, les quantités d'eau souterraine captables sont assez faibles. Il en est de même dans les environs du gisement, à la différence que cette région faisant partie du bord septentrional du bassin de Sétif, les précipitations sont un peu plus abondante, et donc la région d'étude est favorisée vis à vis des régions situées plus au Sud. Cette situation se traduit par l'existence de petits et moyens cours d'eau pérenne dans lesquels s'amassent les eaux souterraines locales et dont le nombre, la densité et le débit augmentent très nettement au bord Nord du bassin.[4]

II.8. Réserves géologiques :

Les réserves calcaires ont été estimées dans le contour du futur chantier ayant les paramètres suivants :

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

Les résultats de calcul des réserves sont groupés au tableau suivant :

Tableau II.01 : Les résultats de calcul des réserves.[7]

Gradin	Minerai	
	Volumes (m ³)	Réserves (t)
1238	154.008	400.421
1223	890.647	2.315.682
1208	1.902.914	4.947.536
1193	3.367.602	8.775.765
1178	4.690.500	12.195.300
1163	5.386.882	14.005.737
1148	5.882.700	15.295.020
1133	6.467.442	16.815.349
1118	6.154.560	16.001.856
1103	5.567.700	14.416.020
1088	4.737.900	12.318.540
1073	2.355.900	6.125.340
TOTAL	47.558.695	123.652.606

II.9. Conclusion :

Le gisement de calcaire « Djebel Medjounes » étudié pour l'alimentation de la cimenterie d'Ain Kebira présente des caractéristiques assez complexes :

Le massif rocheux se caractérise par une hétérogénéité géochimique horizontale peu inclinée.

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

Les diverses compositions du cru évoquées dans le rapport géologique nous enseignent qu'avec la matière de tous les niveaux du gisement de calcaire, on peut procéder à la production de ciment.



Chapitre III

- Conditions et Paramètres de l'Exploitation à Ciel Ouvert

Chapitre III : Conditions et paramètres de l'exploitation à ciel ouvert

III.1. Introduction :

Le mode d'ouverture qui a pour but la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation, et la méthode d'exploitation pour assurer l'extraction de la substance utile en qualité bien réglées et qualifiées dans les condition rationnelles de l'exploitation des gisements.

III.2. paramètres du système d'exploitation :

Actuellement, le gisement du Djebel Medjounès occupe une superficie de 0,9 km². Six (6) gradins sont en exploitation, la hauteur de chaque gradin est de 15 m . L'angle de pendage varie de 70° à 85°. La longueur de la plateforme de travail varie de 150 m à 250 m (cela dépend de l'avancement des travaux).

III.2.1. Exploitation du gisement :

- Au regard du relief et de la nature de la roche, la méthode d'exploitation appliquée est celle à ciel ouvert par des gradins de hauteurs variables.
- La technique d'extraction utilisée est celle de forage et de tir.
- L'abattage de la matière s'opère de haut en bas suivant les gradins et les talus garantissant la stabilité lors des travaux d'abattage.
- Le tir se fait une fois par semaine ouvrable suivant une seule rangée de trous si les dimensions de l'enlevure le permettent.

III.2.2. Ouverture du gisement :

L'ouverture des champs de la carrière, consiste au creusement d'excavations à ciel ouvert appelée tranchées ou demi tranchées, afin de permettre l'accès au gisement à partir de la surface et assuré le lieu de transport entre les horizons d'activité de la carrière et les points de chargement.

Enfin; elles consistent à creuser des tranchées d'accès ou bien principalement qui donnent l'accès pour les travaux d'exploitation.

Le choix du mode d'ouverture du gisement dépend de plusieurs facteurs à savoir:

- Le relief de la surface du sol;

- Les caractéristiques géologiques et hydrogéologiques du champ du gisement
- Les dimensions du champ de la carrière ;
- Rendement de la carrière et la méthode d'exploitation appliquée ;
- La mécanisation des travaux miniers.

Le mode d'ouverture choisie doit assurer :

- L'exploitation du gisement la plus rentable ;
- Le bon fonctionnement des engins ;
- La productivité planifiée ;
- La sécurité de travail.

Dans le cas de la carrière de «djebel Medjounes» l'ouverture est réalisée par demi-tranchées vu que le gisement est à relief montagneux.

III.2.3. Mode d'ouverture réalisé :

L'ouverture de bas en haut de coupage dont la mesure ou le forage des trous créés horizontalement au front mais pour le creusement de demi tranchée d'accès s'effectue jusqu'au gradin supérieur.

L'ouverture au niveau 250 consiste à réaliser la plateforme de départ au côté d'aménager.

Paramètres technologiques de la demi-tranchée:

- a- largeur du fond de la demi-tranchée ;14m
- b- angle du bord de la demi-tranchée ;80°
- c- longueur de la demi-tranchée ;3km
- d- pente longitudinale de la demi-tranchée ;10%.

III.2.4. Méthode d'exploitation :

La méthode d'exploitation est un certain ordre de la réalisation de complexe de travaux minier assurant l'extraction de la substance utile en qualité et en quantité bien réglé et fragmenté dans les conditions de sureté lors de la mise en valeur rationnelle des réserves du gisement. La méthode d'exploitation choisie prédétermine le type des équipements miniers et paramètres principaux de la carrière et aussi les indices technico-économiques du fonctionnement de la carrière.

Elle est aussi une succession de réalisation des travaux d'enlèvement de stériles et du minerai dans un ordre bien déterminé, dont les principaux paramètres sont :

- la hauteur des gradins ;
- la largeur de la plateforme de travail ;
- sens de progression des travaux.

Les principaux indices sont :

- la vitesse d'avancement des chantiers ;
- La vitesse d'approfondissement de la carrière ;
- la productivité annuelle.

III.2.5. La méthode d'exploitation appliquée :

Le choix de la méthode d'exploitation dépend de plusieurs facteurs qui sont :

- la dimension du gite
- la position du gite
- les caractéristiques géologiques et minières du gisement
- la puissance du gisement ;
- l'angle de pendage du gisement ;
- Relief de la surface où se dépose le gisement.
- les propriétés physico-mécaniques des roches.

D'après les données topographiques et géologiques il est donné que le gisement de la carrière de djebel Medjounes est à relief montagneux avec une pente de 25°. Selon la classification de l'académicien «RJEVSKI » qui est adoptée à ces type de gisement la méthode d'exploitation par fonçage de haut en bas.[8]

L'exploitation commune avec la préparation du sommet a un seul bord exploitable. Afin d'avoir une plateforme suffisante pour l'emplacement des engins et au fur et à mesure qu'on s'enfonce du haut en bas.

Selon la classification de « Scheschko » la méthode d'exploitation à adopter est celle par transport au terril extérieur.

III.3. Paramètres principaux de la méthode d'exploitation :

- a. Hauteur des gradins « Hg »:15m .
- b. La largeur d'enlevure « A »: 6m.
- c. Largeur de la plateforme de travail : 70m.

La carrière de djebel Medjounes contient 7gradins, 6gradins de 15m et un gradin de 20m dont sa longueur de forage diffère de celles des autres de 6,5m.

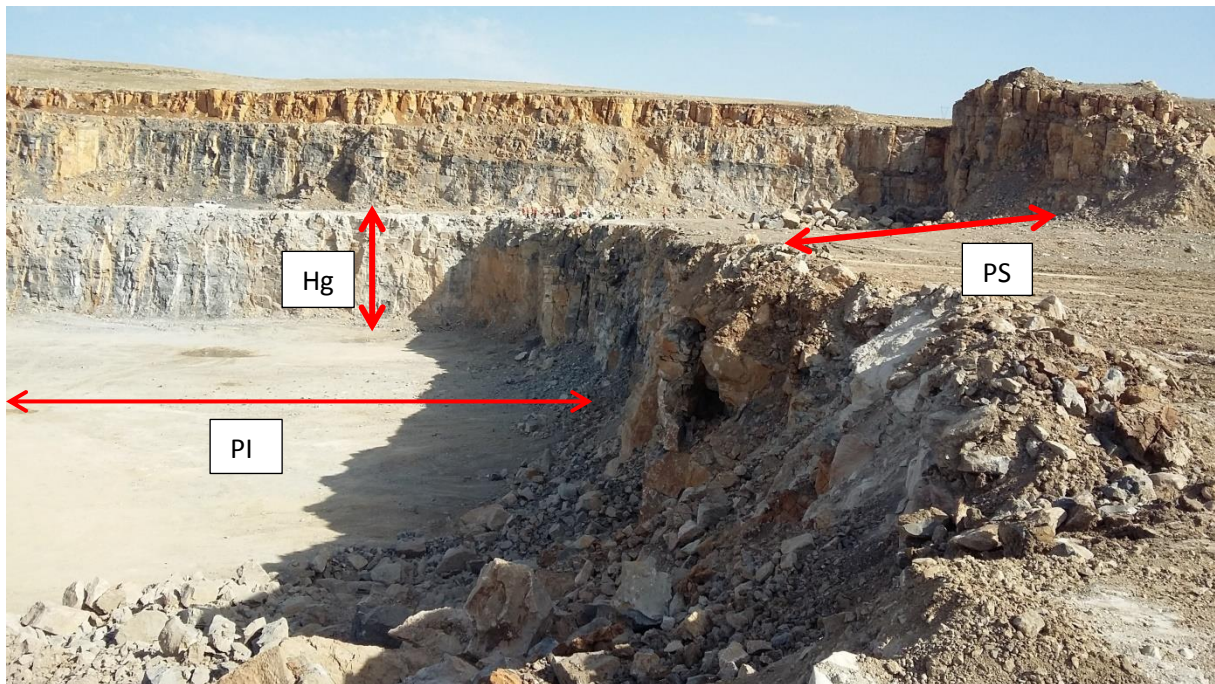


Figure III.01 : Les éléments du gradin de la carrière d'Ain Kebira.

Hg : 15m.

PI : Plateforme Inferieure =70m.

PS : Plateforme Supérieure =70m.

III.3.1. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

III.3.1.1. Classement de V. Rjevsky :

V.Rjevsky a proposé une classification qui tient compte de plusieurs indices dont :

- La disposition des fronts de travail dans le plan ;
- Le nombre de bords exploitables de ma carrière ou mine a ciel ouvert ;

- La direction de progression des travaux ;
- La disposition des terrils par rapport au contour de champ minier ;
- L'angle d'inclinaison des gites ;

suivant ce dernier indice, Rjevsky a divisé tous les systèmes d'exploitation en deux groupe :

- Méthodes d'exploitation continues : pour les gisements horizontaux et peut inclinés ;
- Méthodes d'exploitation de fonçage : pour les gisements semi-dressants et dressants ;

Tous les systèmes d'exploitation de ces deux groupes peuvent être classés de nouveau en quatre sous-groupes suivant la position des fronts de travail :

- Longitudinal ;
- Transversal ;
- En éventail ;
- Annulaire ;

Ses systèmes d'exploitation des sous-groupes 1 et 2 peuvent être nommés suivant le nombre de bord d'exploitation comme suit :

- A bord unique ;
- A deux bords ;

Le sous-groupe 3 comprend deux classes :

- Avec un seul point d'inflexion du front de travail (méthode centrale) ;
- Avec deux ou plusieurs points d'inflexion (méthode dispersée) ;

Le sous-groupes 4 comprend aussi deux classes :

- Centrale ;
- Périphérique

III.3.1.2. Classement de E.Scheschko :

L'indice principale utilisé dans cette classification est la direction de déplacement des stériles à l'intérieur de la carrière ou mine à ciel ouvert.

D'après cette classification, on distingue trois groupes de méthodes, à savoir :

- **Groupe A** : On y retrouve toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travaux de la carrière ou mine à ciel ouvert ;
- **Groupe B** : Il comporte les méthodes d'exploitations avec le déplacement des stériles en direction de la carrière ;
- **Groupe C** : Ce sont des méthodes avec le déplacement mixte des stériles ;

Ce dernier classement est moins considérable que le classement de Rjevsky

III.3.2. Détermination des paramètres d'une méthode d'exploitation :

III.3.2.1. Hauteur des gradins :

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte de plusieurs facteurs dont :

- La sécurité des travaux ;
- La productivité de la carrière ;
- La qualité des minéraux ;
- Les caractérisations du gisement ;
- Le mode d'extraction ;
- Les moyens de production ;
- Le volume des travaux capitaux ;

En général, lors de l'exploitation des gisement horizontaux et peu inclinés, la hauteur du gradin est déterminée en fonction de la puissance des couches des minerai et de stérile.

D'habitude toutes ces couches sont divisées en gradins séparés de structure homogène.

Dans le cas de gisement dressants et semi-dressants, la hauteur est définie par les indices de perte et dilution du minerai, et la productivité de la carrière ou mine à ciel ouvert.

De point de vue économique, on sait que les dépenses d'exploitation diminuent avec l'augmentation de la hauteur des gradins, les prix de revient d'une tonne de de minerai sont minimisés avec l'emploi de grandes hauteurs.

D'après la dureté de la roche, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement des excavateurs (H_c) :

- Roche tendre : $H_g \leq H_c^{\max}$;

- Roches dures : $H_g \leq 1,5H_c^{\max}$;

Dans le cas de notre carrière ; $H_g = 15m$.

III.3.2.2. Largeur de l'enlevure :

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

- Les propriétés des roches ;
- Le mode d'abattage des roches ;
- Le type et les dimensions des engins de chargement ;

Dans le cas des roches tendres, on détermine la largeur d'enlevure d'après la relation suivante :

$$A = R_c(\sin\alpha + \sin\varphi) \dots (m)$$

Ou : R_c : rayon de creusement de l'excavateur, (m) ;

α : l'angle entre l'axe de translation et l'axe de la flèche de l'excavateur en position normale de creusement, (°degré) ;

φ : l'angle entre l'axe de mouvement de l'excavateur et l'axe de la flèche dans sa position extrême, (°degré) ;

$$\varphi_{\max} : (45^\circ - 50^\circ) ;$$

Dans les position extrêmes de travail de creusement de l'excavateur, la largeur d'enlevure est égale à : $A_{\max} = R_c(\sin 90^\circ + \sin 45^\circ), m$;

$$A_{\max} = 1,7R_c, m ;$$

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à l'explosif, la largeur d'enlevure se détermine par la formule suivante :

$$A = w + (n-1) b, m$$

Ou : w : ligne de moindre résistance, m ;

n : nombre de rangés de trous ;

b : distance entre deux rangés de trous, m

Lors d'une seule rangée, on a : $A \approx w$, m ;

Pour deux rangées de trous : $A=w+b$

Dans le cas de notre carrière on a un seul rangée et $A = 4,5$ m.

III.3.2.3. Largeur de la plateforme de travail :

La largeur de la plateforme de travail est déterminée en fonction des propriétés physiques et mécaniques des roches, des dimensions du tas de roche abattue, des paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Dans les exploitations minières à ciel ouvert, on tache toujours de minimiser la largeur des plateformes afin de réduire le taux de découverte, mais aussi elle doit être suffisante pour assurer des bonnes conditions de travail aux équipements miniers afin qu'ils puissent assurer les meilleurs rendements.

Lors des roches tendres, la largeur minimale des plateformes en activités peut être définie comme suit :

$$L_{pt} = A/2 + R_d + l_c/2 + a + Z \text{ , (m) ;}$$

Sachant que : A : largeur d'enlèvement ,m ;

R_d : rayon de déversement de l'excavateur ,m ;

l_c : largeur du camion ,m ;

a : accotement ,m ;

Z : largeur du prisme d'éboulement ;

$Z : Hg (\text{ctg}\alpha - \text{ctg}\gamma)$

Tableau III.01 : Les valeurs de (Z) en fonction de la hauteur des gradins.

Coefficient de dureté des roches	Angles d'éboulement des roches en plan (°)	Angle des bordes des gradins en activités (°)	Largeur du prisme d'éboulement(Z) lors des hauteurs des gradins (m)			
			10	12	15	20
2→4	35	45	4,0	5,0	6,0	8,5
5→9	60	70	3,0	3,0	3,5	4,5
10→14	65	75	3,0	3,0	3,0	4,0
15→20	75	85	3,0	3,0	3,0	4,0

Lors de l'emploi des travaux de forage et de tir, on détermine la largeur minimale de la plateforme de travail de la façon suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + B_a + Z \text{ ,m}$$

Sachant que : A : largeur d'enlèvement ,m ;

X : largeur réduite du tas de roches abattues ,m ;

$$X = A \left(2k_f \frac{H_g}{H_t} - 1 \right) \text{ ,m}$$

K_f : coefficient de foisonnement des roches dans le tas ;

H_g, H_t : sont respectivement les hauteurs des gradins et du tas de roches abattues ,m ;

C : distance de sécurité comprise entre le tas et la bande de transport « T » ,m ;

T : largeur de la bande de transport (chaussée) ,m

B_a : Largeur de la bande auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installations auxiliaires ,m

$$B_a = (3 \rightarrow 8) \text{m}$$

Dans la carrière de Ain Kebira ; $L_{pt} = 70m$.

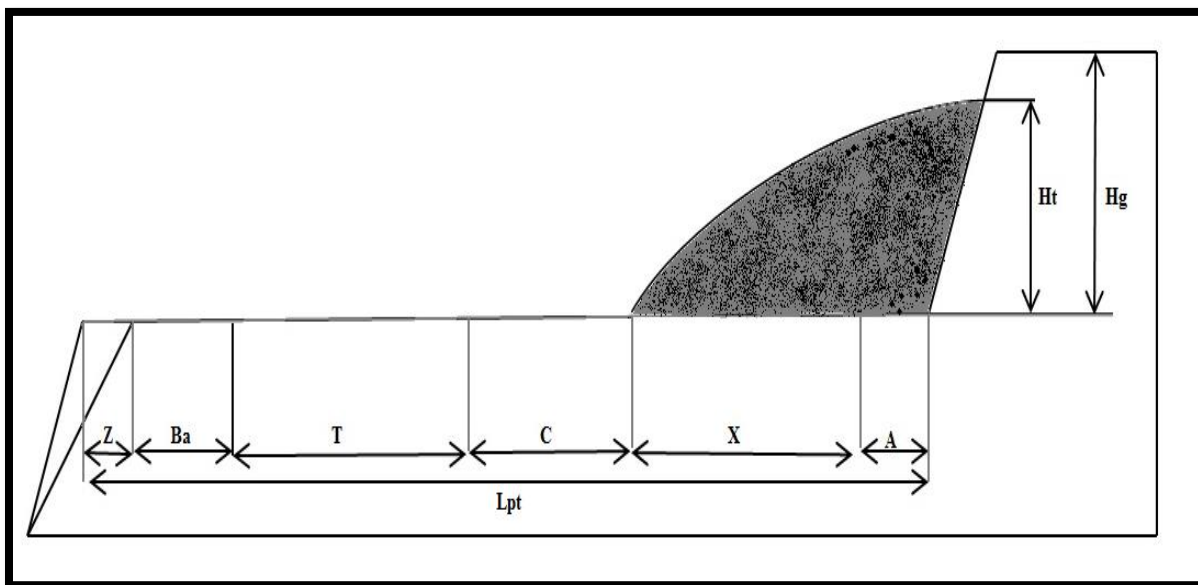


Figure III.02 : Les différents paramètres de la plateforme de travail.

Tableau III.02 : Les dimensions du « A », « H_t », « X » en fonction du nombre de rangée.

Nombre de rangée	Largeur de l'enlèvement « A » (m)	Hauteur du tas « H_t » (m)	Largeur du tas réduite « X » (m)
1	$(0,5 \rightarrow 0,6)H_g$	$(0,5 \rightarrow 0,6)H_g$	$(1,5 \rightarrow 1,6)H_g$
2	$(0,8 \rightarrow 1,2)H_g$	$(0,75 \rightarrow 0,8)H_g$	$(1,65 \rightarrow 2)H_g$
3	$(1,4 \rightarrow 2)H_g$	$(0,8-1, \rightarrow 1,5)H_g$	$(1,5 \rightarrow 2,2)H_g$

III.3.2.4. Largeur des blocs et leur nombre dans un gradin :

Un gradin peut comporter un ou plusieurs chantiers. Chaque partie du gradin exploitée par excavateur est nommée « bloc ».

Un bloc comprend en général trois parties :

- Tronçon tiré ;
- Tronçon foré ;

- Tronçon de réserves (nettoyé) ;

En pratique, la largeur du bloc L_b dépend du mode de transport :

- lors du transport par voie ferrée :

$$L_b = 300 \rightarrow 800 \text{ m ;}$$

- lors du transport par camions :

$$L_b = 100 \rightarrow 300 \text{ m ;}$$

Le nombre de blocs dans un gradin est déterminé comme suit :

$$N_b = L_f / L_b ;$$

Où : L_f : longueur du front de travail, m ;

L_b : longueur d'un bloc, m ;

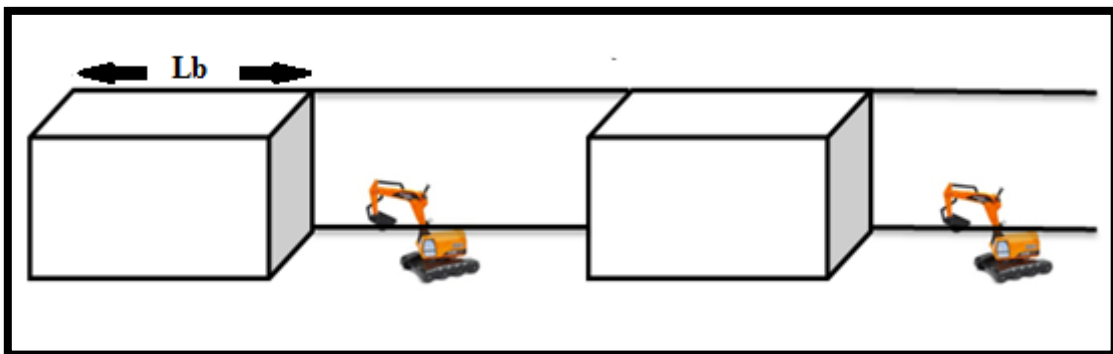


Figure III.03 : blocs –excavateurs.

III.3.2.5. Longueur des fronts des travaux miniers :

La longueur totale des fronts est égale à la somme des longueurs de tous les gradins actifs (minerai et stérile).

$$L_f^{\text{tot}} = \sum L_f^i, \text{ m ;}$$

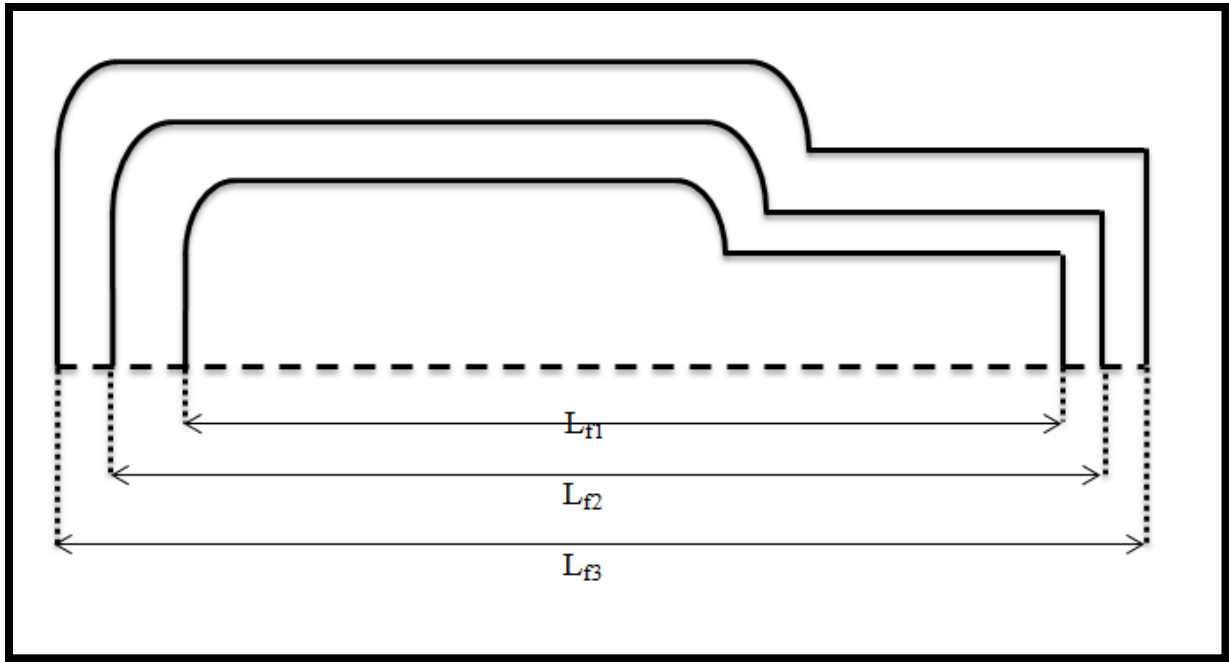


Figure III.04 : Schéma de calcul de la longueur totale des fronts de travail

Si la méthode utilisée est dite longitudinale (ou transversale) a deux bords, alors on aura :

$$L_f^{\text{tot}} = 2 (L_{f1} + L_{f2} + L_{f3}) \text{ ,m}$$

III.3.2.6. Vitesse de déplacement des chantiers :

Considérée comme premier indice d'une méthode d'exploitation, la vitesse de déplacement d'un chantier dépend de la largeur d'enlèvement et du rendement de l'engin de chargement (ou d'excavateur). Elle est déterminée par la formule :

$$V_{ch} = Q_{ex} / (A * H_g) \text{ ,m/post ; m/j}$$

Où : Q_{ex} : rendement de l'excavateur par post ou par jour (m^3 /poste ou m^3 /jour) ;

A : largeur d'enlèvement ,m ;

H_g : hauteur du gradin ,m ;

On détermine le temps d'extraction d'un bloc comme suit :

$$T_{e.b} = L_b / V_{ch} \text{ ,(poste ou jour) ;}$$

III.3.2.7. Avancement annuel du front de travail de la carrière :

On définit la vitesse d'avancement annuel du front de travail de la carrière ou mine à ciel ouvert d'après le rendement annuel des équipements de chargement en minerai et stérile .

On détermine l'avancement des fronts d'après la formule :

$$V_f = P / (H * L_f^{tot}) \text{ ,m/an}$$

Où : P : production annuelle de la carrière en minerai ou stérile ,m³/an ;

H :profondeur de la carrière ,m ;

L_f^{tot} : longueur totale des fronts ,m

D'après l'expérience mondiale, la vitesse d'avancement des fronts varie dans les limites suivantes :

$$V_f = (30 \rightarrow 250) \text{ m/an}$$

III.3.2.8. Approfondissement annuel des travaux miniers à ciel ouvert

C'est un indice utilisé lors de l'exploitation des gisements dressants et semi-dressants.

L'approfondissement planifié de la carrière est déterminé de la façon suivante :

$$H_a^{(p)} = H_c / T_c \text{ ,m/an ;}$$

Où : H_c : profondeur finale de la carrière ,m ;

T_c : durée de vie de la carrière ,m ;

L'approfondissement réel annuel des travaux miniers dans une carrière ou mine à ciel ouvert est déterminé par la formule suivante :

$$H_a^{(r)} = H_g / t \text{ ,m/an ;}$$

Où : H_g :hauteur du gradin ,m ;

t : temps de préparation d'un niveau de travail ,an ;

$$t = V_{prép} / Q_{ex}^c \text{ ,an ;}$$

Où : $V_{prép}$: volume des travaux de préparation d'un niveau de travail ,m³

$$V_{\text{prép}} = V_{\text{ta}} + V_{\text{td}} \quad , \text{m}^3$$

V_{ta} : volume de la tranchée d'accès $, \text{m}^3$;

V_{td} : volume de la tranchée de découpage $, \text{m}^3$;

Q_{ex}^c : rendement de l'excavateur lors de la construction de la carrière $, \text{m}^3/\text{an}$;

$$Q_{\text{ex}}^c = (0,5 \rightarrow 0,7) Q_{\text{ex}}^e$$

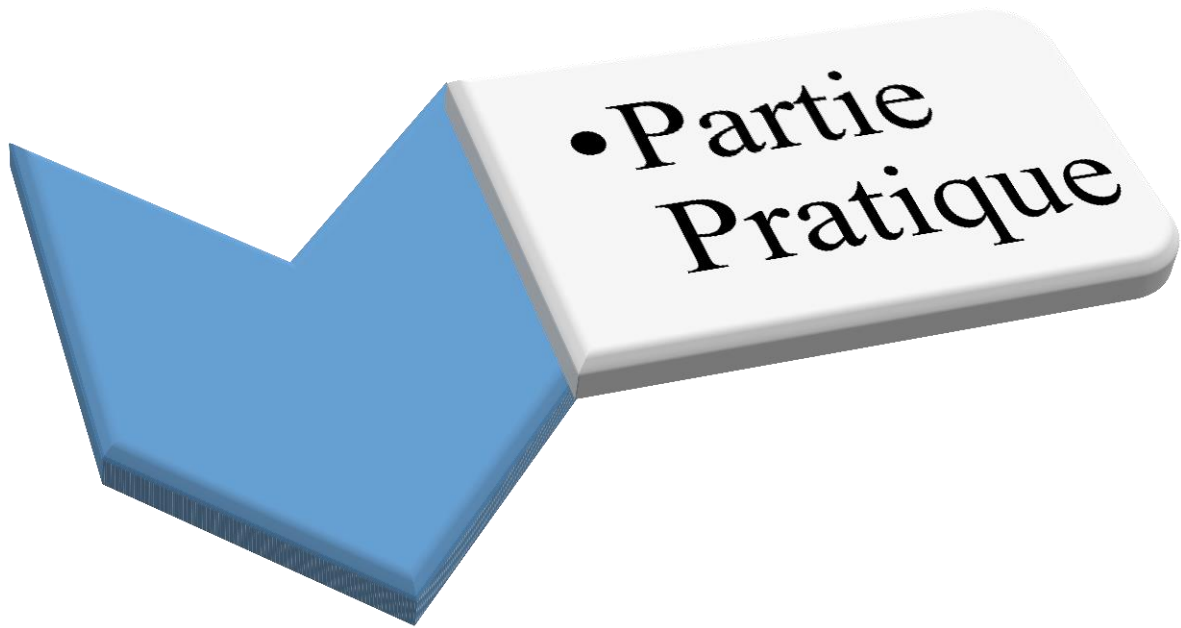
Q_{ex}^e : rendement de l'excavateur lors de la phase d'exploitation $, \text{m}^3/\text{an}$;

D'après la pratique , l'approfondissement annuel des travaux miniers est de l'ordre de :

- lors du transport par rail $Ha = (6 \rightarrow 10) \text{ m/an}$;
- lors de l'emploi des camions $Ha = (10 \rightarrow 25) \text{ m/an}$;
- lors de l'utilisation des scrapers $Ha \approx 70 \text{ m/an}$

III.4. Conclusion :

Le mode d'ouverture et la méthode d'exploitation sont toujours choisis par rapport à la forme du gisement et l'étude de faisabilité technique et économique et aussi ils sont liés à l'étude de sécurité dans la carrière.





Chapitre
IV

- Choix
d'un Plan
de Tir

Chapitre IV : Les paramètres d'un plan de tir

IV.1. Introduction :

La méthode d'abattage à l'explosif est en général utilisée dans les carrières de roches massives et dures. En effet, dans le cas de roches dures, les procédés d'extraction continus ne sont pas possibles, l'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte. De plus, l'étendue actuelle des possibilités en termes d'explosifs et les compétences qui existent aujourd'hui dans le domaine ont contribué à la banalisation de ce procédé.

A partir d'une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

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

IV.2. Paramètres incontrôlables (invariables) :

IV.2.1. Comportement de la roches (propriétés physico-mécaniques) :

Actuellement l'industrie minière joue un rôle important dans l'économie national en assurant la matière première. C'est pourquoi les propriétés mécaniques sont très importants

dans tous la pratique du génie minier. Les caractéristiques les plus importants dans tous les processus minière est la sureté de roches.

IV.2.1.1. Résistance à la compression :

La résistance à la compression est définie par la relation suivante :

$$R_c = \frac{F_{\max}}{S} \text{ [Kgf/cm}^2\text{]}.$$

F_{\max} : la charge à rupture.

S : surface sur laquelle la charge est appliquée.

L'essai a été effectué au Laboratoire des travaux publics de l'Est LTPE (Sétif) sur deux éprouvettes de roches calcaires prélevées des gradins 2 et 5 de la carrière du Djebel Medjounès.

Les résultats obtenus sont donnés dans le tableau

Tableau IV.01 : Résistance à la compression du calcaire.

N° Echantillon	Résistance Rc (Kgf/cm2)
1. (gradin 2)	776
2. (gradin 5)	768,5

D'après le tableau la résistance à la compression du calcaire est relativement élevée.

IV.2.1.2. Résistance à la traction

La résistance à la traction est définie par la relation suivante :

$$R_t = \frac{T_{\max}}{S} \text{ [Kgf/cm}^2\text{]}.$$

T_{\max} : l'effort maximal de traction

S : surface de l'éprouvette sur laquelle est appliquée l'effort de traction qui produit la décohésion des échantillons de la roche.

La résistance à la traction des échantillons n'a pu être déterminée au laboratoire par manque d'appareil de mesure.

Nous avons utilisé la relation empirique entre la résistance à la compression et à la traction donnée dans la littérature.

$R_t = NRC$; avec $N = 10$.

Les résultats du calcul sont donnés dans le tableau :

Tableau IV.02 : Résistance à la traction du calcaire.

N° Echantillon	Résistance R_t (Kg/cm ²)
1 (gradin 2)	92,68
2 (gradin 5)	91,5

IV.2.1.3. La tirabilité :

Pour l'appréciation de la tirabilité on peut appliquer la relation suivante dans les conditions de laboratoire :

$$q_{et} = 0,02 (\bar{\sigma}_{comp} + \bar{\sigma}_t + \tau_0) + 2 \gamma \text{ g/m}^3.$$

Où : δ_{tr} : résistance à la traction

$$\delta_{tr} = (0,08 \rightarrow 0,12) \delta_{comp} ; \text{ kgf/cm}^2$$

$$\delta_{tr} = 92,68 \text{ kgf/cm}^2$$

Alors : $q_{et} = 26,36 \text{ gr/cm}^3$

selon la valeur de q_{et} les roches sont divisées en 5 classes :

Tableau IV.03 : Classification des roches selon la tirabilité.

Types de Tirabilité	q_{et} (gr/m ³)	classes	catégories
Tirabilité facile	≤ 10	1	1, 2, 3, 4, 5
Tirabilité moyenne	10,1÷20	2	6, 7, 8, 9, 10
Tirabilité difficile	20,1÷30	3	11, 12, 13, 14, 15
Tirabilité très difficile	30,1÷40	4	16, 17, 18, 19, 20
Tirabilité exclusivement difficile	40,1÷50	5	21, 22, 23, 24, 25

IV.2.1.4. La destructibilité :

Avec le développement technologique il est nécessaire de tenir compte d'autres facteurs ; il a été développer une relation entre l'indice de la résistance à la destruction et les contraintes qui apparaissent durant le processus).

$$Ides = 0,005 A_i (\delta_{comp} + \delta_t + \tau_0) + 0,5 \gamma .$$

τ_0 : Résistance à la cohésion kgf/m².

γ : La masse volumique.

D'après cette méthode toutes les roches dures et semi dures peuvent être devisées selon la destructibilité en 5 classes :

- 1- Roches mi-dures meubles $Ides$ (1-5).
- 2- Roches dures facilement destructible $Ides$ (5,1-10).
- 3- Roches dures moyennement destructible $Ides$ (10,1-15).
- 4- Roches dures difficilement destructible $Ides$ (15,1-20).
- 5- Roches dures très difficilement destructible $Ides$ (20,1-25).

IV.2.1.5. L'indice de forabilité :

Pour l'appréciation de l'indice de forabilité il y a une expression qui se base sur les conception analogique :

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

Où :

δ_{comp} : Résistance des roches à la compression ; Kgf/cm²

$$f = \frac{\delta_{comp}}{100}$$

Où :

f : Dureté des roches

Pour notre cas : $\delta_{comp} = 772.4 \text{ kgf/cm}^2$

Donc : $f = 7,72$.

δ_{dep} : Résistance des roches au déplacement ; Kgf/cm²

$$\delta_{dep} = (0,25 \div 0,33) \delta_{comp}$$

$$\delta_{dep} = 0.25 * 772,4 = 193,1 \text{ Kgf/cm}^2$$

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

$$Df = 0,007(772,4 + 193,1) + 0,7 * 2,6$$

Donc : $Df = 8,57$

La classification de la forabilité des roches selon l'indice **V.REJVSKY** est présentée dans le Tableau suivant :

Tableau IV.04 : Classification de la forabilité des roches selon l'indice V.REJVSKY.

Degré de forabilité	D_f	Classes	Categories
Forabilité très facile	≤ 5	I	1, 2,3 ,4 ,5
Forabilité facile	5.1÷10	II	6, 7, 8, 9,10
Forabilité moyenne	10.1÷15	III	11, 12, 13, 14,15
Forabilité difficile	15.1÷20	IV	16, 17, 18, 19,20
Forabilité très difficile	20.1÷25	V	21, 22, 23, 24,25

III.2.2. Fissuration des roches :

La fissuration du massif rocheux influe sur les propriétés mécaniques du massif et sur la stabilité des talus. C'est le facteur le plus important qui caractérise les roches et les sols. Elle permet de choisir la méthode d'exploitation, de résoudre le problème de la stabilité des bords de la carrière, du talus ...

La fissurité est égale à la distance moyenne entre les fissures :

$$ID = \frac{L}{n}$$

L : longueur de la partie étudiée du massif (en m)

n : nombre de fissures sur la partie mesurée.

Le tableau donne la classification des discontinuités selon les valeurs de ID .

Tableau IV.05 : Classification des discontinuités selon ID.

Classe	Intervalle moyen entre discontinuités ID (cm)	Densité des discontinuités
ID 1	> 200	Très faible
ID 2	60 à 200	Faible
ID 3	20 à 60	Moyenne
ID 4	6 à 20	Forte
ID 5	< 6	Très forte

Nous avons effectué des mesures de la fissuration sur les gradins 2 et 5. Nous avons utilisé un cadre carré de 1 m de cotés. Le nombre moyen de fissure sur la longueur de 1 m est de 7 environ ce qui donne une valeur de ID = 0,14 m (14 cm). D'après le tableau III.4. On peut dire que la densité de la fissuration dans la carrière du Djebel Medjounes est forte.

IV.3. Paramètres contrôlables (variables) :

IV.3.1. Paramètres liées aux explosifs :

IV.3.1.1. Définition :

On désigne sous le nom de substances explosives, des composés définis ou des mélanges de corps susceptibles par une décomposition chimique de libérer leur énergie potentielle en un temps très court.

Généralement, cette libération d'énergie s'accompagne du dégagement d'un important volume gazeux porté, dès lors, à une température élevée et le milieu ambiant est soumis à une pression brutale qui peut atteindre des volumes extrêmement grands.

Cette définition appelle toutefois certaines remarques. En effet, quelques substances explosives appartenant surtout au groupe des explosifs d'amorçage, ne dégagent que très peu ou même pas de gaz lors de leur décomposition et les effets d'explosion sont alors dues à l'échauffement rapide de l'air ambiant par l'énergie de la décomposition de la substance explosive.[11]

IV.3.1.2. Type des explosives :

- **La déflagration**

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

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

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.

- **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.

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

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.[9]

IV.3.1.3. Caractéristiques des explosifs produits en Algérie « Office National des substances Explosive » (ONEX) :

- ❖ **GELANIT :**

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

- **Utilisation :**

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

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

- **Avantages :**

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

❖ **MARMANIT :**

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

• **Utilisation :**

- Utilisable dans les terrains secs ou faiblement humides ;
- Elle est adaptée aux terrains à roche tendre à mi-durs ;

• **Avantages :**

- Explosif de sureté, peu sensible aux actions mécaniques;
- Explosif caractérisé par une charge linéaire réduit qui favorise son utilisation pour les terrains mi-durs.

❖ **TEMEX :**

le TEMEX fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif fabriqué par l'ONEX par rapport aux explosifs classiques des avantages substantiels à savoir : Produit hydrofuge, utilisé à ciel ouvert et en souterrain, même en milieu subaquatique.

Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage et de l'utilisation.

Les caractéristiques techniques, dimensions et conditionnement de ces explosifs sont classés dans des tableaux « voir l'annexe ».

IV.3.1.4. L'effet des explosives :

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

L'explosif agit en deux temps :

- 1- L'onde de choc qui fissure le massif.

2- L'expansion des gaz qui effectue la majeure partie du travail demandé.

Autour d'une charge se forme la zone de compression (zone de déformations plastiques). Le diamètre initial des trous s'élargit de près du double. Dans cette zone de compression est $(1 \text{ à } 1,75) d_c$; où d_c est le diamètre de la charge.

L'onde de choc se déplace du centre à la périphérique, provoquant dans la roche des tensions radiales et des tensions tangentielles. Dans cette zone qui est appelée zone de la formation des fissures, l'énergie du tir est consommée pour surmonter la résistance des roches au déplacement, à la traction et en partie à la compression.

L'onde de choc, lorsqu'elle arrive à la surface libre du gradin, tend à projeter le matériau.

Les zones de compression et de la formation des fissures forment ensemble la zone de fragmentation réglée. Dans la zone de secousses, les roches se détruisent en partie suivant les fissures naturelles (sans fragmentation des blocs naturels). C'est zone de fragmentation non réglée.

En générale, on tente toujours d'augmenter au maximum la zone de fragmentation réglée. La distribution de l'énergie du tir dépend des caractéristiques du massif et des roches, du nombre de surfaces dégagées, de la structure de la charge, de l'ordre de tir ainsi que de sa destination.

Le degré de fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation.

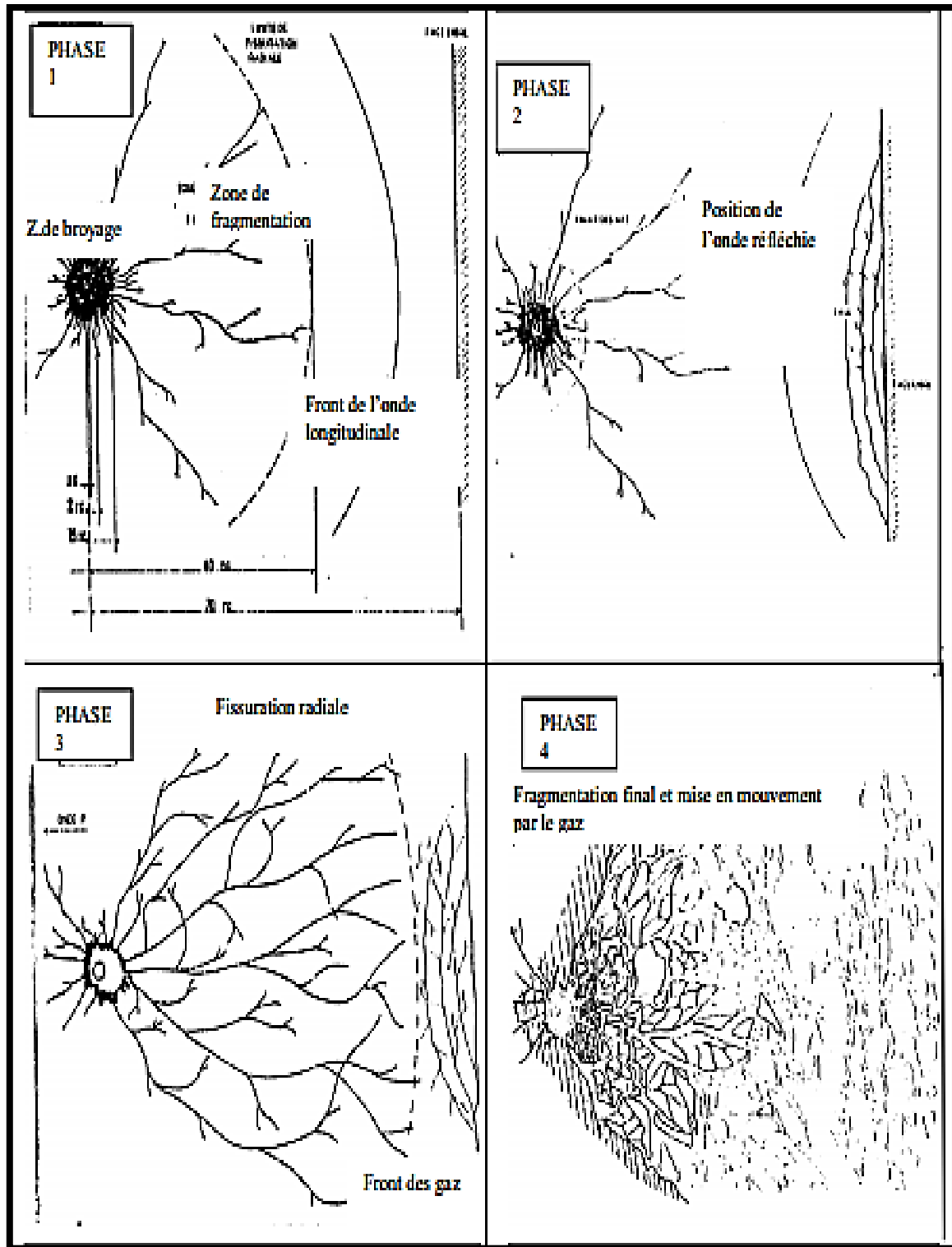


Figure IV.01 : Développement de fracturations.[9]

IV.3.1.5. Accessoires de tir :

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

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

❖ 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.

❖ Le cordeau détonant :

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

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

❖ Les Détonateurs pyrotechnique :

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

• Détonateurs instantanés :

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

- **Détonateurs sismiques :**

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

- **Détonateurs à retard :**

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

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

- **Détonateurs microretard « DMR » :**

Ces détonateurs diffèrent des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus court de l'ordre de 20 ms.

L'ONEX fabrique des détonateurs à microretard avec 12 degrés de retard. La durée du retard en ms varie entre 0 à 240 ms.

- ❖ **Le fil de tir :**

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

IV.3.2. Paramètres liés aux forage :

La foration de trous est la première étape dans un plan de tir , la production et les capacités économiques , et les propriétés des roches sont les éléments qui contrôlent l'emplacement et dimensions de forage.

IV.3.2.1. Le choix du mode de forage :

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

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

On distingue plusieurs modes de forage :

- Forage rotatif ;
- Forage percutant ;
- Forage roto percutant ;
- Forage thermique;

Le choix du mode de forage dépend aussi à des indices de forabilité et de tirabilité lesquels on a étudiés dans le précédent chapitre.[9]

TableauIV.06 : Choix de sondeuse.

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

Les travaux de forage au niveau de la carrière de Ain Kebira s'effectue avec les sondeuses classées dans le tableau suivant :

Tableau IV.07 : Les sondeuses utilisées au niveau de la carrière de Ain Kebira.

Model de sondeuse	Nombre de sondeuse
ATLAS COPCO ROC F6	2
FURUKAWA FRD DCR-20	3
INGERSOLLRONDE DM25	1
INGERSOLLRONDE DM30	1



FigureIV.02 : ATLAS COPCO ROC F6.

IV.3.2.1. Le diamètre du trou :

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

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

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

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

IV.3.2.2. L'inclinaison du trou :

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

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

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

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

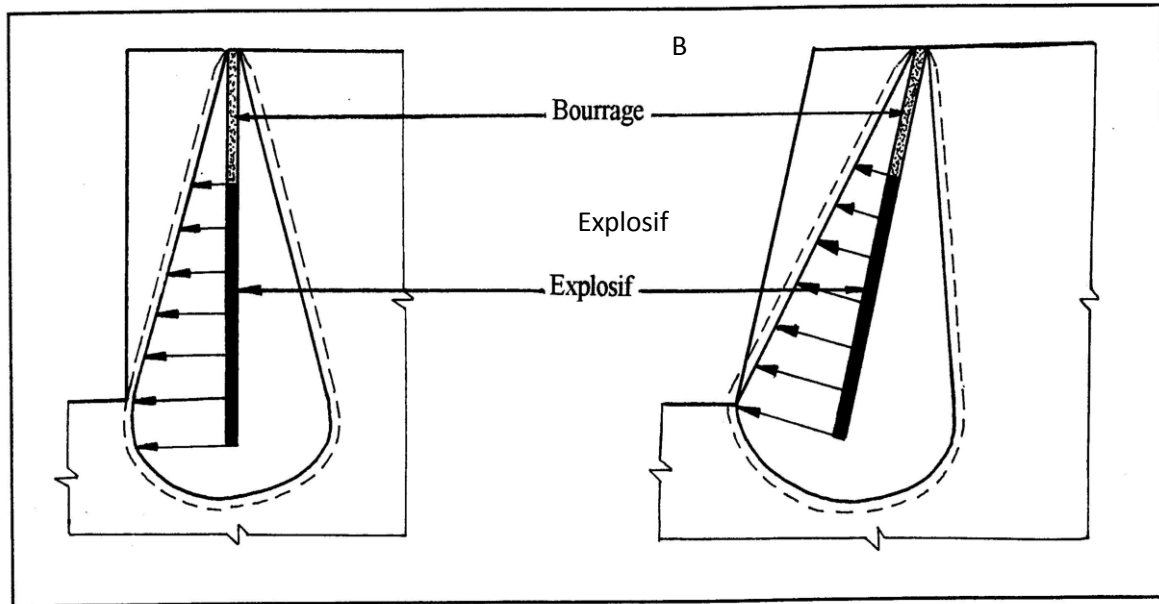


Figure IV.03 : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.[9]

IV.3.2.3. L'excès de forage (sous forage) :

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

La longueur de sur-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Celle-ci est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être voisine de 0,3 fois la banquette. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes.

IV.3.2.4. Longueur du trou :

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.

IV.3.3. Paramètres liés au Bourrage :

IV.3.3.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous :

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

IV.3.3.2. Qualité du matériau de bourrage :

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

IV.3.4. Paramètres liés au plan :

IV.3.4.1. Banquette :

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

IV.3.4.2. L'espacement :

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

IV.3.4.3. Rapport de maille :

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

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

IV.3.4.4. Types d'amorçages :

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

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

❖ 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).

❖ Amorçage ponctuel :

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

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

IV.4. Calcul des Paramètres des travaux de forage et de tir dans la carrière de Ain Kebira :

- Hauteur de gradin $H_g = 15\text{m}$;
- Diamètre de trou $D_{tr} = 0,11\text{m}$;
- Inclinaison du trou $\beta = 80^\circ$;

IV.4.1. Longueur de trou :

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

Où : l_{ex} : longueur de l'excès de forage

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

$$L_{ex} = 10 * 0,11 = 1,1 \text{ m} ;$$

$$L_{tr} = (15 / 0,93) + 1,1$$

$$L_{tr} = 17,22\text{m} ;$$

IV.4.2. Capacité métrique de trou :

$$P = \frac{\pi D_{tr}}{4} \cdot \Delta_{moy} ; (\text{Kg/m}) ;$$

Où :

D_{tr} : est le diamètre du trou $D_{tr} = 110\text{m}$;

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

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

Avec :

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

$$\text{La densité de gélanite} = 1,40\text{t/m}^3 = 1400 \text{ kg/m}^3$$

On calcul la densité moyenne de ces deux explosifs :

$$\Delta_{moy} = \frac{\Delta_{Anf} \cdot 50\% + \Delta_{gil} \cdot 50\%}{100\%} ; \text{kg/m}^3$$

$$\Delta_{moy} = \frac{900 \cdot 0,50 + 1400 \cdot 0,50}{1} = 1150 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Donc : } P = \frac{3,14 * (0,110)^2}{4} * 1150 = 10,92 \text{ kg/m.}$$

IV.4.3. la consommation spécifique :

q : Est la consommation spécifique d'explosif,

$$q_p = q_{et} * k_{ex} * k_f * k_d * k_s * k_v * k_{sd} ; \text{ kg/m}^3$$

Où :

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

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

d'où :
$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

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

$$A_{et} = 360 \text{m}^3, \quad A_{ut} = 320 \text{m}^3 \Rightarrow K_{ex} = \frac{360}{320} = 1.13$$

K_f : Coefficient tenant compte l'influence de fissuration

$$K_f = 1,2 \times lm + 0,2$$

lm : Dimension moyenne du bloc dans le massif.

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

$$\text{Donc : } K_f = 1,2 \times 1 + 0,2 = 1,4$$

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

$$K_d = \frac{0,5}{d_{moy}}$$

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

$$\text{Donc : } K_d = \frac{0,5}{0,32} = 1.56$$

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

Pour les trous du diamètre $>100\text{mm}$, K_c sera égale respectivement :

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

Dans notre cas, la tirabilité des roches est difficile, on prend $K_c = 0,8$

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

par explosif.
$$K_v = 3\sqrt{\frac{15}{Hgr}}$$

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

Donc $k_v = \sqrt[3]{15/15} = 1$ m

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

Tableau IV.08: Valeur de K_{sd} dépend le nombre de surface libre.

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

Pour notre cas, on a trois surfaces libres alors $K_{sd}=6$

Donc : $q_p = 26,36 * 1,13 * 1,4 * 1,56 * 0,8 * 1 * 6 = 312,26 \text{ g/m}^3$

$q_p = 0,31 \text{ kg/m}^3$

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

IV.4.4. Ligne de moindre résistance :

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

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4.m.q.Hgr.Ltr.P} - P}{2.m.q.Hgr}; (m)$$

Où :

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

m : Le coefficient de rapprochement entre deux trous :

- $m=0,8$ pour les roches très dures ($f > 12$) ;
- $m=1$ pour les roches dures ($6 < f < 12$) ;
- $m=1,2$ pour les roches assez dures ($f < 6$) ;

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

Application numérique :

$$W = \frac{\sqrt{10,92^2 + 4(1 * 0,35 * 15 * 17,14 * 10,92)} - 10,92}{2 * 1 * 0,35 * 15}; (m)$$

$$W = 5,02 \text{ m}$$

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

IV.4.5. Distance entre deux trous dans une rangée :

$$a = m \cdot w ;$$

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

$$a = 4,5 \text{ m}$$

IV.4.6. construction de la charge

IV.4.6.1. Quantité d'explosifs nécessaire dans un trou :

$$Q = q_p * W * H_g * a ; \text{ Kg}$$

$$Q = 0,35 * 4,50 * 15 * 4,50 ;$$

$$Q = 106,31 \text{ Kg}$$

La quantité utilisée au niveau de la carrière est : 150 Kg

IV.4.6.2. Longueur de la charge dans un trou :

$$L_{ch} = Q/p ; \text{ m}$$

$$L_{ch} = 150/10,92$$

$$L_{ch} = 13,73 \text{ m}$$

IV.4.6.3. Longueur de bourrage totale :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} ; \text{ m}$$

$$L_b = 17,22 - 13,73$$

$$L_b = 3,49 \text{ m.}$$

IV.4.7. Volume de bloc à abattre :

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

$$V_b = \frac{P_{an}}{N_s * N_{int}} ; m^3$$

On fait deux tirs par semaine donc $N_{int}=2$;

N_s nombre de semaine = $365/7$

$N_s = 52,14$

$P_{an} = 1550610$ T

$$V_{an} = P_{an} / \gamma ; m^3$$

$$V_{an} = 1550610 / 2,6$$

$$V_{an} = 596388,46 m^3$$

$$V_b = 596388,46 / (52,14 * 2)$$

$$V_b = 5719,1 m^3$$

IV.4.8. Volume de minerai à abattre par un trou :

$$V_t = W * a * H_g ; m^3$$

$$V_t = 4,5 * 4,5 * 15$$

$$V_t = 303,75 m^3$$

IV.4.9. Nombre de trous dans un bloc

$$N_{tr} = V_b / V_t$$

$$N_{tr} = 5719,1 / 303,75$$

$$N_{tr} = 18,82 \text{ trous}$$

On utilise 20 trous dans la carrière .

IV.4.10. Section de bloc à abattre

$$S_b = V_b / H_g ; m^2$$

$$S_b = 5719.1 / 15$$

$$S_b = 381.27 m^2$$

IV.4.11. Largeur d'enlèvement :

$$A = W + (N_r - 1)b ; m$$

On a une seule rangée donc $A = W$

$$A = 4,5 m$$

IV.4.12. Longueur du bloc :

$$L_b = S_b / A ; m$$

$$L_b = 381,27 / 4,5$$

$$L_b = 84,72 m.$$

IV.4.13. Quantité d'explosif total dans un bloc :

$$Q_{tot} = Q * N_{tr} ; Kg$$

$$Q_{tot} = 150 * 20$$

$$Q_{tot} = 3000 Kg.$$

IV.4.14. Longueur total foré :

$$L_{tf} = L_{tr} * N_{tr} ; m$$

$$L_{tf} = 17,22 * 20$$

$$L_{tf} = 344.4 m.$$

IV.4.15. Tas de roche abattue :

Les paramètres du tas de roches abattus sont caractérisés par :

- Hauteur du tas H_t ;
- Largeur du tas des roches abattus en dehors de l'enlevure X_t

$$H_t = (0,5 \rightarrow 0,8) H_g ; m$$

$$H_t = 0,7 * 15$$

$$H_t = 10,5 \text{ m}$$

$$X_t = 15 \frac{q}{\gamma} \sqrt{Hg \cdot A} ;$$

$$X_t = 15 \frac{0,35}{2,6} \sqrt{15 * 4,5} ;$$

$$X_t = 16,58 \text{ m.}$$

IV.4.16. Rayon de sécurité :

$$R_s = 29 \sqrt{Q_{tot}/N} ; m$$

N : nombre de détonation = 9 ;

$$R_s = 529,46 \text{ m .}$$

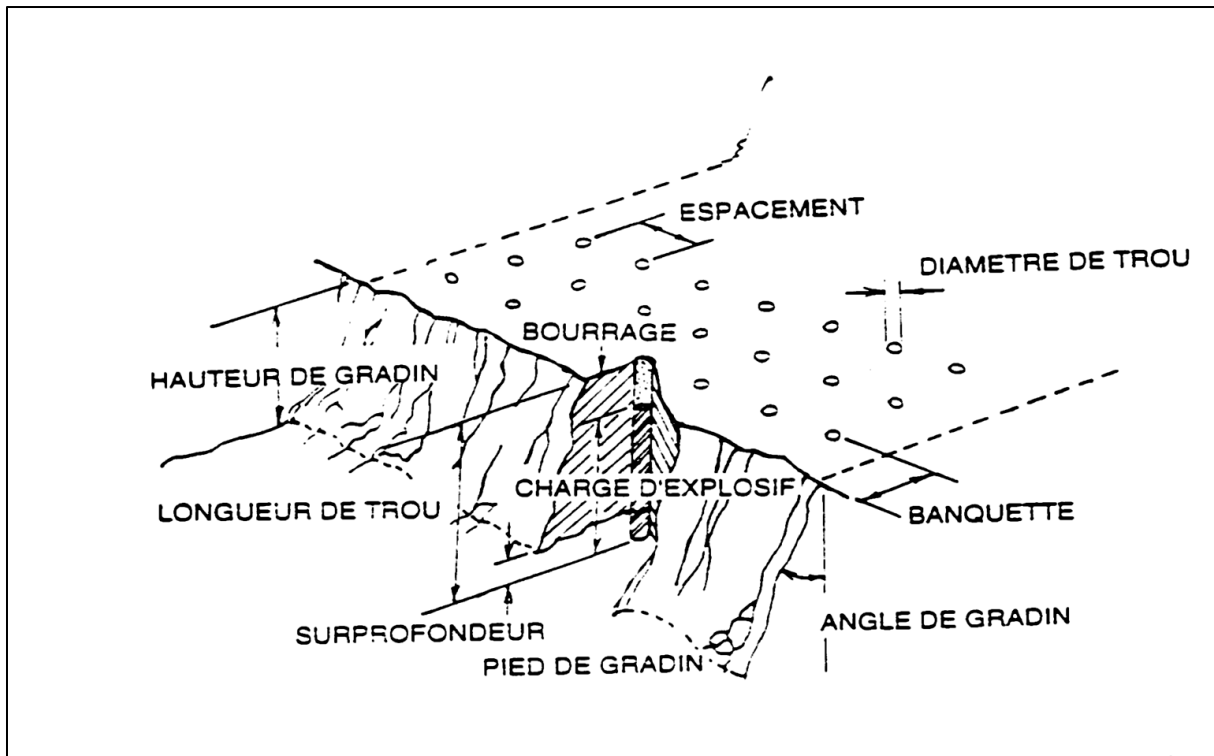


Figure IV.04 : Schéma du dispositif géométrique d'un tir.[10]

IV.7. Conclusion :

Les connaissances actuelles suivant la fragmentation à l'explosif des massifs est assez limitées. Cependant, un exploitant ne dispose que de règles de l'art existantes et au mieux de quelques modèles disponibles, mais dont la validation à l'échelle industrielle reste le plus souvent à démontrer.

En face des spécialistes des mines des exigences se posent, d'un cote fournir de grandes quantités de roche bien fragmentée pour le processus de traitement et de l'autre cote minimiser le coût. Un compromis raisonnable entre ces deux exigences incompatibles ne peut être accompli que sur la base d'une compréhension très poussée des facteurs qui contrôlent la fragmentation des roches.

Le processus de la fragmentation des roches à l'explosif est difficile à expliquer par des analyses mécaniques. Une méthode de conception et de calcul par ordinateur du problème semble être la seule à fournir une réponse.



Chapitre V

- Optimisation d'un Schéma de tir

V.1. Introduction :

La conception d'un plan de tir, correspond à la définition de la géométrie de foration, du chargement des mines et des délais d'initiation. Fondamentalement, elle consiste à assurer:

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

V.2. Les schémas de tir :

Les trous peuvent être disposés suivant une ou plusieurs rangées. Les schémas principaux lors du tir à une seule rangée sont les suivants :

- Successif ;
- Par-dessus un sondage ;
- D'onde ;
- Avec le bouchon ;

Alors que les principaux schémas lors du tir de plusieurs rangées sont :

- Schéma de tirs par rangée ;
- Schéma de tir avec bouchon longitudinal ;
- Schéma de tir avec bouchon transversal ;

- Schéma de tir avec bouchon en coin ;
- Schéma de tir utilisé lors de plateforme à largeur réduite ;

L'ordre de tir peut être :

- Instantané ;
- A micro retard ;

V.2.1. Les schémas de tir pour un seul rangée :

- Les éléments d'un schéma de tir :

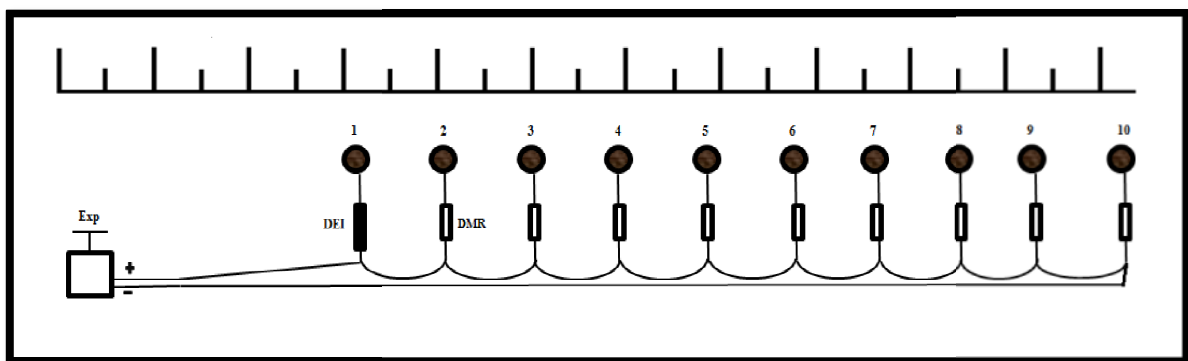


Figure V.01: les éléments d'un schéma de tir.

Exp : Un explosif ;

DEI : Détonateur électrique instantané ;

DMR : Détonateur à microretard ;

Trou : Trou de mine ;

1,2,.....,10 : l'ordre de tir

a) Successif :

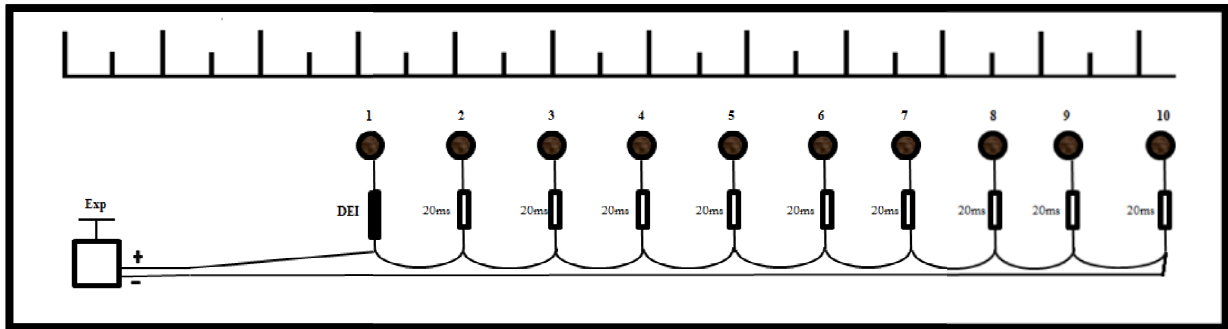


Figure V.02: Schéma de tir successif pour une seule rangé.

b) Par-dessus un sondage :

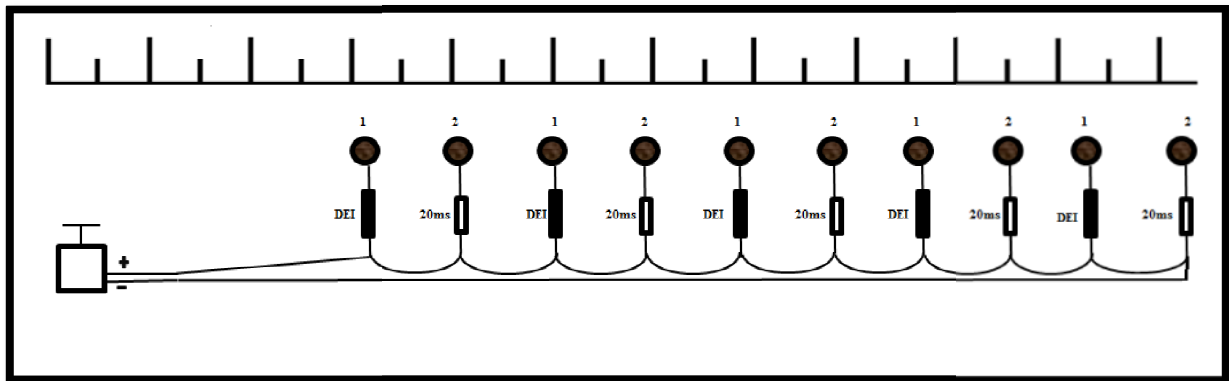


Figure V.03 : Schéma de tir par-dessus d'un sondage pour une seule rangé.

c) D'onde :

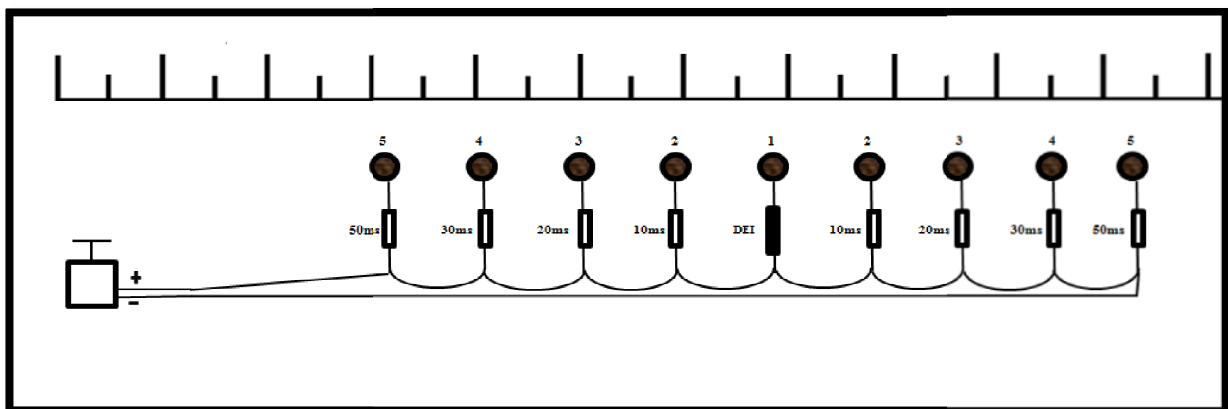


Figure V.04 : Schéma de tir d'onde pour une seule rangé.

d) Avec bouchon :

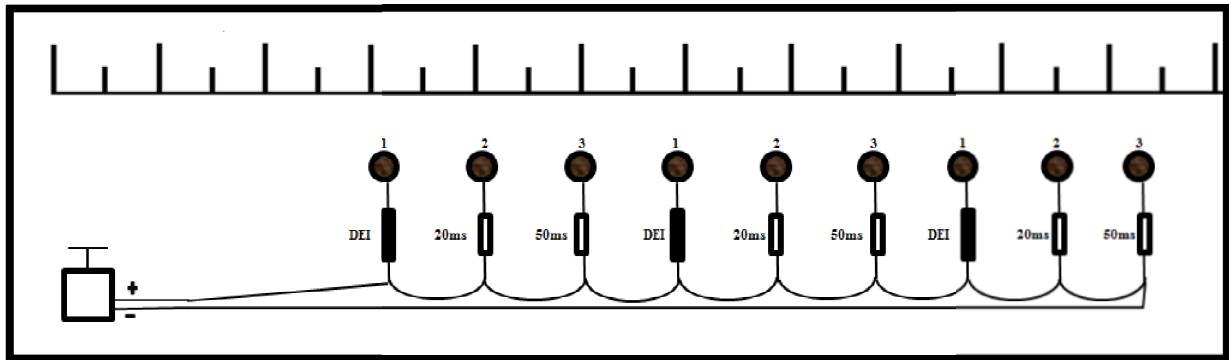


Figure V.05 : Schéma de tir avec bouchon pour une seule rangée.

On utilise le schéma (b) pour les roches faciles à tirer, les schémas (a) et (c) pour les roches à tirabilité moyenne et le schéma (d) pour les roches difficiles à tirer

Lors de plusieurs rangées, on utilise les schémas suivants :

- Par rangée (pour les roches de petite et moyenne résistance au tir) ;
- Avec les bouchons (pour les roches à grande résistance).

V.2.2. Les schémas de tir pour plusieurs rangées :

a) Schéma de tirs par rangée :

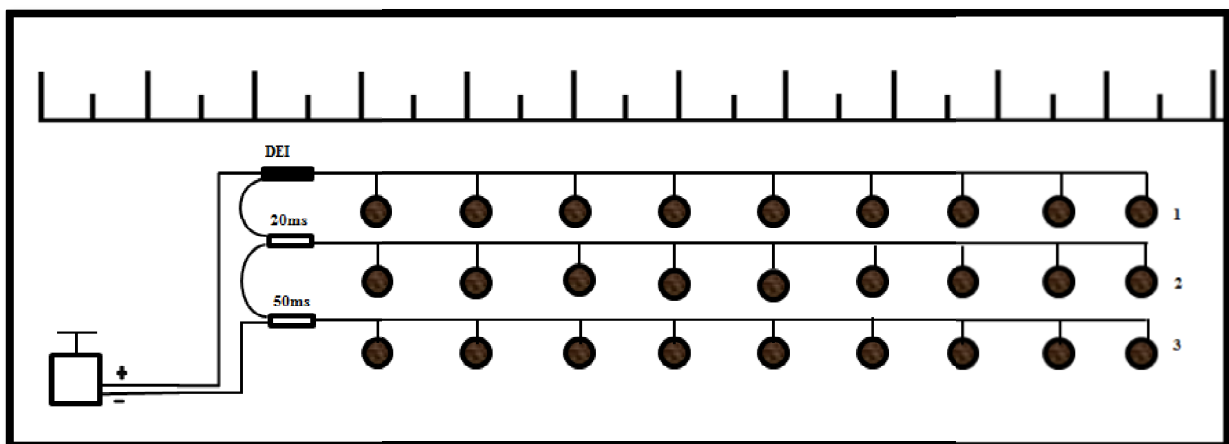


Figure V.06 : Schéma de tir par rangée.

b) Schéma de tir avec bouchon longitudinal :

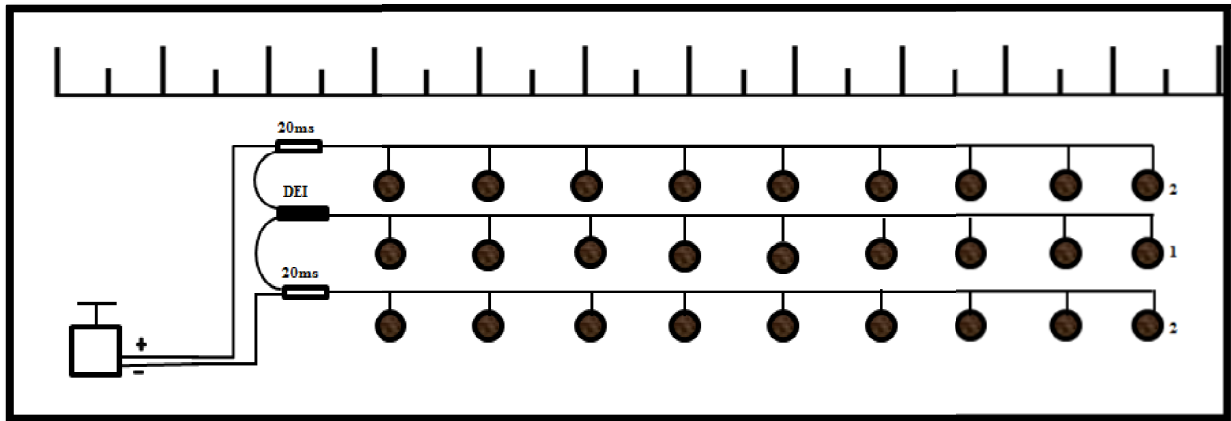


Figure V.07: Schéma de tir avec bouchon longitudinal.

c) Schéma de tir avec bouchon transversal :

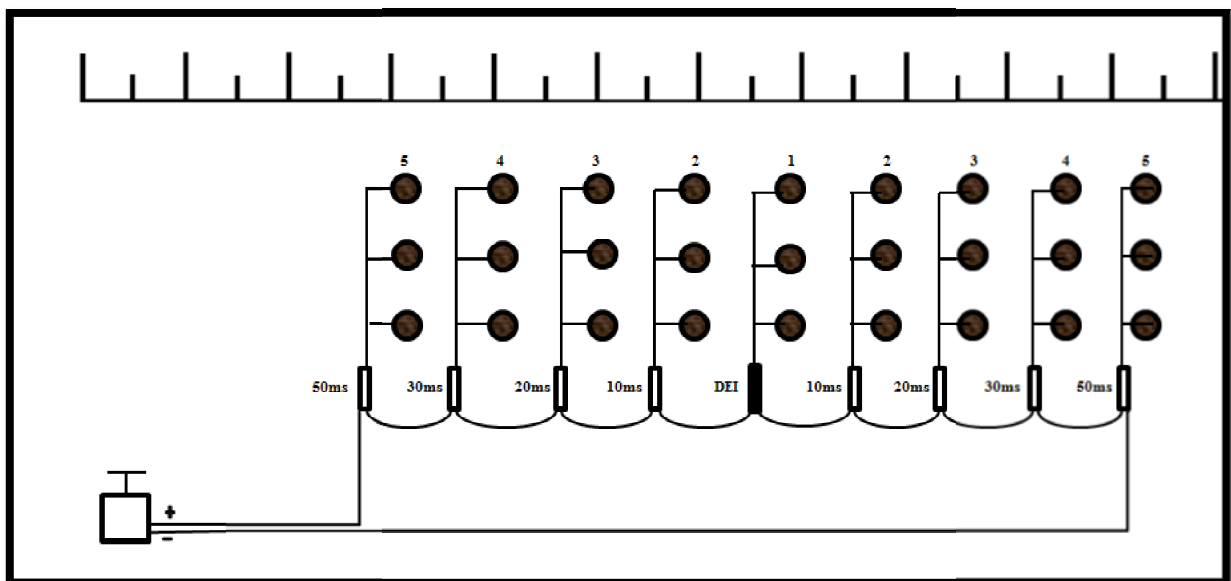
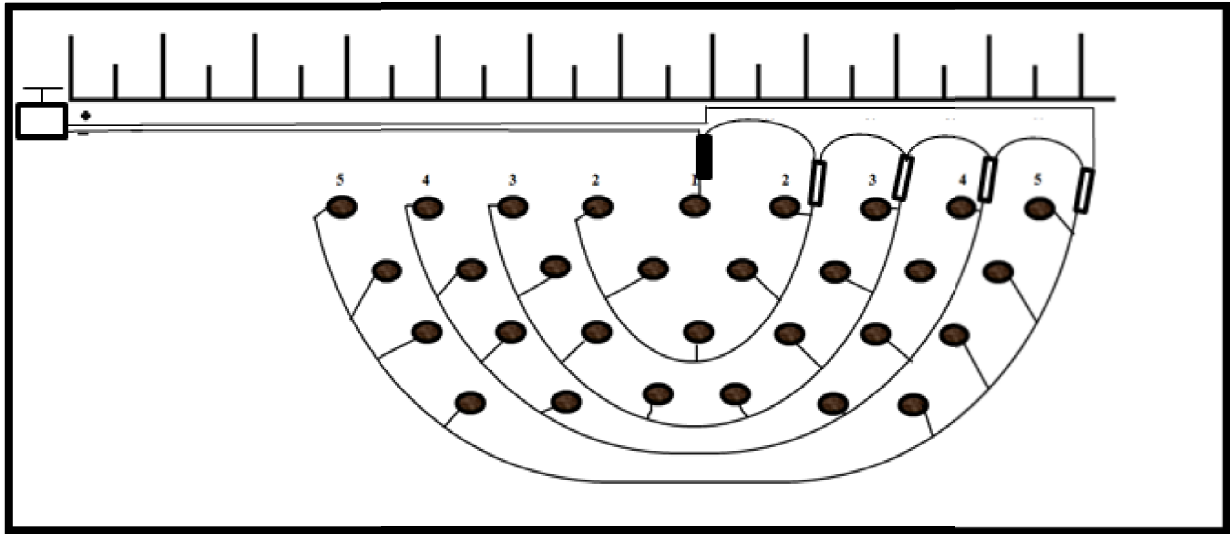
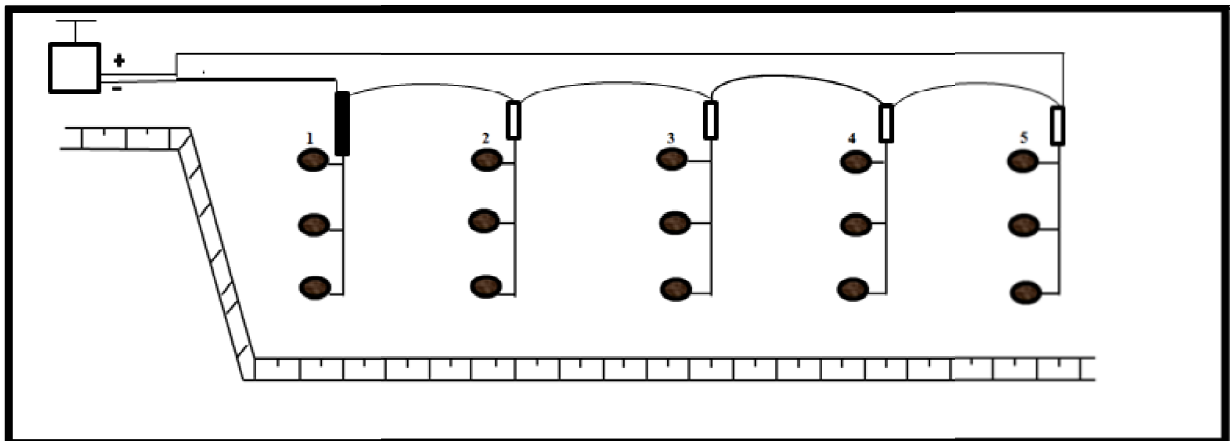


Figure V.08: Schéma de tir avec bouchon transversal.

d) Schéma de tir avec bouchon en coin :**Figure V.09 :** Schéma de tir avec bouchon en coin.**e) Schéma de tir utilisé lors de plateforme à largeur réduite :****Figure V.10 :** Schéma de tir utilisé lors de plateforme à largeur réduite.

V.3. Etude comparative entre deux plans de tir :

Durant le stage qu'on a fait dans la carrière de Ain Kebira, on a remarqué que le pourcentage des blocs hors gabarités est considérable. C'est la raison pour laquelle on a proposé un autre schéma de tir, à fin d'améliorer la fragmentation.

Alors, on va fixer tous les paramètres du plan de tir, sauf le schémas de tir. Ou on va étudier la différence entre les résultats de tir utilisé et celui proposé.

V.3.1. Plan de tir utilisé :

Dans le cas étudié, ils utilisent un schémas de tir successif a microretards en utilisant des détonateur a microretards avec un retard de 10 ms. La figure si dessus montre l'ordre de tir.

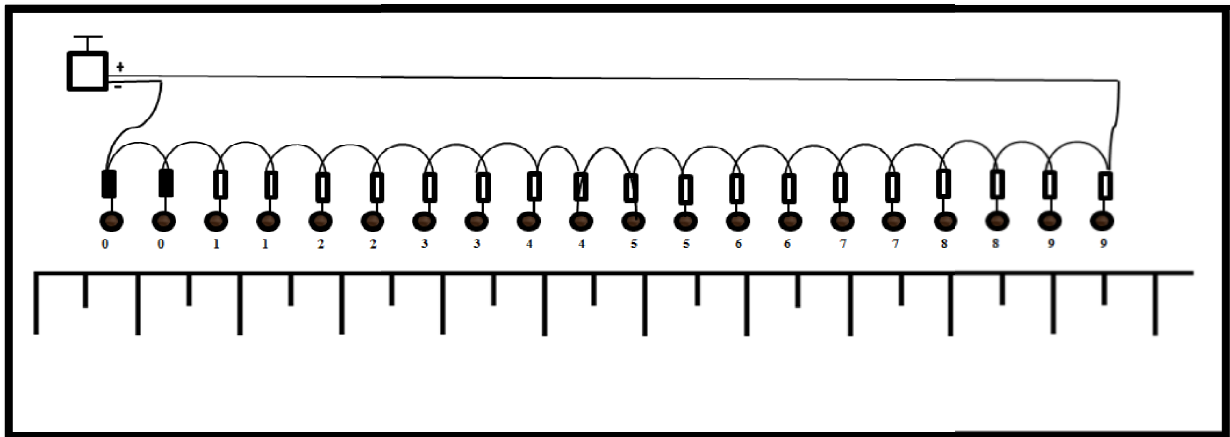


Figure V.11 : Schéma de tir utilisé aux niveaux de la carrière d'Ain Kebira.

V.3.2 Nombre de surface libre dans le schéma utilisé :

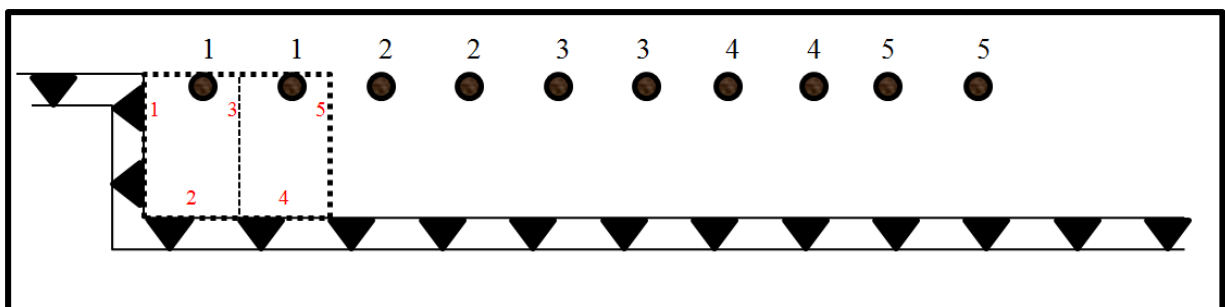


Figure V.12 : Nombre de surface libre pour la première séquence de tir « utilisé » .

Dans la première séquence il y a cinq surface libre. Et on a le même nombre, dans la deuxième jusqu'à dixième séquence de tir.

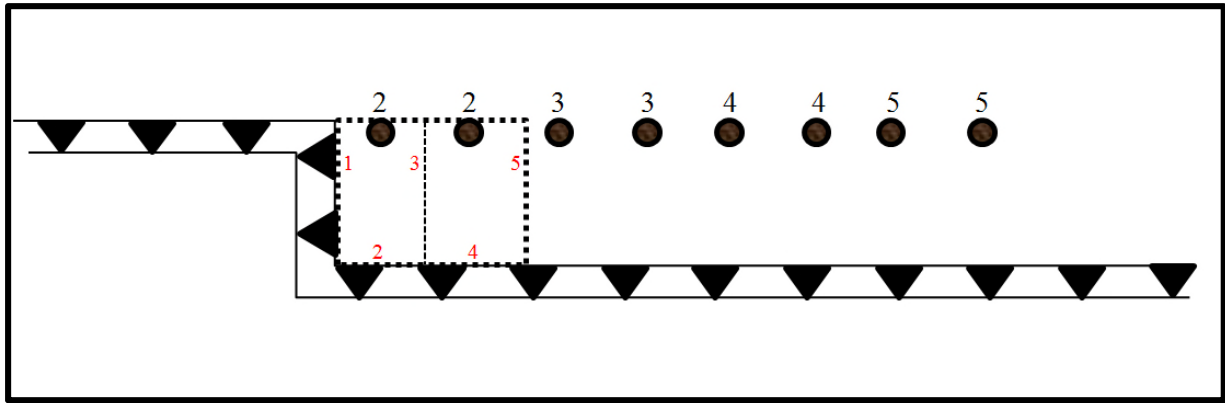


Figure V.13 : Nombre de surface libre pour la deuxième séquence de tir « utilisé ».

Dans ces séquences on trouve que chaque une a cinq surfaces libres. Le nombre total des surfaces libres est :

$$N_s = 510 \times \quad \text{Dnc} : N_s = 50 \text{ surfaces.}$$

La moyenne du nombre de surface libre :

$$M_s = N_s / N_t$$

$$M_s = 50 / 20$$

$$M_s = 2,5$$

Ou : M_s : la moyenne des surfaces libres.

N_s : le nombre de surface libre.

N_t : le nombre de trou.

V.3.3. plan de tir proposé :

On a proposé un notre schémas de tir ou l'ordre de tir est différent de celui utilisé. Donc on vas réaliser un tir par onde. La figures si dessus montre le schémas de tir par onde avec des détonateurs a microretard.

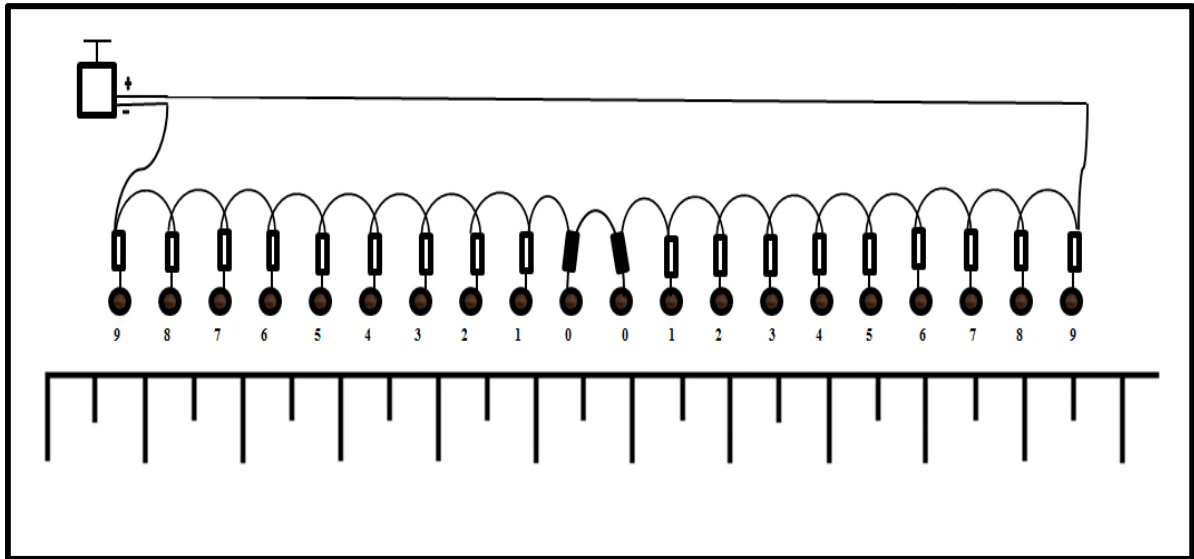


Figure V.14 : Schéma de tir proposé.

V.3.4. Nombre de surface libre dans le schéma proposé :

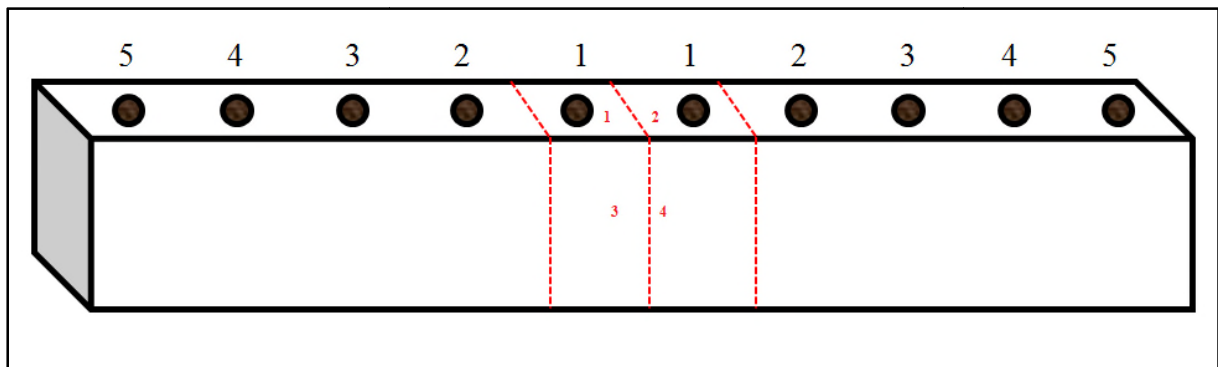


Figure V.15 : Nombre de surface libre pour la première séquence de tir « proposé ».

La première séquence a quatre surfaces libres. Et on a encore le nombre est six, dans la deuxième jusqu'à dixième séquence de tir :

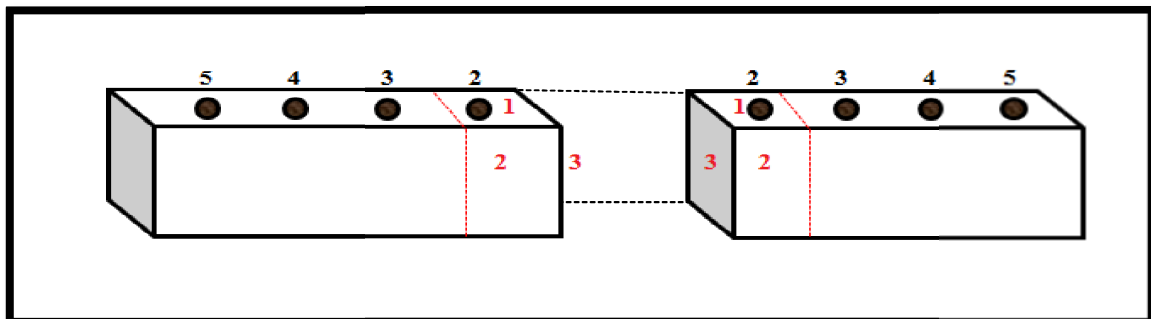


Figure V.16: Nombre de surface libre pour la deuxième séquence de tir « proposé ».

Donc le nombre total des surfaces libre est 58 surfaces.

Le moyen de surface : $M_s \approx 3$.

V.4. L'influence des schémas de tir sur les résultats de l'abattage :

V.4.1. Schématiquement :

V.4.1.1. Concept énergie/surface :

La fragmentation et l'arrachement dans les tirs à l'explosif sont tous deux des phénomènes de rupture dynamique complexes se manifestant généralement par la création de nouvelles surfaces de rupture. Etudier théoriquement la croissance des fissures une par une, l'interaction entre elles et avec des fissures préexistantes est un problème d'une complexité extrême, qui est à ce jour hors d'atteinte des connaissances théoriques et méthodes de modélisation numérique associées.

Les Figures ci-après illustrent la complexité des schémas de fracturation.

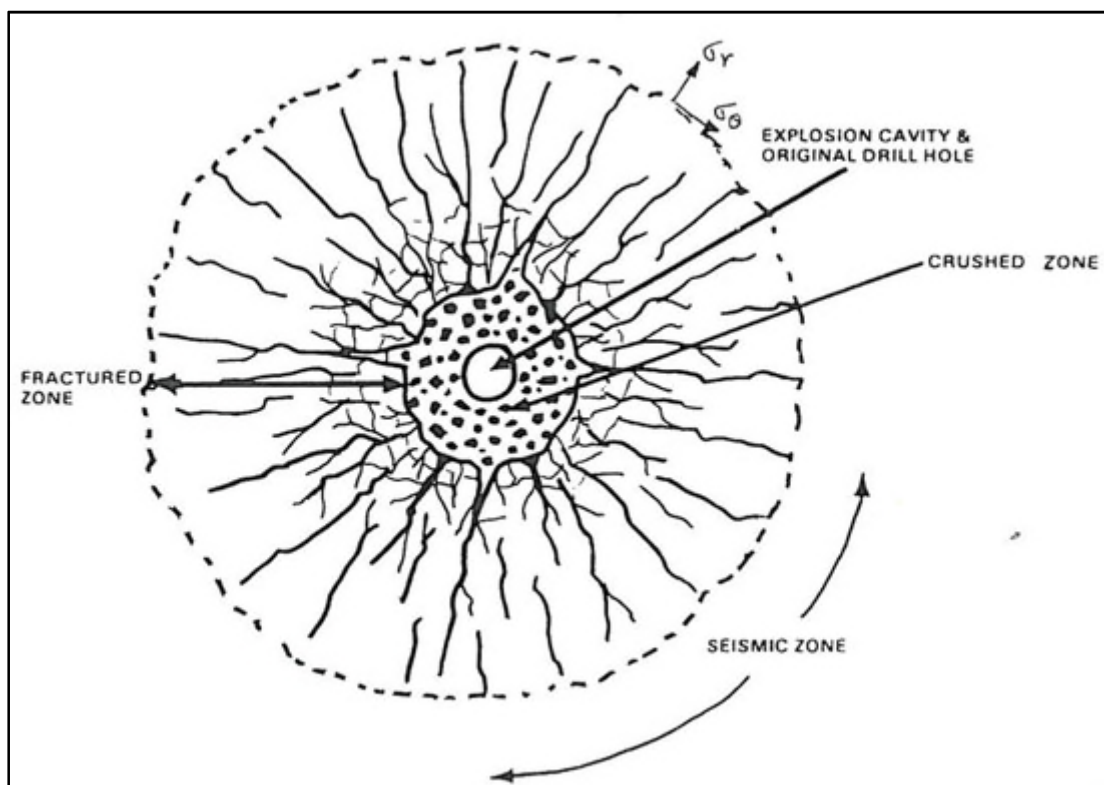


Figure V.17: Zones d'endommagement et de fissuration radiale autour d'un trou de mine.

D'après Bhandari (1997). [12]

V.4.1.2. 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 total. 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.

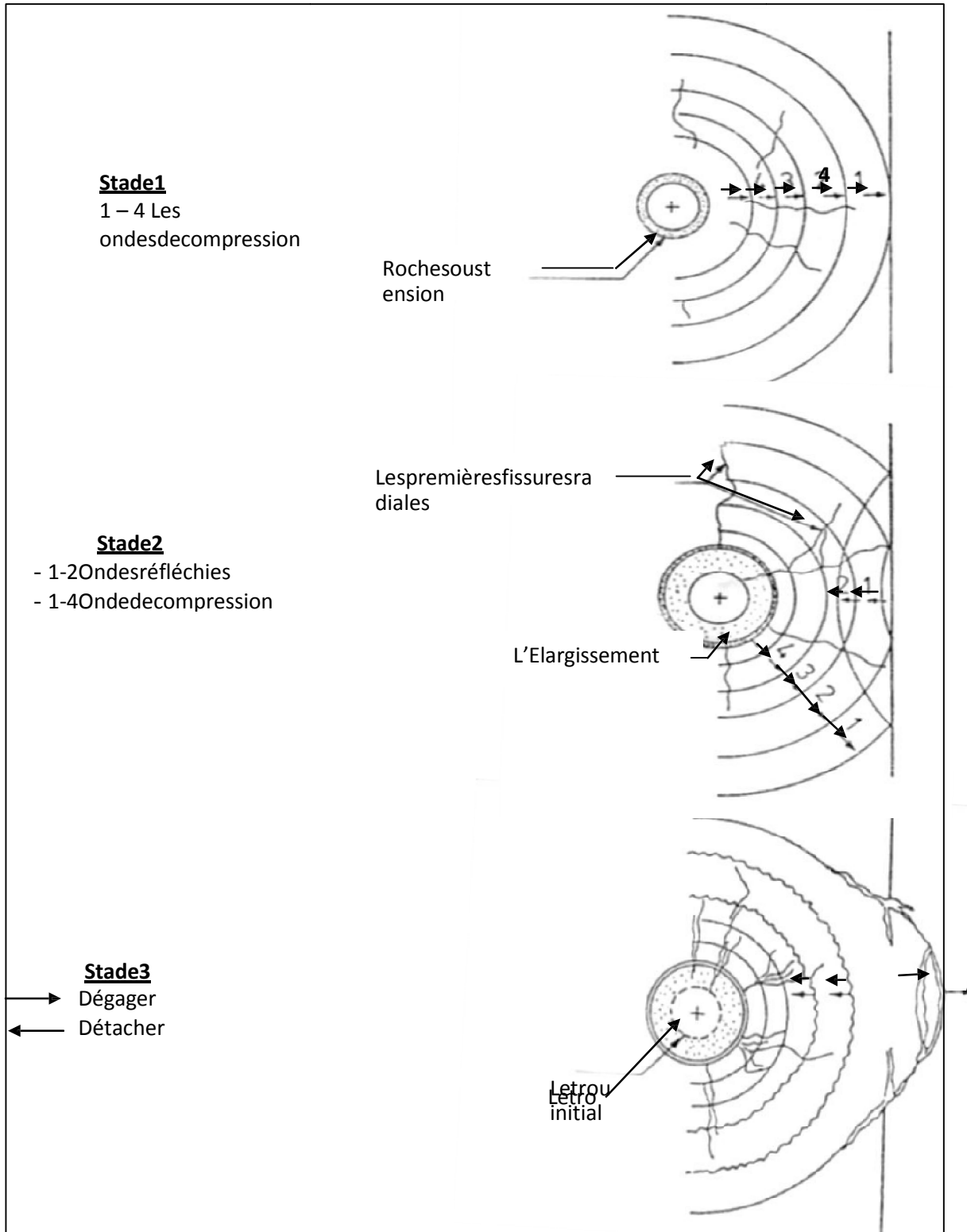


Figure V.18 : Evolution des contraintes induite par le tir.[10]

V.4.1.3. Etude de la propagation des ondes de choc dans la roche :

A) Cas d'une seule surface libre :

Pour améliorer la fragmentation, la force dégagée par l'explosion doit être supérieure à la résistance de la roche.

Dans le cas étudié, on a la force dégagée lors de la détonation des explosifs (l'infomil et la marmanit) est supérieure à la résistance de la roche pour fragmenter.

$$\text{Ou : } P \gg \sigma_c. \quad \sigma_c = 772,4 \text{ kgf/cm}^2.$$

P : la pression dégagée lors de l'explosion.

Pour étudier la propagation des ondes de choc dans la roche, on va diviser la distance entre le trou de mine et la surface libre en trois zones.

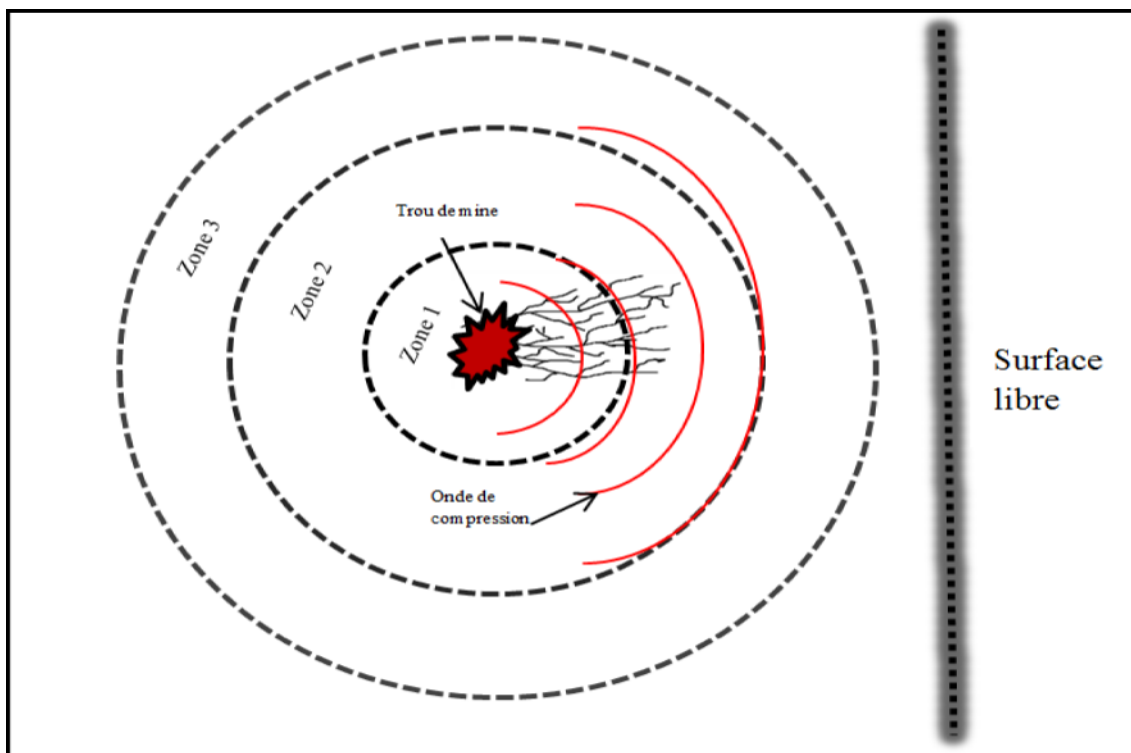


Figure V.19 : Schéma explicatif pour la première phase de fissuration par la force de compression.

La fissuration dans les deux premières zones qui sont proches du trou est provoqué par la force de compression dégagé par l'explosion. L'amplitude de ses ondes diminue dans la zone loin du trou (zone 03).

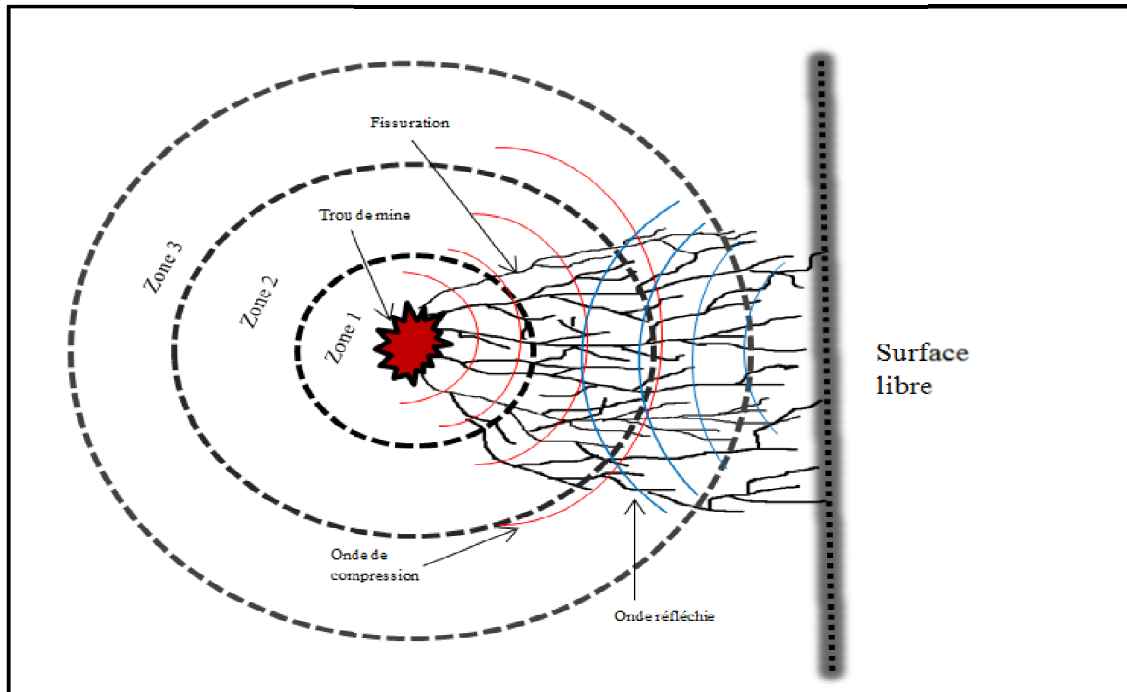


Figure V.20 : La deuxième phase de fissuration par la force de cisaillement.

Mais dans le cas de la présence d'une surface libre, les ondes de compression réfléchissent. Alors les ondes réfléchies créent une force de cisaillement qui effectuent la fragmentation dans la troisième zone.

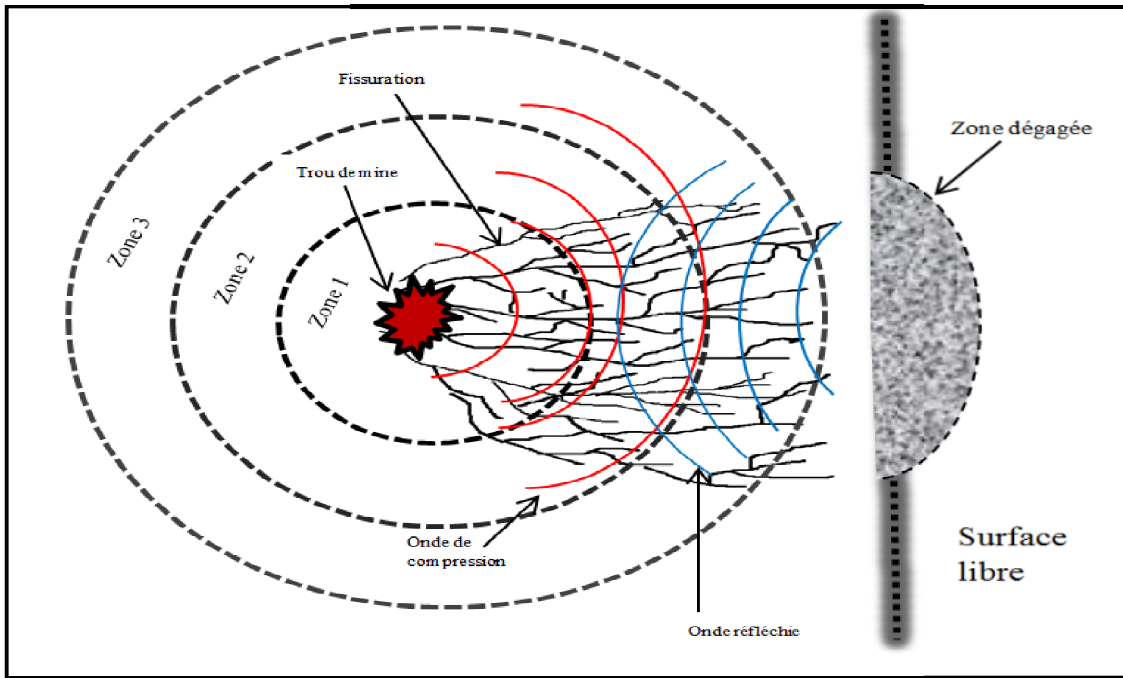


Figure V.21: La troisième phase (dégagement).

B) Cas de deux surfaces libres :

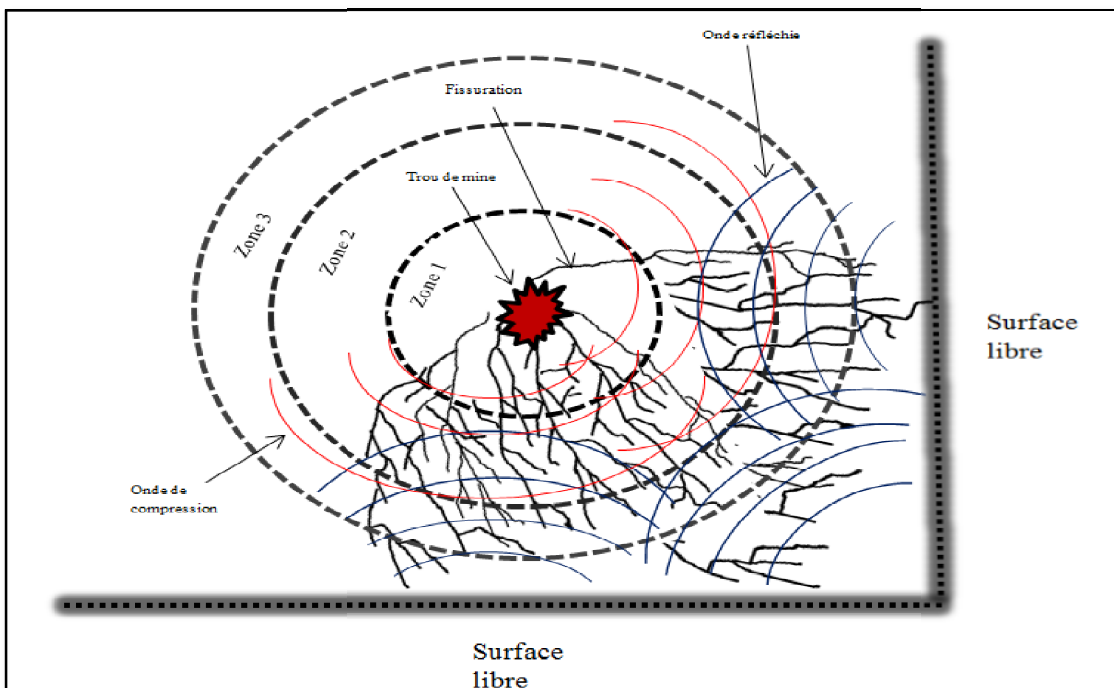


Figure V.22 : La propagation des ondes de choc dans la présence de deux surfaces libres.

Dans ce cas la présence de deux surfaces libres va améliorer les résultats de fragmentation. (même principe étudié dans le cas d'une seule surface libre).

Les ondes réfléchies jouent deux rôles :

- modification de l'orientation des fissures radiales.
- initiation de nouvelles fissures.

- **Fragmentation finale**

Si l'onde émise et l'onde réfléchie sur la surface libre ont pu pré - fissurer, ou affaiblir suffisamment le massif entre cette surface libre et le trou de mine, les gaz emprisonnés vont pouvoir poursuivre leur propagation et leur action.

Ils filtrent dans les fissures, complétant éventuellement la fissuration et mettent les blocs formés en mouvement.

V.4.2. Analytiquement :

V.4.2.1. Calcul des paramètres du plan de tir :

Les paramètres du tir utilisés sont classés dans le tableau suivant :

Tableau V.01 : Paramètres de tir et de forage utilisée au niveau de la carrière.

	Paramètre	Unité	Valeur
1	Hauteur de gradin	m	15
2	Diamètre de trou	m	0,11
3	Ligne de moindre résistance	m	4,5
4	L'excès de forage	m	1,32
5	Profondeur du trou	m	17,14
6	Espacement	m	4,5
7	Hauteur de bourrage	m	3,90
8	Poids total d'explosif par trou	Kg	150
9	Consommation spécifique d'explosif	Kg/m ³	0,35
10	Poids volumique des roches	t/m ³	2,6
11	Nombre de rangées	Unité	1
12	Nombre de trous par rangée	Unité	20
13	Quantité d'explosif utilisée	Kg	3000

V.4.2.2. L'influence du nombre de surface libres sur les résultats de tir :

Nous avons que : $q_p = q_{et} * k_{ex} * k_f * k_d * k_s * k_v * k_{sd}$; kg/m³

Où :

q_{et} : La consommation spécifique d'explosif étalon ($q_{et}=26,36$ gr/m³)

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

d'où : $K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$

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

$$A_{et} = 360m^3, \quad A_{ut} = 320m^3 \Rightarrow K_{ex} = \frac{360}{320} = 1.13$$

K_f : Coefficient tenant compte l'influence de fissuration

$$K_f = 1,2 \times lm + 0,2$$

lm : Dimension moyenne du bloc dans le massif.

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

$$\text{Donc : } K_f = 1,2 \times 1 + 0,2 = 1,4$$

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

$$K_d = \frac{0,5}{d_{moy}}$$

Avec $d_{moy} = (0,25 \div 0,4)$

$$\text{Donc : } K_d = \frac{0,5}{0,32} = 1,56$$

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

Pour les trous du diamètre $> 100\text{mm}$, K_c sera égale respectivement :

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

Dans notre cas, la tirabilité des roches est difficile, on prend $K_c = 0,8$

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

par explosif.
$$K_v = 3 \sqrt{\frac{15}{Hgr}}$$

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

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

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

Tableau V.02: Valeur de K_{sd} dépend le nombre de surface libre.

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

Tableau V.03: Les valeurs du q_p et K_{sd} par rapport au nombre de surface libre.

Nombre de surface	K_{sd}	q_p
1	10	0,5
2	8	0,4
2,5	7	0,35
3	6	0,3
4	4	0,2
5	2	0,1
6	1	0,05

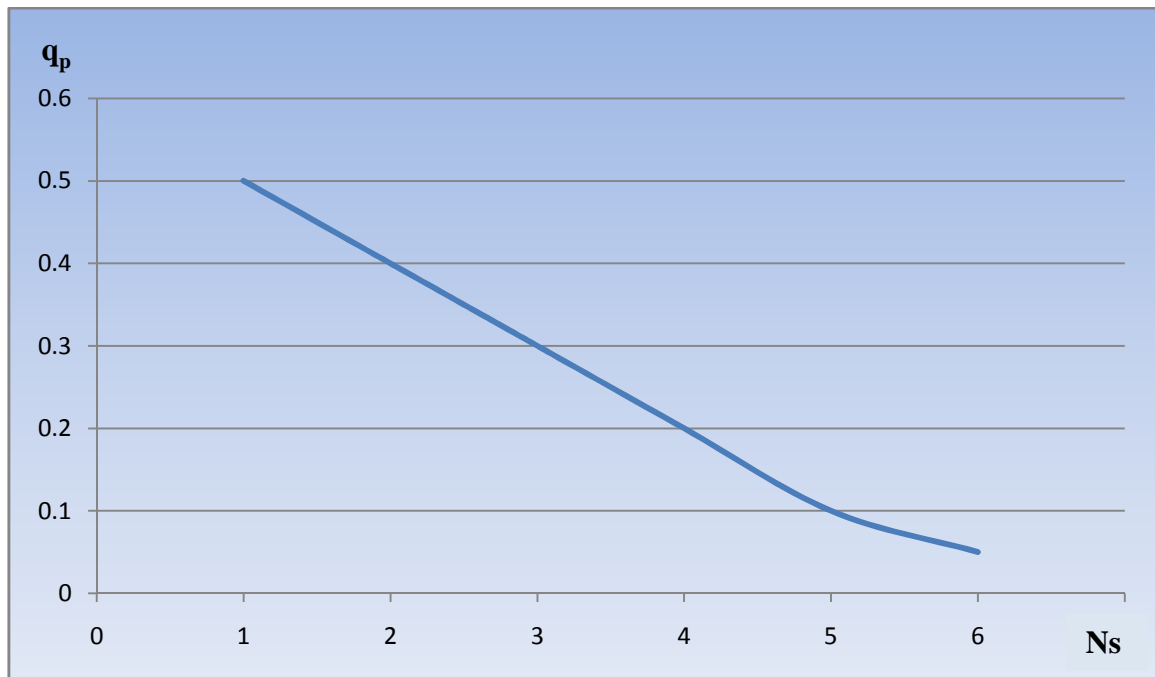


Figure V.23 :La courbe de variation de la consommation spécifique en fonction du nombre de surface libre.

V.5. Résultats de tir :

Après le tir du bloc il faut assurer que les dimensions des morceaux abattus soit acceptables pour les travaux de concassage, les dimensions maximale admissibles des blocs sautés se déterminent en fonction de l'ouverture du concasseur

$$D_{\max} \leq 0.8a, \text{ m ;}$$

Ou : D_{\max} : dimension maximale ;

a : ouverture de Concasseur ,m ;

$$a = 1,2\text{m}$$

$$\text{Donc : } D_{\max} \leq 0,96 \text{ m .}$$

V.5.1. Tas du bloc abattue (tir utilisé) :

Les figures si dessus montrent la quantité et les dimension des hors gabaries dans un seul tir.



Figure V.24: les hors gabaries extrait d'un tas de tir « tir utilisé».



Figure V.25: Dimension des hors gabaries « tir utilisé».

D1,D2 et D3 sont les dimensions des hors gabaries.

Ou : D1 = 115 cm.

D2 = 102 cm.

$D3 = 109\text{cm}$.

V.5.2. Taux des hors gabarries (pourcentage) :

A cause de la dureté difficile du calcaire extrait dans certains niveaux de la carrière d'Ain Kebira et le choix du schémas de tir, les résultats de l'abattage admissent un pourcentage élevé des hors gabarries dans la roches fragmenté. On a estimé avec l'équipe de l'exploitation que ce pourcentage est environ du 30% à 35% du bloc abattue.

V.5.3. Tas du bloc abattue (tir proposé) :



Figure V.26: les hors gabarries extrait d'un tas de tir. « tir proposé».

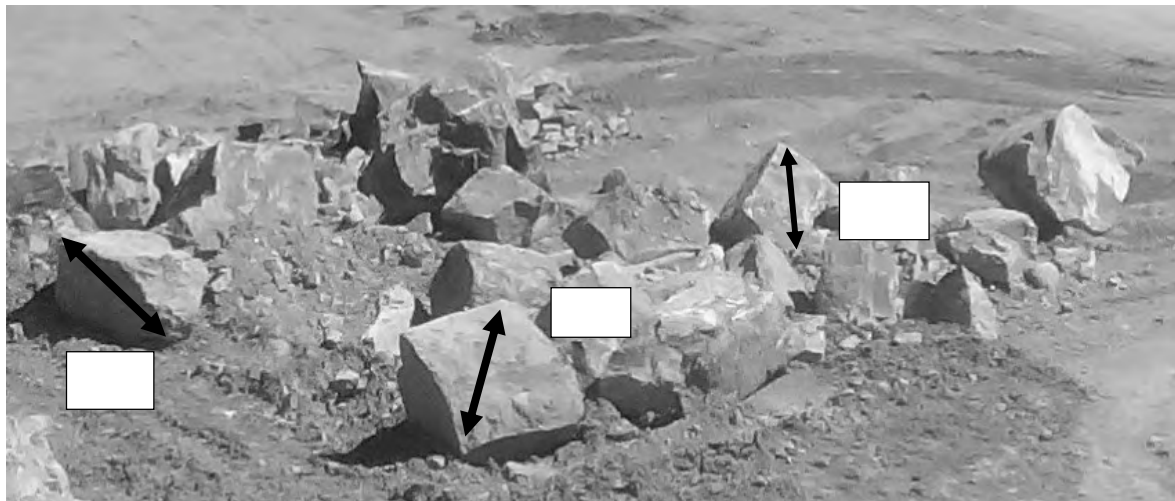


Figure V.27: Dimensions des hors gabarries «tir proposé».

Ou : $D1 = 101 \text{ cm.}$

$D2 = 106 \text{ cm.}$

$D3 = 98 \text{ cm.}$

V.5.4. Taus des hors gabaries (pourcentage) :

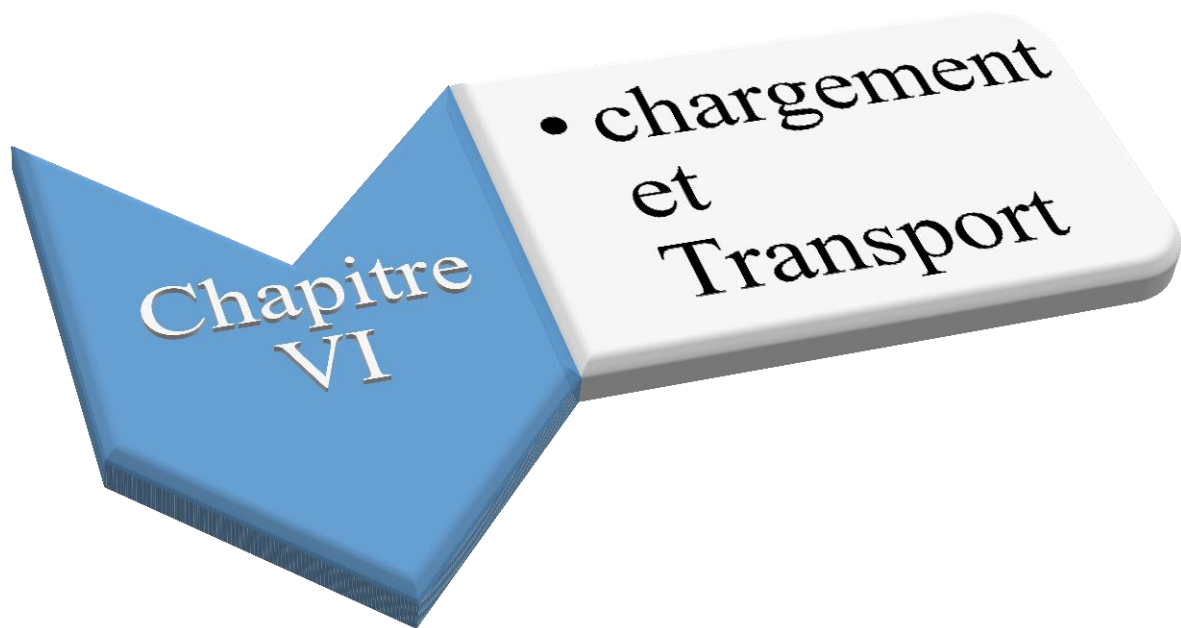
Après la réalisation du nouveau schémas de tir et faire l'abattage avec un ordre de tir par ondes. On a estimé que le pourcentage des hors gabaries dans les résultats est environ 15% à 20% de la roches fragmenté. Donc on a réalisé une amélioration remarquable dans les résultats. Et pas seulement le pourcentage qui est changé, mais on a encore les dimensions des hors gabaries qui sont démunis.

Conclusion :

En face des spécialistes des mines des exigences se posent, d'un cote fournir de grandesquantités de roche bien fragmentée pour le processus de traitement et de l'autre coteminimiser le coût. Un compromis raisonnable entre ces deux exigences incompatibles ne peutêtre accompli que sur la base d'une compréhension très poussée des facteurs qui contrôlent lafragmentation des roches.

Le processus de la fragmentation des roches à l'explosif est difficile à expliquer par desanalyses mécaniques.

Dans le cas étudié, on a remarqué que le schéma de tir influe largement sur les résultat de fragmentation. Ainsi que, le nombre de surface libre lors un tir donne l'avantage à un bon dégagement.



Chapitre
VI

- chargement
et
Transport

CHAPITRE VI :Chargement et transport

VI.1. Introduction :

Les travaux de chargement et de transport sont des processus d'une importance capitale dans l'exploitation des carrières ou mine à ciel ouvert, car ils assurent la liaison entre les lieux d'extraction de la matière première et le lieu de la transformation, le coût du chargement et de transport atteint 30% à 70% du prix de revient total d'exploitation.

Le choix du transport dans la carrière prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise en terril.

VI.2. Chargement :

Le fonctionnement de la mine à ciel ouvert est conçu et organisé au tour des engins choisis pour le chargement des matériaux. Leur choix dépend pratiquement de celui des autres matériels et leur mise en œuvre. On retiendra de même que la hauteur des gradins est adoptée en fonction des paramètres technologiques des moyens de chargement. Considéré comme le maillon central de la chaîne technologique d'exploitation minière à ciel ouvert, l'engin de chargement définit le niveau de production d'une carrière. On notera la tendance des entreprises minières à accroître considérablement les capacités du matériel. Le choix du type d'engin d'excavation et chargement se base sur les facteurs suivants : La nature des matériaux, la méthode d'exploitation, la production envisagée et les mesures de sécurité. L'adoption des engins de grandes capacités est conditionnée par les dimensions et les réserves du gisement qui doivent être importants.



Figure VI.01 : L'opération de chargement au niveau de la carrière d'Ain Kebira

Au niveau des carrières les engins de chargement et d'excavation utilisés sont les excavateurs à godet unique. Parmi les excavateurs à godet unique on utilise à la carrière d'Ain Kebira les chargeuses sur pneus KOMATSU WA 700 et Caterpillar 990 K pour le chargement des roches dans les camions. Ceux-ci sont conçus pour les travaux de chargement et de manutention des matériaux en vrac lorsqu'on recherche le coût à la tonne le plus bas possible.

VI.2.1. Choix de l'excavateur :

La détermination du type de l'excavateur et de chargeur est basée sur plusieurs facteurs :

- La méthode d'exploitation ;
- La production ciblée ;
- La matière des roches ;
- Les mesures de sécurité ;



Figure VI.02: Chargeuse pneumatique Caterpillar 990 K.

Tableau VI.01 : Les chargeuses disponibles au niveau de la carrière.

Type	Nombre	Capacité du godet (m ³)
Chargeuse KOMATSU WA 700	2	8,7-9,4
Caterpillar 990 K	6	8,6-10

VI.2.2. Rendement de la chargeuse :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times E \times K_u \times K_r \times T_p \times \gamma}{T_c \times K_f}; t / poste;$$

Sachant que :

E : capacité de godet de chargeuse E= 8 m³ ;

T_p : Temps d'un poste de travail T_p= 10 heures ;

K_f : Coefficient de foisonnement des taches dans le godet ; K_f = 1,5

K_r : Coefficient de remplissage du godet ; K_r = (0,85 ÷ 0,90)

on prend $K_r = 0,9$

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse ; $K_u = (0,6 \div 0,8)$, en prendre

$K_u = 0,8$

γ : La masse volumique de la roche, $\gamma = 2,6 \text{ t/m}^3$;

T_c ; Le temps de cycle d'une chargeuse est déterminé de la façon suivante :

$T_C = T_{ch} + T_{mach} + T_{déch} + T_{mav}$;sec

$T_c = 54 \text{ sec.}$

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 8 \times 0,8 \times 0,9 \times 10 \times 2,6}{54 \times 1,5} = 6656 \text{ t/poste.}$$

VI.2.3. Nombre de chargeuse :

Le nombre nécessaire de chargeuses pour assurer la production de la carrière est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{Pan}{R_{ch} \times N_{jour}} ; \text{chargeuse;}$$

Où :

Pan : la production annuelle de la carrière = 1 550 609 t/an

N_{jour} : nombres des jours ouvrable par année = 365 jours.

Donc :

$$N_{ch} = \frac{1\ 550\ 609}{6656 \times 365} = 0,64 \approx 1 \text{ chargeuse/poste.}$$

Une seule chargeuse est suffisante pour assurer la production, mais au niveau de la carrière on utilise deux chargeuse pour éviter la circulation des dumper dans le point de chargement, ainsi pour assurer la production sans forcer les chargeuses .

VI.3. Transport :

Le déplacement de la matière abattue du chantier vers la zone de déchargement et traitement est un procédé technologique très important dans les carrières.

Avant le choix des engins de transport il faut prendre en considération :

- Le mode d'ouverture du gisement ;
- La méthode d'exploitation ;
- Le mode de la mise à terrils ;

- La distance entre le front de travail et le point de dechargement ;
- La matiere a transporter ;
- La production de la carriere ;
- Les conditions geologiques et les dimenssions de la carriere ;

En fonction de ces elements on peut choisir parfaitement les engins de transport les plus adéquates pour ce type de travaux ;

A cause des reliefs et les dimenssions de la carriere, ainsi que la simplicité d'organisation de travail par camion, on trouve que les camions sont le meilleur choix pour ces travaux.

A la carriere d'Ain Kebira le transport de la matiere est assuré par des camions de capacité de 60 tonnes.



FigureVI.03 : Dumper Hitachi EH1000.

Tableau VI.02 : Les Dumpers disponibles au niveau de la carrière et leur capacités.

Type de dumper	Nombre	Capacité de charge (t)
HITACHI EH 1000	8	60
HITACHI EH 1100	13	60
KOMATSU HD 465	2	55
CATERPILLAR 773 G	4	60

Après le tir et pour faciliter et optimiser le stockage des matières premières, les blocs extraits au niveau de la carrière sont déplacés vers l'atelier de concassage.

VI.3.1. Rendement du camion :

$$R_{ca} = \frac{60 \times G_{nom} \times K_{uc} \times K_u \times T_p}{T_c}; t / poste.$$

Où :

- G_{nom} : Capacité de charge nominale du camion ; $G_{nom} = 60$ t
- K_{uc} : Coefficient d'utilisation de la capacité du camion ; $K_{uc} = 0,90$
- $K_u = (0,7 \div 0,8)$: Coefficient d'utilisation pratique du camion ; $K_u = 0,8$
- T_p : Temps d'un poste $T_p = 10$ heurs

T_c : Temps de cycle du camion d'après le tableau ; $T_c = 21,84$ min.

$$Rca = \frac{60 \times 60 \times 0,9 \times 0,8 \times 10}{21,84} = 1186,8 \text{ t/poste}$$

VI.3.2. Le nombre des camions :

$$N_C = \frac{P_j \times K_{ir}}{Rca \times N_p}; \text{camion.}$$

$$N_C = \frac{4248,24 \times 0,9}{1186,8 \times 1} = 3,22 \approx 4 \text{ camions ;}$$

Pour assurer la production annuelle on utilise dans ce projet 4 dumpers (tombereaux rigides) d'une capacité de 60 tonnes.

Ces types des tombereaux rigides (dumpers) un de leurs avantages est leur souplesse d'emploi lorsque les pointes d'extraction sont multiplies sont surtout utilisés dans les carrières ou les distances parcourues sont importantes et où les gradins sont en roche massive. Cette catégorie d'engins peut franchir des pentes plus fortes.

VI.4. Concassage :

Le travail de concassage consiste à soumettre les matières premières à des efforts d'impact, de cisaillement ou de compression.

La matière première extraite est transportée par des camions vers la station de concassage et déversée dans une trémie dont l'ouverture de 1,2m. On distingue le concassage primaire et secondaire.

VI.4.1. Concassage primaire :

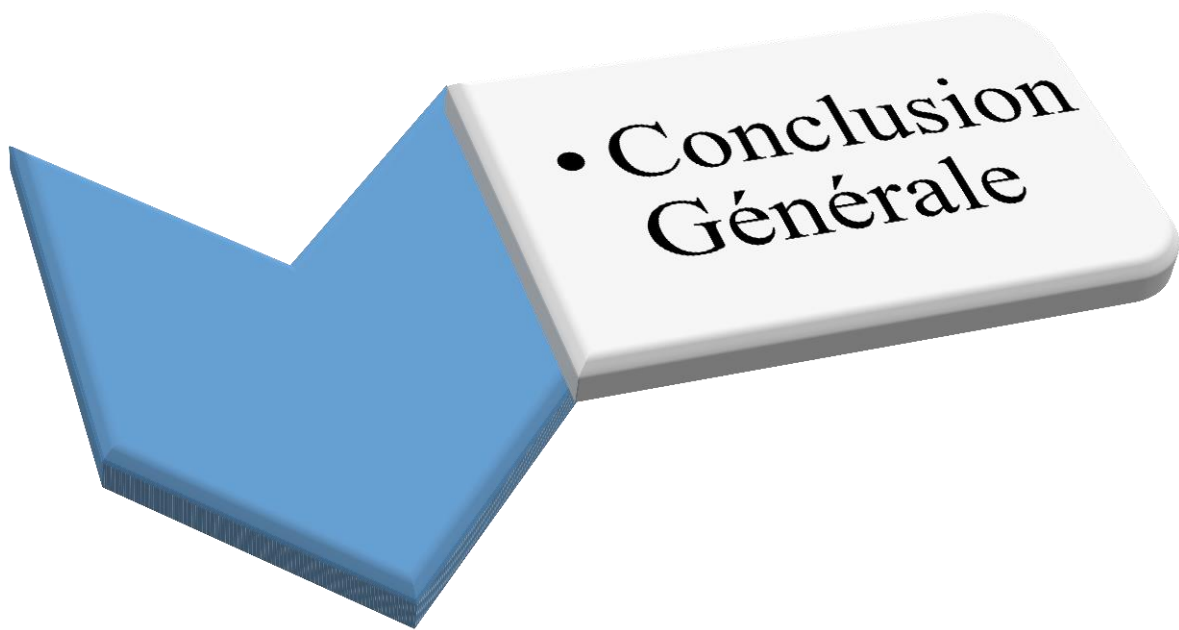
Les camions chargés arrivant du lieu d'abattage, déversent leur charge dans une trémie. La matière glisse par la paroi en direction du cercle de percussion, ou elle subit un effet de concassage ainsi qu'une projection (dans la chambre de percussion) contre les plaques de choc avec une vitesse très grande, la granulométrie de sortie est de 0 à 25 mm. .

Le débit escompté est de l'ordre de 1000 t/h pour une dimension des pierres à l'alimentation de 0 à 1500 mm et d'une granulométrie à la sortie de 0 à 25 mm et ce en un seul passage.

Après le concassage , le produit est entraîné par un convoyeur à bande jusqu'à le stock.

VI.5. Conclusion :

Les paramètres les plus importante qui influent sur les travaux de chargement spécifiquement c'est la granulométrie des tas des roches, les grands blocs des hors gabarries demandent un temps important pour les chargés dans les camions. Mais vue le nombre de camions opérationnels (06 camions) à la carrière de Djebel Medjounes et le rendement planifié, ces dernier peuvent assurer la production ciblée.



Conclusion générale :

Les procédures pour la conception et l'implémentation du plan de tir doivent être définies, documentées, suivies et auditionnées pour assurer la qualité désirée. Cependant, Le choix des explosifs s'effectue à partir des caractéristiques mécaniques des roches et des propriétés des explosifs industriels. La définition de la géométrie des charges s'appuie sur les règles de base de la détonique et prend en compte les objectifs techniques à réaliser. Ainsi, les séquences de mises à feu sont choisies en fonction du mode d'amorçage et des contraintes d'environnement.

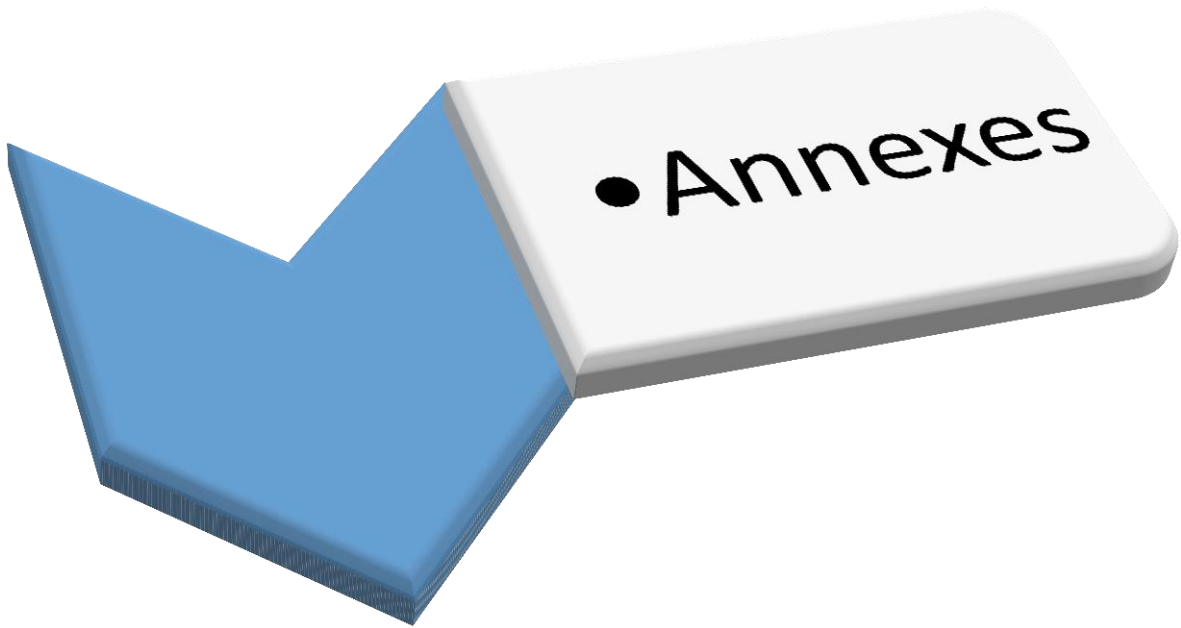
Le dépouillement de l'ensemble des résultats nous a permis d'effectuer une analyse globale et nous a permis de déceler que l'information sur les caractéristiques de la masse rocheuse et l'explosif est essentielle pour l'efficacité des tirs et l'amélioration de la fragmentation.

Sur la base de ce qui a été étudié précédemment, nous pouvons déduire ce qui suit:

- C'est apparent qu'il y a une différence marquée, dans la forme du schéma de tir utilisé et le schéma proposé dans des différents points. Donc, le problème d'uniformité de la fragmentation peut être posé.
- Le degré de la fragmentation et la distribution, dans tout le tas de roche, est en fonction de la méthode d'initiation de l'explosif et les paramètres de la roche, ainsi que les paramètres du tir.
- La différence dans les résultats de la déformation entre la méthode utilisé et celle proposé, peut être expliquée par la différence entre le nombre des surfaces libre.
- La prise en compte de la composante environnementale doit être intégrée dès le stade de définition du projet et a toutes les phases de l'exploitation et jusqu'à la fermeture de la mine et même après celle-ci.

Référence bibliographie

- [1] Rabeh Toukal, livre «Vocabulaire des mines », Edition : Société de l'industrie minérale.
- [2] Moseou, 1968, Livre : Boky « Exploitation des mines », Edition :Mir URSS .
- [3] MInEO Consortium (2000) “Review of potential environmental and social impact of mining” <http://www2.brgm.fr/mineo/Userneed/IMPACTs.pdf>.
- [4] KLONKER, 1975, « Résultats des recherches géologiques réalisées sur Djebel Medjounes ».
- [5] M'ezoughem Kamel et Chenafa Walid, 2006 « Etude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière de Ain Kebira-Setif », Université Ferhat Abbas-Setif.
- [6] UREG/ENDMC, 1985 « Etude géologique complémentaire » .
- [7] CETIM, 2012, « Rapport géologique actualisé du gisement de calcaire Djebel Medjounes Société des Ciment de Ain Kebira(SCAEK) ».
- [8] CETIM, 2014, « Plan topographique actualiser des gisement de calcaire Djebel Medjounes ».
- [9] NEFIS Mouloud, 2010, Thèse « Modèle d'un plan de tir », Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [10] BARDOUDI Said, Thèse « Etude de la micanique de tir des roches par l'utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes », Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [11] Boussalim Fouzi et Dif Mouhsen, 2014, « Amelioration de la fragmentation des roches de calcaire dans la carriere d'Ain Kebira-Setif », Université Badji mokhtar- Annaba.
- [12] Bhandari S, Engineering Rock Blasting Operations A.A, Balkema, 1997.



ANNEXE 01

Plan topographique du gisement du calcaire d'Ain Kebira :

ANNEXE 02

Caractéristiques techniques des explosifs produit par ONEX

❖ GELANIT

Gamme d'explosifs	GELANIT I	GELANIT II
Densité d'encartouchage (g/cm ³)	1,45	1,50
Vitesse de détonation (m/s)	5800	5500
Essais au bloc de plomb (TRAUZL) 10g /cm ³	400	360
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	85	82
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,33	1,27
Coefficient de self excitation (mm)	150	100
Ecrasement selon méthode de KAST(mm)	4,7	4,3
Sensibilité au choc (kgm)	0,4	0,5
Sensibilité au frottement (kgP)	36	36
Volume de gaz (l/kg)	861	808
Résistance { l'eau	Très bonne	Très bonne

❖ **MARMANIT :**

Gamme d'explosifs	MARMANIT 1	MARMANIT 2	MARMANIT 3
Densité d'encartouchage (g/cm ³)	0,95	1.05	1,00
Vitesse de détonation (m/s)	4400	4500	4200
Essais au bloc de plomb (TRAUZL) 10g /cm ³	405	370	360
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	83	82	80
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,28	1,27	1,18
Coefficient de self excitation (mm)	100	40	30
Ecrasement selon méthode de KAST(mm)	3,25	2,90	2,30
❖ Sensibilité au choc (kgm)	1,50	1,50	2
Sensibilité au frottement (kgP)	36	36	36
Volume de gaz (l/kg)	842	868	902
Résistance { l'eau	Moyenne	Moyenne	Moyenne

❖ ANFOMIL :

	Densité (g/cm ³)	Nature	Résistance à l'eau	Vitesse de détonation (m/s)	Couleur	Poids (kg)
Anfomil	0,9	poudre	faible	4500	blanc	2,5

❖ TEMEX :

Gamme d'explosifs	TEMEX 1	TEMEX 2
Densité d'encartouchage (g/cm ³)	1.22	1.22
Vitesse de détonation (m/s)	4500-5500	4000-5000
Essais au bloc de plomb (TRAUZL) 10g /cm ³	≥ 320	≥ 260
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	/	/
Coefficient de self excitation (mm)	50-80	40-80
Ecrasement selon méthode de KAST(mm)	/	/
Résistance { l'eau	Très bonne	Très bonne

ANNEXE 03

Dimensions et conditionnement :

❖ GELANIT

Diamètre (mm)	25	30	50	65	80	
Longueur (mm)	130	120	240	360	500	340
Poids (g)	100	125	250	860	2150	2150

❖ MARMANIT

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

❖ TEMEX

Diamètre (mm)	30	50	65	80
Longueur (mm)	300	400	500	400
Poids (g)	250	1 000	2 000	2 500

Tableau IV.14 : Dimensions et conditionnement du temex.

ANNEXE 04

Caractéristiques techniques des cordeaux détonants.

Diamètre (mm)	MILACORD 1	ONACORD	MILACORD 2
Poids de la penthrite (g)	12	20	40
Diamètre du cordeau (mm)	5,3	6,9	9
Vitesse de détonation (m/s)	6500	6500	6500
Résistance à la rupture (kg/24h)	40	40	40
Stockage à chaud	+ 50 °C/4h	+ 50 °C/4h	+ 50 °C/4h
Stockage à froid	-20 °C/4h	-20 °C/4h	-20 °C/4h
Transmission de détonation / noeud	Bonne	Bonne	Bonne
Test au choc	Bon	Bon	Bon
Test de sécurité	Bon	Bon	Bon
Étanchéité après 24 heures	Bonne détonation	Bonne détonation	Bonne détonation
Test d'amorçage	positif	positif	positif

Résume :

L'efficacité d'un tir de mine est importante pour toute exploitation minière pour des raisons économiques ainsi que techniques. Les opérations d'abattage de roche devraient être conduites de manière optimale afin d'obtenir une granulométrie qui optimisera les opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport, Concassage et broyage).

La qualité de la fragmentation a une grande influence sur le rendement des engins (équipement), maintenances et la sécurité du travail, mais elle reste toujours parmi les principaux problèmes face à l'exploitation.

Les travaux d'abattage jouent un rôle très important pour donner une idée générale sur la possibilité d'optimisation de l'exploitation des carrières d'une côté technique et économique.

Dans ce travail on va essayer de trouver une méthode plus efficace permet d'améliorer la fragmentation des roches au niveau de la carrière de Ain Kebira

Mots clés : Plan de tir, explosifs, fragmentation ,surface libre, hors gabarit , optimisation, fissuration.

ملخص :

تعد فعالية التفجير في المناجم ذات أهمية كبرى لكل أعمال استغلال المناجم لأسباب اقتصادية وتقنية . ان عمليات تهديم الصخور يجب أن تتم بطريقة مثالية للحصول أحجام مناسبة لتسهيل مراحل الاستغلال (التحميل- النقل -التكسير- التفطيت).

إن نوعية التفطيت لها تأثير كبير على مردود الآلات والتجهيزات ، أمن و صيانة العمل و بصورة عامة على فعالية الأعمال المنجمية, لكنها تظل دائما من المشاكل الأساسية التي تواجه عمليات الاستغلال.

إن أعمال التفجير تلعب دورا مهما في إعطاء فكرة عامة عن إمكانية تحسين استغلال المحاجر من وجهة نظر تقنية أو اقتصادية.

في هذا العمل سنحاول ايجاد طريقة أكثر فعالية تسمح لنا بتحسين نتائج و نوعية عملية تفطيت الصخور على مستوى محجر عين الكبيرة.

كلمات مفتاحية : مخطط تفجير, متفجرات, تفطيت, مساحة اطلاق, أبعاد خارج الحجم, تحسين, تشققات.