



REPUBLICUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

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  
Option : Exploitation minière

Présenté par  
DEMDOUM Salah  
BOUDISSA Islem

Thème

## **Optimisation D'un Plan De Tir - Cas De La Carrière De Ain El Kebira**

Soutenu le 24/06/2015 devant le jury composé de:

Présidente : M <sup>me</sup> . SOUCI .Z	M.C.B	U.A.M.B
Examineur : M <sup>r</sup> . DJEZAIRI .O	M.A.B	U.A.M.B
Promotrice : M <sup>me</sup> . KAMLI .O	M.A.A	U.A.M.B

*Année Universitaire: 2014-2015*

# Remerciement

*D'abord, On remercie Allah (DIEU) le tout Puissant, le Miséricordieux, qui nous a donné la santé, le courage, et la patience de mener à terme ce travail.*

*Nous remercions vivement et sincèrement notre promotrice Mme KAMLI Ouarda, dont les conseils et les critiques nous ont été d'un apport précieux et nous ont été d'une aide inestimable et ont largement contribué à notre formation, pour notre avoir, guidé, orienté, suivi et dirigé durant toute l'étude de ce projet, nous voudrions lui exprimer un grand merci.*

*Je ne saurais terminer sans remercier vivement le président et les membres du jury pour avoir accepté de présider et d'examiner ce modeste travail*

*je ne saurai terminer sans adresser mes vifs remerciements à toutes les autorités de la cimenterie particulièrement BOUYAMA Rida qui m'ont initié et organisé mon programme. Je remercie particulièrement MEZOUAR Soufian et BENSLIM Hamoudi qui n'a ménagé aucun effort pour répondre à mes questions et satisfaire ma curiosité. Je remercie également les travailleurs de la carrière d'Ain El Kebira, les foreurs, les gens du minage, du tir qui m'ont donné le meilleur d'eux- même pour l'obtention des données et des informations nécessaires à la rédaction de cette mémoire.*

*Merci à tous nos enseignants du département des mines pour le savoir qui nous ont transmis durant notre cursus*

*Mes reconnaissances vont à tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin à la réalisation de ce travail.*

*Enfin mes remerciements vont à mes collègues géologues et en particuliers à ma promotion.*

**DEMDOUM Salah**

**BOUDISSA Islem**



# Dédicace

*Je tiens à dédier ce modeste travail:*

*À mes chers parents, qui méritent une grande estime, qu'ils trouvent ici l'accomplissement de tous les vœux et l'expression de ma profonde gratitude ainsi que le témoignage de mon affection et de ma tendresse.*

*À mes frères et mes sœurs: Omar, Fateh, Oussama, Sofiane, Nadjet et Chaïma sans oublier le petit prince Mehdi pour leurs encouragements et vœux de tous les jours.*

*À Ines Khelifa ce qui je partage avec elle les meilleurs moments de ma vie.*

*À mes oncles, mes tentes et tous mes cousins et cousines en particulier mon oncle Djamel, Bilal et Samia.*

*À mon binôme BOUDISSA Islem.*

*A mes amis: Rabeh, Abd Allah, Tamer, Bilal, Housseem, Rabeh, Selayman, Salah, Housseem, Fouzi, Sofiane, Sami, Abd Elhak, et tous les étudiants (es) des mines de l'université de Bejaïa.*

**Merci à vous tous**

**DEMDOUM Salah**

# Dédicace

*Je dédie ce modeste travail :*

*À mes chers parents, qui méritent une grande estime, qu'ils trouvent ici l'accomplissement de tous les vœux et l'expression de ma profonde gratitude ainsi que le témoignage de mon affection et de ma tendresse.*

*À Mes frères et Mes sœurs*

*À Tous mes oncles en particulier CHAGOUB Tarek, mes tantes et leurs familles*

*À La famille BOUDISSA*

*À tous mes amis ceux que j'ai partagés avec eux les meilleurs moments de ma vie: Fayçal, Haçan, Azzouz, Said, Hamza, Mimoun, Sofiane, Atef, Khaled, Omar, Khaled, Ibrahim, Imad, Taki, Hocin, Hamza, Abd El Hamid, Nabil, Abd Allah, Rabeh, Tamer, Ishak, Mohamed, Mounir, Abd El Hak, Farouk, Lazhar, Yacine, Ahmed.*

*À mon binôme DEMDOUM Salah*

*A mes amis de l'université: Hamid, Abd El Hak, Sofiane, Housseem, Rabeh, Selayman, Salah, Housseem, Fouzi et tous les étudiants (es) des mines de l'université de Bejaïa.*

**Merci à vous tous**

**BOUDISSA Islem**

## Liste des figures

<b>Figure I.1</b> : Situation géographique du gisement calcaire d'Ain El Kebira .....	03
<b>Figure I.2</b> : Présentation des couches de calcaire. ....	08
<b>Figure II.1</b> : Phases de creusement de la demi-tranchée d'accès .....	14
<b>Figure II.2</b> : Creusement de la demi-tranchée d'accès Etape 1.....	15
<b>Figure II.3</b> : Schéma de plate forme de travail .....	18
<b>Figure III.1</b> : Schémas d'une mesure par une sonde de diadème .....	26
<b>Figure III.2</b> : La sondeuse Furukawa DCR-20.....	29
<b>Figure III.3</b> : Les principaux éléments de la foreuse. ....	30
<b>Figure III.4</b> : Paramètres principaux de la foration roto percutant. ....	33
<b>Figure III.5</b> : Principe de fonctionnement du marteau fond de trou. ....	34
<b>Figure III.6</b> : Différent types d'action de forage dans l'attaque mécanique des roches.....	35
<b>Figure III.7</b> : Variation des paramètres de la sondeuse au passage d'une faille.....	36
<b>Figure III.8</b> : Les différentes étapes de test de friabilité. ....	40
<b>Figure IV.1</b> : La vitesse de décomposition des explosifs. ....	54
<b>Figure IV.2</b> : Type d'amorçage d'un trou .....	51
<b>Figure IV.3</b> : Paramètres de tir qui caractérisent le plan de foration et le plan d'amorçage....	52
<b>Figure V.1</b> : Différentes conditions de fracturation in-situ (Scott, 1999).....	54
<b>Figure V.2</b> : Présence d'un joint sub-horizontale.....	55
<b>Figure V.3</b> : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al. 1995).....	55
<b>Figure V.4</b> : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984).....	56
<b>Figure V.5</b> : Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied du gradin en vertical et avec inclinaison .....	59
<b>Figure V.6</b> : Erreurs d'implantation, inclinaison, incidence sur la maille de forage .....	61
<b>Figure V.7</b> : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage .....	62

<b>Figure V.8 :</b> Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert .....	64
<b>Figure V.9 :</b> Effet du choix des retards entre lignes sur le dégagement des rangées abattues. Illustration d'après l'U.S. Bureau of Reclamation 2001 .....	65
<b>Figure V.10 :</b> Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges.....	66
<b>Figure V.11 :</b> Développement de la fissuration et de la fracturation (Phase 1 à 4) .....	69
<b>Figure V.12 :</b> Schéma de l'ordre d'allumage utilisé au niveau de la carrière.....	72
<b>Figure V.13 :</b> Choix du couple diamètre-hauteur de front.....	77
<b>Figure V.14 :</b> Schéma de plan de tir alternatif.....	88
<b>Figure V.15 :</b> Schéma d'allumage de plan de tir.....	89
<b>Figure V.16 :</b> L'état probable du talus lors du mauvais calcul de la longueur du trou .....	89
<b>Figure V.17 :</b> Emploi de la charge discontinu pour la présence d'une fissure ou pour l'abattage sélectif.....	92
<b>Figure V.18:</b> Influence de la direction des trous sur l'opération de tir .....	92

## Liste des tableaux

<b>Tableau I.1 :</b> Composition chimique du gisement.....	09
<b>Tableau I.2 :</b> Les résultats de calcul des réserves .....	10
<b>Tableau I.3 :</b> Réserves restantes.....	12
<b>Tableau II.1 :</b> Choix de la largeur de tranchée d'accès en fonction de la capacité du camion. ....	15
<b>Tableau II.2:</b> les engins de chargement utilisés au niveau de la carrière .....	20
<b>Tableau II.3:</b> les engins de transports disponible au niveau de la carrière.....	22
<b>Tableau III.1 :</b> La relation entre les paramètres dans la pratique. ....	39
<b>Tableau III.2 :</b> Classification de la forabilité des roches .....	39
<b>Tableau III.3 :</b> Tirabilité des roches en fonction de la consommation d'étalon.....	41
<b>Tableau V.1 :</b> Paramètres de forage et de tir existants (plan de tir).....	71
<b>Tableau V.2 :</b> Consommation d'explosif et accessoires par trou et par volée .....	71
<b>Tableau V.3 :</b> Accessoires de tir .....	71
<b>Tableau V.4 :</b> Valeurs du facteur de contrainte $f$ , en fonction de l'inclinaison des trous $\beta$ ....	79
<b>Tableau V.5 :</b> Résistance au tirage de quelque roche.....	80
<b>Tableau V.6 :</b> Planification de la productivité de la carrière .....	86
<b>Tableau V.7 :</b> Plan de tir alternatif.....	86
<b>Tableau V.8:</b> Consommation d'explosif et accessoires par trou et par volée .....	86
<b>Tableau V.9:</b> Accessoires de tir. ....	86

## Liste des abréviations

**GmbH** : Une Gesellschaft mit beschränkter Haftung (GmbH), en français : société à responsabilité limitée.

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

**UTM** : Universal Transverse Mercator « Transverse Universelle de Mercator »

**SNMC** : Société nationale des matériaux de construction.

**TIM** : En français : système de mesure de positionnement et d'alignement.

**DRI** : Drilling Rate Index, en français : Indice de forabilité.

**NGL** : Nitroglycéroglycol.

**TNT** : Trinitrotoluène.

**PVC** : Polyvinyl chloride en anglais, en français : Polychlorure de vinyle.

**ONEX** : Office national des substances explosives.

**DEI** : Détonateur électrique instantané.

**DMR** : Détonateur électrique micro-retard.

**DER** : Détonateur électrique demi-retard.

**GPS** : Global Positioning System en anglais, en français : système de localisation mondial.



## *Introduction générale*

La technologie de l'entreprise minière dans les mines et carrière à ciel ouvert, définissant un ensemble de tâches et de processus à réaliser semble se confiner dans une thèse qui consiste à améliorer les performances des engins et installations minières. Cependant, malgré cette révolution scientifique et industrielle, la qualité de la fragmentation demeure toujours un problème d'actualité. Cette qualité a une influence importante sur les indices technico-économiques des processus technologiques tels que le chargement, le transport ainsi que le concassage. Le coût et l'efficacité des opérations de concassage et de broyage sont sérieusement influencés par les résultats du tir.

Ainsi, pour l'appréciation juste de l'efficacité technique et économique des travaux de chargement et de transport, on essaiera d'étudier l'influence des facteurs naturels et techniques sur la qualité de fragmentation des roches et en fin, nous proposons un plan de tir alternatif pour en vue d'amélioration de la qualité de la fragmentation des roches abattues dans le cas de la carrière d'Ain El Kebira. Et ceci, dans le but de réduire le taux de blocs hors gabarits.

La conduite des travaux miniers avec emploi des matières explosives exige une étude et un suivi rigoureux, parce que tant de facteurs entre en jeu pour réaliser un arrachement d'un certain volume de roches. Certes l'arrachement peut s'effectuer en introduisant ou en déposant de simples charge explosive, mais dans la pratique minière, on sous-entend par abattage d'un volume de roche, la fragmentation d'un certain volume de roche tout en le fragmentant en morceaux convenable pour la réussite de la suite des opérations technologiques.

L'actualité de notre thème va se poser sur l'amélioration de la fragmentation, car en l'état actuel des choses, ils n'assurent pas une qualité de fragmentation des roches adéquates vu le taux élevé de blocs hors gabarit obtenu dans la masse rocheuse abattue. C'est dans ce contexte que nous allons mener notre investigation pour étudier le début de la formation des hors gabarits lors de l'initiation de l'explosion au niveau de la carrière de Ain El Kebira et étudier les paramètres du plan de tir afin d'éviter la formation des roches hors gabarits et la formation du pied du gradin.

En se basant sur cette préoccupation, nous avons essayé de cerner le problème de la fragmentation et d'établir les principaux facteurs intervenant dans le but d'optimiser cette opération technologique.

---

Pour atteindre cet objectif nous avons structuré notre mémoire de la manière suivante:

Le premier chapitre est le résultat d'une étude bibliographique où nous présentons les conditions naturelles du gisement et les caractéristiques de la roche du gisement.

Les travaux de découverte et d'extraction se caractérisent par l'avancement des chantiers et des fronts de travail dans l'espace et le temps sont présentés dans le deuxième chapitre, ainsi que les types et les paramètres des engins utilisés. Le caractère de déplacement des chantiers et des fronts de travail définit le système d'exploitation.

Les travaux de foration, ce troisième chapitre a mis en évidence la complexité liée à l'analyse des phénomènes associé au forage des trous ainsi que les difficultés de contrôler les résultats de forage qui en résultent. Dans ce chapitre nous allons décrire les paramètres qui essaient de traiter la foration, ainsi la détermination des paramètres qui caractérisent l'opération de forage.

Le quatrième chapitre est consacré à l'évaluation du phénomène d'abattage et les explosifs utilisés en Algérie dans le domaine minier et leurs caractéristiques, ainsi les différents types d'amorçage dans les trous avec présentation des paramètres de tir qui caractérisent le plan de foration et le plan d'amorçage.

Dans le cinquième chapitre nous avons mené une expérimentation in situ afin d'implanter un nouveau plan de tir alternatif en vue d'optimiser la production de la carrière.

---

# Table des matières

Introduction générale .....	01
-----------------------------	----

## CHAPITRE I : DESCRIPTION DE LA CARRIERE

I.1. Historique .....	02
I.2. Situation géographique générale .....	02
I.3. Climat de la région.....	03
I.4. Géologie régionale.....	03
I.4.1. Stratigraphie de la région du Djebel Medjounes .....	03
I.4.1.1. Le Trias .....	04
I.4.1.2. Le Crétacé.....	04
I.4.1.3. Le Tertiaire .....	04
I.4.1.4. Le Quaternaire .....	04
I.5. Géologie locale .....	04
I.5.1. Stratigraphie et lithologie du gisement .....	04
I.6. Tectonique du gisement .....	06
I.7. Minéralisation du gisement .....	07
I.7.1. Première Couche .....	07
I.7.2. Deuxième Couche .....	07
I.7.3. Troisième Couche .....	07
I.8. Caractéristiques qualitatives.....	09
I.8.1. Composition chimique du gisement.....	09
I.8.2. Propriétés physico-mécaniques.....	10
I.9. Hydrologie du gisement .....	10
I.10. Réserves géologiques .....	10
I.11. Reserve géologique restante.....	11

## CHAPITRE II : EXPLOITATION DU GISEMENT

II.1. Mode d'ouverture réalisé .....	13
II.1.1. Technologie de creusement de la demi-tranchée d'accès .....	13
II.1.1.1. Les étapes de creusement de demi-tranchées.....	14
a) Première étape.....	14
b) Deuxième étape .....	14
c) Troisième étape.....	14
d) Quatrième étape .....	14
II.1.2. Paramètres technologiques des demi-tranchées .....	15
II.1.2.1. Largeur des fonds de la demi-tranchée d'accès .....	15
II.1.2.2. Angle de bord de la demi-tranchée d'accès .....	15

II.1.2.3. Pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès .....	16
II.1.2.4. Longueur de la demi-tranchée.....	16
II.2. La méthode d'exploitation appliquée .....	16
II.2.1. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation.....	16
II.2.1.1. hauteur du gradin.....	16
II.2.1.2. largeur d'enlevure.....	17
II.2.1.3. Largeur de la plate-forme de travail .....	17
II.3. Processus de chargement et de transport .....	19
II.3.1. Chargement.....	20
II.3.1.1. Choix de l'excavateur .....	20
II.3.1.2. Types et caractéristiques des engins de chargement .....	21
II.3.2. Transport.....	21
II.3.2.1. Choix des moyens de transport .....	22
II.3.2.2. Types et caractéristiques des engins de transport .....	22
II.4. Préparation mécanique .....	23
II.4.1. Concassage .....	23
II.4.1.1. Concassage primaire.....	24
II.4.1.2. Concassage secondaire.....	24
II.5. Régime de travail.....	24
Conclusion.....	24

## CHAPITRE III : TRAVAUX DE FORATION

III.1. Travaux de forage .....	25
III.1.1. Travaux de forage.....	25
III.1.1.1. Déviation des trous.....	25
III.1.1.2. Matériel.....	25
III.1.1.3. Massif rocheux.....	25
III.1.1.4. Foreur.....	25
III.1.1.5. Profondeur de trou.....	26
III.2. Maitrise des différents paramètres .....	26
III.2.1. Utilisation d'appareils pour la maitrise de la déviation .....	26
III.2.1.1. Sonde diadème .....	26
III.2.1.2. Système TIM 2205 .....	27
III.3. Choix du mode de forage .....	27
III.4. Mise en œuvre de la foration .....	27
III.4.1. Paramètres caractérisant l'engin de foration .....	28
III.5. L'outil de forage.....	29
III.5.1. Caractéristiques de la sondeuse.....	29
III.6. Implantation du lot de forage.....	30

III.7. Réalisation de la foration.....	31
III.7.1. Techniques de foration.....	31
III.8. Les facteurs liés au forage .....	32
III.9. Foration par roto percussion avec marteau fond de trou.....	32
III.9.1. La vitesse de rotation .....	34
III.9.2. Schéma du processus de forage.....	34
III.9.3. Mécanismes de pénétration .....	35
III.10. Détermination des paramètres physico-mécaniques liés au forage.....	36
III.10.1. Le passage d'une faille .....	36
III.10.2. La dureté.....	37
III.10.3. Indice de résistance au contact .....	37
III.10.4. La contrainte à la traction.....	37
III.10.5. La contrainte au cisaillement.....	38
III.10.6. L'indice de forabilité .....	38
III.10.6.1. Evaluation de l'indice de forabilité .....	38
III.10.6.2. Utilisation du DRI .....	39
III.10.7. Indice friabilité .....	40
III.10.8. Indice de Tirabilité.....	40
III.11. Calcul du rendement d'exploitation de la sondeuse.....	41
III.11.1. Temps du cycle de forage d'un trou .....	41
III.11.2. Le temps effectif de forage.....	41
III.11.3. le temps auxiliaire .....	42
III.11.4. Vitesse de forage d'un mètre du trou.....	42
III.11.5. Temps auxiliaire pour forer un mètre du trou .....	42
III.11.6. Rendement de la sondeuse par poste .....	42
III.11.7. Calcul du rendement de la foreuse .....	43
III.11.8. Nombre de foreuses nécessaires .....	43
Conclusion.....	44

## CHAPITRE IV : CONCEPTION D'UN PLAN DE TIR

IV.1. Abattage à l'explosif .....	45
IV.2. L'explosif .....	45
IV.3. Types d'explosifs.....	46
IV.3.1. Les dynamites.....	46
IV.3.2. Les explosifs nitrates .....	46
IV.3.3. Les nitrates fuels.....	46
IV.3.4. Les explosifs bouillis .....	46
IV.3.5. Les émulsions .....	46
IV.3.6. Les nitrates fuels alourdis .....	47

IV.4. Choix du type d'explosif.....	47
IV.5. Les explosifs utilisés en Algérie dans le domaine minier.....	47
IV.5.1. Caractéristiques des explosifs .....	48
IV.5.2. Gélanite .....	48
IV.5.3. Marmanit .....	49
IV.5.4. Temex .....	49
IV.5.5. Accessoires de tir.....	49
IV.5.5.1. La mèche lente .....	49
IV.5.5.2. Cordeau détonant .....	49
IV.5.5.3. Les détonateurs pyrotechnique .....	50
a) Détonateurs instantanés .....	50
b) Détonateurs sismiques .....	50
c) Détonateurs à retard .....	50
IV.5.5.4. Le fil de tir .....	50
IV.6. Amorçage .....	50
IV.6.1. Différents systèmes d'amorçage.....	50
IV.6.2. Types d'amorçages .....	51
IV.6.2.1. Amorçage latéral.....	51
IV.6.2.2. Amorçage ponctuel .....	51
IV.7. Conception d'un plan de tir.....	51
Conclusion.....	52

## CHAPITRE V : OPTIMISATION DU PLAN DE TIR DE LA CARRIERE DE AIN EL KEBIRA

V.1. Paramètres influençant les résultats d'abattage.....	54
V.1.1. Matrice rocheuse abattue.....	54
V.1.1.1. Propriétés structurales .....	54
V.1.1.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation .....	54
V.1.1.3. Propriétés mécaniques .....	57
V.1.1.4. Paramétrés hydrauliques.....	57
V.1.2. Paramètres liés aux trous.....	58
V.1.2.1. Hauteur du gradin.....	58
V.1.2.2. Diamètre de foration.....	58
V.1.2.3. L'inclinaison du trou.....	59
V.1.2.4. Précision de la foration .....	60
V.1.2.5. Positionnement des trous par rapport au front d'abattage .....	62
V.1.2.6. L'excès de forage (sous forage) .....	62
V.1.2.7. Longueur du trou .....	62
V.1.3. Paramètres liés au bourrage.....	63

V.1.3.1. Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous .....	63
V.1.3.2. Qualité du matériau de bourrage .....	63
V.1.4. Paramètres liés au plan.....	63
V.1.4.1. Banquette .....	63
V.1.4.2. L'espace .....	63
V.1.4.3. Rapport de la maille .....	63
V.1.4.4. Présence des faces libres.....	64
V.1.4.5. Séquence d'amorçage.....	64
V.1.4.6. Influence du mode d'initiation des charges .....	66
V.1.5. Mauvaise utilisation de l'explosif .....	67
V.1.6. Influence de la construction des charges sur la fragmentation .....	67
V.1.7. Fissuration engendrée par le tir .....	67
V.2. Mécanismes de fragmentation et d'arrachement de la roche par l'explosif.....	68
V.2.1. L'effet général des ondes de choc dans le massif rocheux.....	68
V.2.1.1. Zone de broyage (d'oscillation) .....	69
V.2.1.2. Zone de fissuration radiale.....	69
V.2.1.3. Zone sismique (de grandes fissures) .....	70
V.2.1.4. Fragmentation finale et mise en mouvement.....	70
V.3. Travaux de tir .....	70
V.3.1. Paramètres des travaux de forage et de tir utilisés dans la carrière.....	71
V.3.1.1. Schéma de l'ordre de tir .....	72
V.3.2. Exigences principales de la qualité du tir .....	72
V.3.3. Conception du Plan de tir alternatif.....	73
V.3.4. Dimensionnement d'un schéma de tir .....	74
V.3.5. Blocométrie admissible.....	74
V.3.6. Détermination des paramètres du plan de tir.....	75
V.3.6.1. La hauteur du front de taille.....	76
V.3.6.2. Diamètre de trou.....	76
V.3.6.3. Inclinaison du trou.....	77
V.3.6.4. La banquette maximale.....	78
a) Coefficient de puissance de l'explosif (weight strength) .....	78
b) Facteur de contrainte .....	79
c) Correction de la résistance au tirage .....	80
d) Rapport espacement sur banquette (rapport de la maille).....	80
V.3.6.5. Longueur de l'excès de forage (sur-forage) .....	81
V.3.6.6. Profondeur du trou.....	81
V.3.6.7. Déviation de trou.....	82
V.3.6.8. La banquette pratique .....	82
V.3.6.9. Distance entre les rangées.....	82
V.3.6.10. Espacement entre les trous.....	83

V.3.6.11. Charge linéaire de fond.....	83
V.3.6.12. Hauteur de la charge de fond .....	83
V.3.6.13. Quantité d'explosif de la charge de fond.....	84
V.3.6.14. Le bourrage .....	84
V.3.6.15. Charge linéaire de colonne .....	84
V.3.6.16. Hauteur de la charge de colonne .....	84
V.3.6.17. Quantité de la charge de colonne .....	85
V.3.6.18. Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou.....	85
V.3.6.19. Quantité totale d'explosif par un trou.....	85
V.3.6.20. Volume de roche abattue par un trou .....	85
V.3.6.21. Consommation spécifique de l'explosive.....	86
V.3.6.22. Nombre de trous nécessaire .....	86
V.3.6.23. Nombre de rangées .....	87
V.3.6.24. Volume de roches abattues par volée .....	87
V.3.6.25. Quantité d'explosif par volée.....	88
V.3.6.26. Paramètre de la maille .....	88
V.3.6.27. Schéma de l'ordre de tir .....	88
V.4. Récapitulatif.....	89
V.5. Interprétation.....	90
V.5.1. Dimensions de la maille .....	90
V.5.2. La longueur du trou.....	91
V.5.3. L'inclinaison du trou.....	92
V.5.4. Proposition d'une charge discontinue.....	92
V.5.5. La qualité de forage .....	93
V.5.6. Répartition de la charge .....	94
Conclusion.....	94
Conclusion général .....	95
Bibliographie	
ANNEXE	



***CHAPITRE I :***  
***DESCRIPTION DE LA***  
***CARRIERE***

---

## CHAPITRE I : DESCRIPTION DE LA CARRIERE

### I.1. 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 révélés très favorables pour l'implantation d'une cimenterie, que ce soit du point de vue qualité/quantité des roches calcaires et des marnes, que sur le plan infrastructure (présence d'une rivière à proximité, existence de lignes électriques et de routes). Les travaux de prospection ont été réalisés par la société allemande Gmbh. [1]

Les travaux de construction de la cimenterie de Ain El Kebira ont débuté en 1975, et se sont achevés en 1978, année de son inauguration. En janvier 1979, la cimenterie a atteint une capacité de production de 3000 t/j. [1]

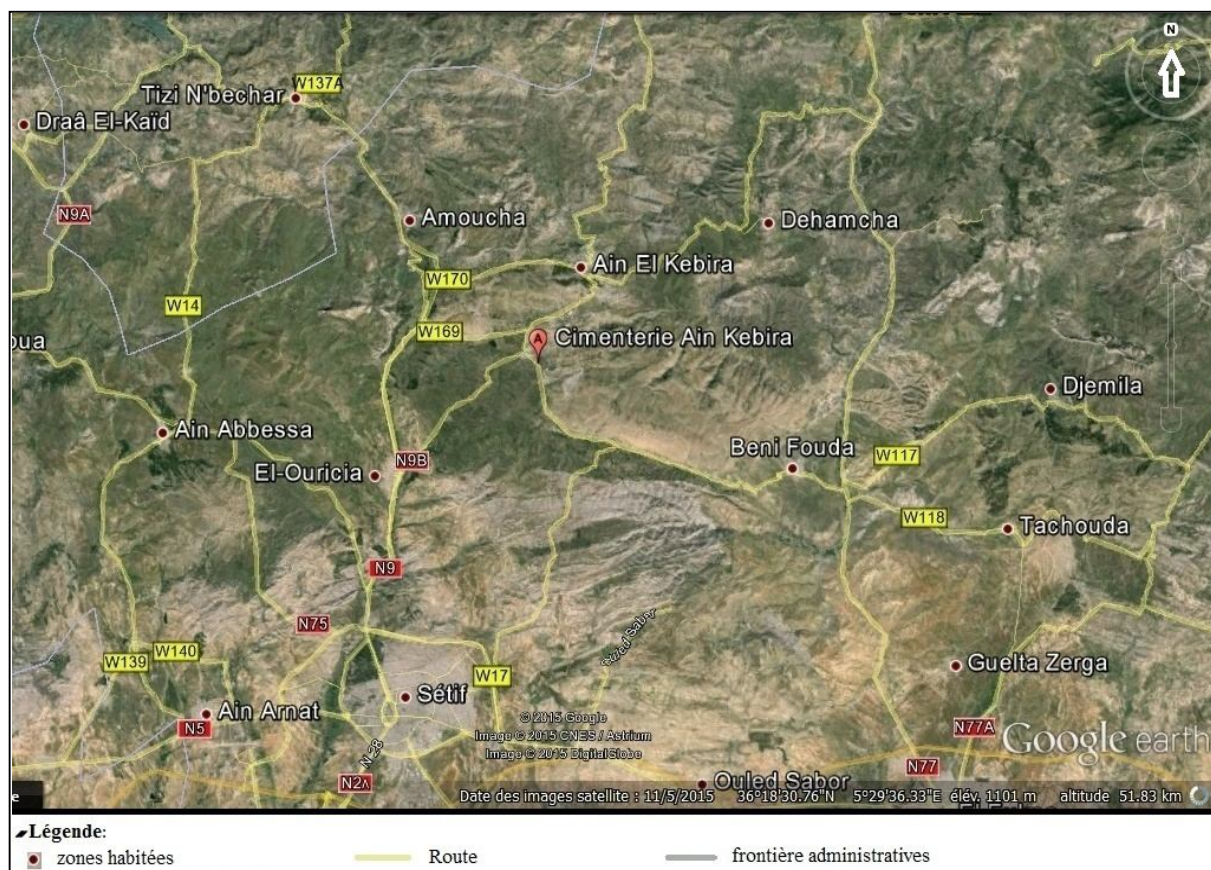
### I.2. Situation géographique générale

Pour la cimenterie dont on envisage l'implantation dans la région de Sétif, les gisements de matières premières du Djebel Medjounes se sont montrés particulièrement convenables. Ce massif, situé à environ 15 à 20 km au Nord-Est de la ville, fait partie morphologique des montagnes marginales du Tell, par les quelles le bassin d'entraînement de Sétif se trouve limité au Nord. Et dont les coordonnées UTM sont :

- X= 3648179,3572 ;
- Y= 678125,2020 ;
- Altitude : 1040 mètre ;
- Couvrant une superficie de 60 hectares.

La partie centrale de ce bassin ne début que dans le Sud de la ville. A part quelques montagnes-îlot isolées, elle présentée une morphologie peu accidentée avec des altitudes comprises entre 900 et 1000 m sur les plaines. Par contre, les montagnes débutant à environ 10 à 15 km au Nord de Sétif, présentent un relief très prononcé et le massif du Djebel « Medjounes » atteint des altitudes de cime allant jusqu'à 1461 m.

Entre la bordure de la montagne et la pleine du bassin, s'étend sous forme d'une frange jusqu'à 10 km de large un paysage de collines dont la morphologie est bien plus mouvementée, l'altitude des cimes décroissant vers le Sud jusqu'à environ 1100 m. La ville de Sétif est située à la bordure Sud de ce paysage à une altitude comprise entre 1070 et 1100 m. [2]



**Figure I.1 :** Situation géographique du gisement calcaire d'Ain El Kebira. [2]

### I.3. Climat de la région

Le climat du bassin versant est semi-aride avec influence du Sud au Nord du climat méditerranéen, abstraction faite de quelques rares pluies d'orage, les mois d'été se caractérisent par une sécheresse totale et désertique, 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. Le drainage se fait par un réseau serré de cours d'eau pour la plus part émérites et quelques rivières pérennes. [3]

### I.4. Géologie régionale

#### I.4.1. 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 au 1/200000. Le sondage MDJ-1 réalisé sur le flanc Ouest du Djebel Medjounes à proximité du gisement de calcaire. Notons qu'à partir de la profondeur de 1498 m, les séries appartiendraient à la nappe péri-tellienne (Vila J. 1977). [2]

#### I.4.1.1. 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. [2]

#### I.4.1.2. 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 km<sup>2</sup>). Elle est constituée de marnes noires à boules jaunes.

- **Calcaires bien réglés (dits du Matrone 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. [2]

#### I.4.1.3. 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 des gris à boules jaunes du Lutétien. [2]

#### I.4.1.4. Le Quaternaire

Dans la région d'étude, les sédiments quaternaires ne s'observent que localement et pour la plupart avec une faible puissance. [2]

### **1.5. Géologie locale**

#### **I.5.1. Stratigraphie et lithologie du gisement de calcaire**

Le gisement de calcaire du Djebel Medjounès appartient à la série des calcaires bien réglés du Campanien supérieur et du Maestrichtien. Il est constitué de deux panneaux A et B (séparés par une faille) avec une étendue totale de 0,9 Km<sup>2</sup>. [4]

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

- Couche 1 (succession sous-jacente de calcaires et de roches marneuses) : ces couches affleurent au fond du vallon situé au versant et du Krefdj-El-Kerma. Il s'agit d'une alternance de roche calcaire marneuse et de marne fortement calcaire. Leur puissance est supérieure à 65 m.
- Couche 2 (unité principale moyenne de roche marneuse) : cette unité affleure à l'extérieur du gisement dans le même vallon que la couche 1. Elle se compose de roches marneuses oeuillées fortement calcaires en alternance avec des couches de calcaires fortement marneux et de roches marneuses faiblement calcaires. Sa puissance à l'affleurement est de 18 m.
- Couches 3 à 7 (unité calcaire principale) : Cet ensemble de couches, dont l'épaisseur totale peut atteindre 49m, représente le calcaire principal du gisement. Il se subdivise dans le panneau A et dans de larges parties du panneau B en membres suivants :
- Couche 3 (calcaire principal inférieur) : les roches calcaires de ce membre sont très uniformes, de couleur gris noir à gris moyen aux cristaux fins à très fins et de texture compacte ou oeuillée et litée. L'épaisseur moyenne de ce membre est d'une vingtaine de mètres.
- Couche 4 (Roche marneuse intercalée inférieure) : ce membre, intercalé dans l'unité de calcaire principale constitue un excellent niveau repère stratigraphique avec une épaisseur de 2,1 à 4 m. Les roches marneuses et les calcaires fortement marneux de ce niveau sont friables et s'altèrent en petits morceaux. Cette couche est relativement riche en bitume, ce qui se traduit par son odeur caractéristique.
- Couche 5 (Calcaire principal moyen) : les roches de cette couche ressemblent à celles de la couche 3. La couleur des roches varie entre gris foncé, gris moyen et gris brunâtre. Ces calcaires sont finement cristallins avec une texture oeuillée et noduleuse. Leur puissance est comprise entre 8,9 et 10,6 m dans le panneau A, légèrement plus importante dans le panneau B (15 m).
- Couche 6 (roche marneuse intercalée supérieure) : cette couche est semblable à celle des marnes intercalées inférieures (couche 4). Elle constitue également un excellent repère stratigraphique. L'épaisseur de cette couche est comprise entre 6,3 et 6,5 m
- Couche 7 (calcaire principal supérieur) : c'est le membre le plus récent du calcaire principal du gisement. Il est constitué de calcaire faiblement marneux, de couleur brunâtre. A cause de l'érosion récente, le calcaire de ce membre ne subsiste que dans certaines parties du gisement, mais il y occupe de larges superficies. Sa puissance est d'environ 7m en moyenne.

- Unité de roche marneuse sus-jacente : cette couche surmonte le calcaire principal, et se compose d'une alternance de roche marneuse calcaire de 2,5 à 4 m d'épaisseur, et une succession répétée de lits compacts de calcaire marneux. La puissance totale de ce membre est de plusieurs dizaines de mètres.

## I.6. Tectonique du gisement

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

- Du point de vue tectonique, le gisement calcaire fait partie intégrante de l'anticlinal du Djebel Medjounès, dont l'axe de plissement principal s'étend en direction WSW-ESE. Il repose sur le flanc SW de la voûte principale. Un plissement transversal, dont l'axe prend la direction WSW-ENE, se superpose au premier. Ces plis sont compliqués par quelques grandes et de nombreuses petites failles.
- Le pendage des couches change assez doucement. Il diminue en général de 30° à 10° depuis le pied West du Krefdj-El-Kerma vers la cime. Un redressement notable des couches avec changement de direction caractérise le bord Nord du gisement.
- Le nombre de failles est considérable, mais celles à forts rejets ne s'observent que dans des cas isolés.
- La faille la plus importante est un effondrement qui s'étend en forme de S en direction W-E et qui a été choisie comme limite entre les panneaux A et B. La valeur maximale du rejet de cette faille est de l'ordre de 25 à 30 m.
- Un deuxième système de failles s'étend à 250 m au sud de cette dernière, parallèlement à celle-ci. Le rejet ne semble pas dépasser 10 m.
- Contrairement au grand nombre de failles d'affaissement caractérisant la partie Sud de gisement, la plus grande partie du panneau A se trouve caractérisée par une prédominance de faille de chevauchement, dont le rejet est très faible.
- La majorité des failles, notamment celles de chevauchement peuvent être réunies par groupes suivants le sens de leur direction. Les directions principales de ces failles semblent se présenter par paires selon les directions suivantes :
  - 120° à 125° N ; 130° à 140° N.
  - 70° à 80° N ; 40° à 50° N.

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

## **I.7. Minéralisation du gisement**

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

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

### **I.7.1. Première Couche**

Découverte représentée par des calcaires, marnes et argiles détritiques ainsi que par des marnes brun jaunâtre à inter lits calcaires gris sombre épais de 0,3 à 0,5 m. Les roches stériles ont une extension assez limitée sur le gisement. Leur puissance varie de 0 à 3,5 m. [1]

### **I.7.2. Deuxième Couche**

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

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

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

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

### **I.7.3. Troisième Couche**

Ce sont des Roches sous- jacentes constituées de marnes noires accusant une faible teneur en CaO (< 45 %). [1]

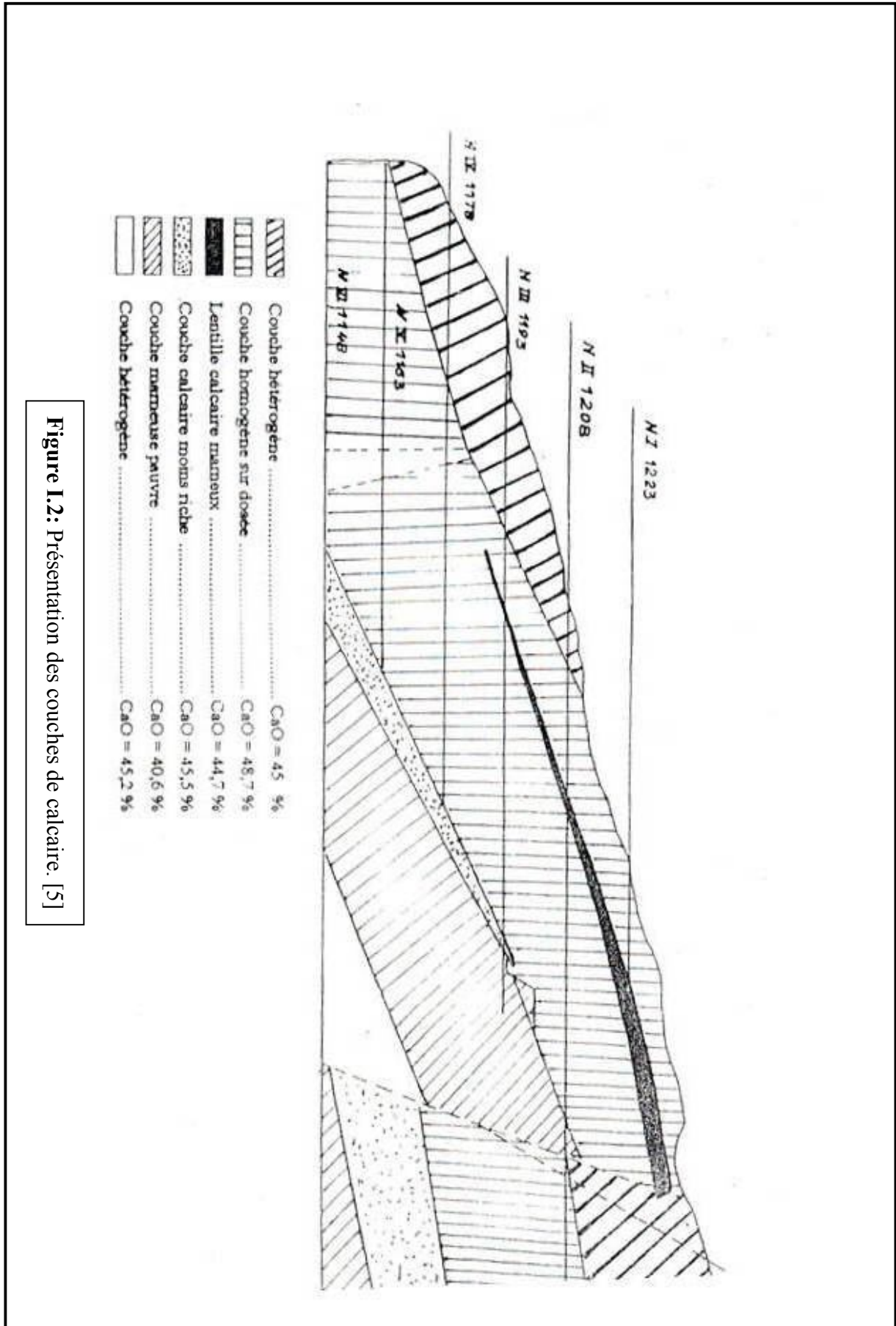


Figure I.2: Présentation des couches de calcaire. [5]



## I.8. Caractéristiques qualitatives

### I.8.1. Composition chimique du gisement

La composition chimique du gisement représentée par son unité principale utile (couches n°3 à 7) est telle que présentée dans le tableau I-1. Il est à noter que cette composition a résulté de la considération des résultats de tous les travaux réalisés, ceux de 1973, 1974 et 1981. Elle est donnée pour tous les gradins constituant le gisement. [5]

**Tableau I.1** : Composition chimique du gisement. [5]

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

Les teneurs majeures en éléments entrant dans la composition du clinker que CaO, SiO<sub>2</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> sont très régulières. Pour les oxydes nuisibles (MgO, SO<sub>3</sub>, K<sub>2</sub>O et Na<sub>2</sub>O) leurs teneurs sont conformes aux tolérances.

Les diverses composition du crue évoquées dans le rapport géologique nous enseignent qu'avec la matière de tous les niveaux du gisement de calcaire, on peut procéder à la production de ciment. Le débit moyen naturel par 1 T, de clinker est de : [5]

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

Au total ça fait 15.870 kg de matière première.

### I.8.2. Propriétés physico-mécaniques

La masse volumique des calcaires est de 2.6 t/m<sup>3</sup>, leur résistance à la compression atteint 772,4 kgf/cm<sup>2</sup>, et leur humidité naturelle est de 0.5%. La broyabilité des roches, déterminée suivant le procédé de broyage ventilé en utilisant un appareil MBK (Zeisel), a affiché des résultats variant entre 10,7 et 13,6 ; la moyenne étant de 11,73. [5]

### I.9. Hydrologie du gisement

Le contexte hydrogéologique du gisement favorisera l'exploitation. Des sources d'eau provisoires apparaissant pendant ou bien juste après les pluies ne devraient pas empêcher les travaux miniers. Les eaux s'évacueront facilement par gravitation hors de la carrière. [1]

### I.10. Réserves géologiques

Les réserves de 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.

**Tableau I.2:** Les résultats de calcul des réserves. [4]

Gradin	Minerai	
	Volumes (m <sup>3</sup> )	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
<b>TOTAL</b>	<b>47.558,695</b>	<b>123.652,606</b>

### I.11. Réserve géologique restante

Considérant que la matière exploitée dans les parties Sud-Ouest et Nord-Est du gisement de calcaire de Djebel Medjounes durant la période allant de décembre 2013 à juin 2014 consiste en des blocs, la méthode de calcul de réserve adoptée est donc celle des blocs géologique.

Les réserves sont calculées à l'intérieur des limites géologiques du gisement en soustrayant les volumes des gradins exploités (en excluant les parties exploitées hors des limites des réserves géologiques).

Le plan topographique actualisé en décembre 2013 et juin 2014 à l'échelle 1/2000 a servi de base pour les calculs.

Les réserves ont été calculées par la formule:

$$Q = V \times \rho ; [t]$$

Où:

V: Volume (m<sup>3</sup>).

$\rho$ : poids volumique en (t/m<sup>3</sup>). Égale à 2,6 t/m<sup>3</sup>.

Quant au volume (en m<sup>3</sup>) de chaque gradin, il a été obtenu par la formule:

$$V = S \times H ; [m^3]$$

Où:

S: surface de gradin calculée dans le cas général (m<sup>2</sup>).

H: Hauteur moyenne du gradin (m).

Les résultats de calculs sont présentés dans le tableau I-3.

Les réserves géologiques d'après les limites des réserves géologiques et l'avancement des travaux d'exploitation sont évaluées à 95 millions de tonnes en calcaire.

**Tableau I.3** : Réserves restantes. [4]

N° du bloc	Volume selon l'actualité en 2012 (m <sup>3</sup> )	Volume extrait du gradin (m <sup>3</sup> )	Volume restant (m <sup>3</sup> )	Poids volumique (t/m <sup>3</sup> )	Quantité (t)
<b>BLOC-1</b>	7 552 337,99	213 630,00	7 338 707,99	2,6	19 080 640,77
<b>BLOC-2</b>	2 597 515,21	163 724,00	2 415 791,21	2,6	6 281 057,15
<b>BLOC-3</b>	3 736 430,54	465 166,00	3 271 264,54	2,6	8 505 287,80
<b>BLOC-4</b>	11 522 659,82	61 776,00	11 460 883,82	2,6	29 798 297,93
<b>BLOC-5</b>	5 018 316,24	4 303,00	5 014 013,24	2,6	13 036 434,42
<b>BLOC-6</b>	7 070 932,47	-	7 070 932,47	2,6	18 384 424,42
<b>total</b>	<b>37 480 192,27</b>	<b>908 599,00</b>	<b>36 571 593,27</b>	<b>2,6</b>	<b>95 086 142,50</b>

Les réserves géologiques d'après les limites des réserves géologiques et l'avancement des travaux d'exploitation sont évaluées à 95 millions de tonnes en calcaire.

Ces réserves restent encore suffisantes pour alimenter la cimenterie d'Ain el kebira pendant plus de 50 ans pour une capacité de 1 000 000 tonne de Clinker par an. [4]

***CHAPITRE II :***  
***EXPLOITATION DU***  
***GISEMENT***

## CHAPITRE II : EXPLOITATION DU GISEMENT.

La méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement de stériles et du minerai dans un ordre bien déterminé après l'ouverture de la carrière qui consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour le système d'exploitation ; ce dernier caractérise le développement des travaux préparatoires, de découverte et d'extraction, dans le temps et dans l'espace.

Les travaux de découverte et d'extraction se caractérisent par l'avancement des chantiers et des fronts de travail dans l'espace et le temps, ainsi que par le type et les paramètres des engins utilisés. Le caractère de déplacement des chantiers et des fronts de travail définit le système d'exploitation.

### II.1. Mode d'ouverture réalisé

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

La largeur du fond de la demi-tranchée est définie par le type de transport utilisé ou par le mode de creusement, elle ne doit pas être inférieure à la somme de la largeur.

Des moyens de transport, de la distance de sécurité, de la largeur de rigole et des autres éléments de carrière de Ain El Kebira ; le type de transport à utiliser est le transport par camions dans la largeur minimale ; pour ce type de transport d'après la pratique est :

- Pour le transport à une seule voie : (6 – 10) m.
- Pour le transport à double voie : (8 – 20) m.

Dans cette carrière, le plan de circulation des engins se fait une seule piste d'accès.

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.

#### II.1.1. Technologie de creusement de la demi-tranchée d'accès

La demi-tranchée d'accès est commencée à partir de niveau 1073m qui est le niveau de base de la carrière jusqu'au sommet du relief (niveau 1238m), La réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait par travaux de forage et de tir, on fore des trous de profondeur qui varie de 1 jusqu'à 5m, les trous sont chargés par l'explosif et après sont tirés. [6]

Le creusement de la demi-tranchée d'accès passe par les étapes suivantes :

- Préparation du sol à creuser (nettoyage par le bulldozer) ;
- Foration des trous des mines ;
- Tir des trous ;
- Evacuation des déblais par bulldozer.

#### II.1.1.1. les étapes de creusement de demi-tranchées

##### **a) Première étape**

On fore des trous de mine de diamètre  $D_{tr} = 32$  mm, dont les longueurs de 0.8 à 2 m, pour créer une plate forme de largeur de 4 m, les trous forés sont distant de 1m entre eux, dont le chargement des trous se fait de façon de 2/3 explosif et 1/3 bourrage.

##### **b) Deuxième étape**

En évacuant les déblais à l'aide d'un bulldozer de point de vue préparer la plate forme initiale, pour installer les moyens de forage lourds.

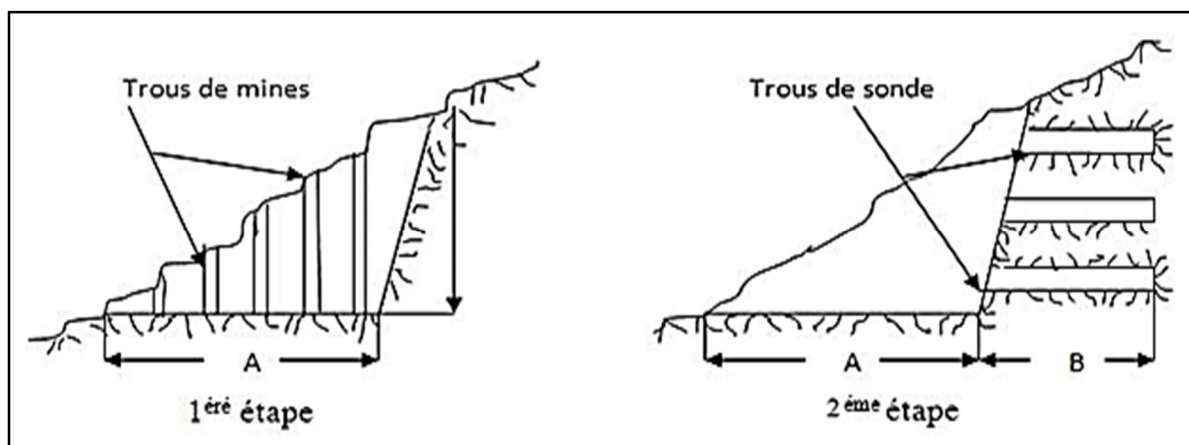
##### **c) Troisième étape**

Après l'évacuation des déblais on introduit la sondeuse qui va forer des trous inclinés et horizontales.

##### **d) Quatrième étape**

Après avoir tiré les fronts, la préparation de la demi-tranchée prend sa réalisation finale; dont l'évacuation des déblais s'effectue à l'aide des moyens de manutention (chargeuse-camion).

De la même manière, on creuse le demi-tranché jusqu'à au niveau supérieur du premier gradin.



**Figure II.1** : Phases de creusement de la demi-tranchée d'accès. [7]

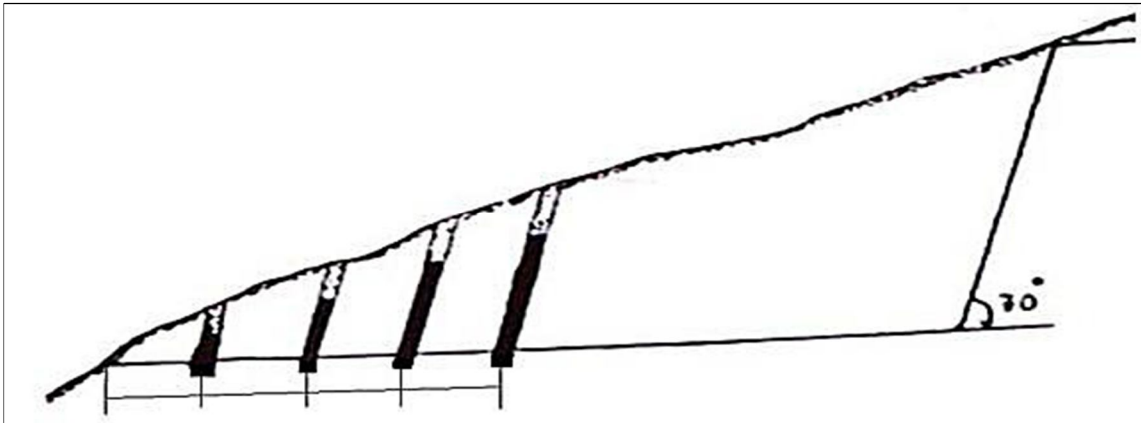


Figure II.2: creusement de la demi-tranchée d'accès Etape 1. [7]

### II.1.2. Paramètres technologiques des demi-tranchées

Tableau II.1 : Choix de la largeur de tranchée d'accès en fonction de la capacité du camion.

Destination des tranchées		Largeur minimale (m)	Largeur maximale(m)
Piste de roulage à deux voies	Capacité du camion $\leq 35$ t	14	17
	Capacité du camion $\geq 40$ t	15	20
Piste de roulage à une seule voie	Capacité du camion $\leq 35$ t	8	13
	Capacité du camion $\geq 40$ t	9,5	16
Emploie des convoyeurs	Largeur de bande de 1m	7	9,5

#### II.1.2.1. Largeur des fonds de la demi-tranchée d'accès

La largeur de la demi-tranchée d'accès est déterminée en fonction du nombre des voies du transport et des dimensions de type de transport à utiliser, dans notre cas, il existe deux voies de transport ( $C_c > 40$  t).

Dans notre cas, largeur du fond de la demi-tranchée est égale à : [14÷ 20] m.

#### II.1.2.2. Angle de bord de la demi-tranchée d'accès

L'angle de bord de la demi tranchée d'accès dépend des propriétés physique et mécanique des roches dont la principalement la dureté et la durée de service de cette dernier.



Dans notre cas, le calcaire de la carrière est de dureté de  $f = 7$  dont l'angle de bord de la demi tranchée d'accès approprié est égale à  $\alpha = 65^\circ$ .

#### II.1.2.3. Pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès

La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès est généralement déterminée en fonction de type de transport utilisé, dans le cas de transport par camion la pente varie de 8 à 12 %.

Dans le cas de la carrière de calcaire d'Ain El Kebira la pente est du 10 %.

#### II.1.2.4. Longueur de la demi-tranchée

Longueur de la demi-tranchée est égale à : 3000 m.

### **II.2. La méthode d'exploitation appliquée**

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  $25^\circ$ .

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de Ain El Kebira se fera en partant du Haut à partir du niveau 1238 m jusqu'au bas (niveau 1073 m) par des gradins de hauteur varie de 15 jusqu'à 20 m, c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir. Le développement des travaux d'extraction orienté de Nord vers le Sud. [5]

#### **II.2.1. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation**

##### II.2.1.1. hauteur de gradin

La hauteur des gradins doit être tenue par certaine condition :

- La sécurité de travail.
- La production de la carrière.
- Le rendement efficace des équipements miniers.
- Les engins existant dans la carrière.
- Les propriétés physiques et mécaniques des roches.
- Les dépenses minimales pour les travaux miniers.

Dans le cas de cette carrière la hauteur moyenne de gradin est de 15 m.

### II.2.1.2. largeur d'enlevure

La largeur d'enlevure dépend :

- Les propriétés physiques et mécaniques des roches ;
- La méthode de préparation des roches à l'abattage ;
- Le type et dimension des engins de chargement ;
- Le nombre des rangées appliquées pour un gradin.

Dans la carrière d'Ain El Kebira l'abattage se fait à l'explosif. Les roches sont dures ( $f = 7 \Rightarrow$  Roche dure), donc la largeur d'enlevure est calculée par la relation suivante :

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

Ou ;  $W$  : ligne de la résistance au pied de gradin ; m

$b$  : distance entre les rangées ;

$n$  : nombre de rangées.

$$W = 3,9 \text{ m}$$

$$A = 7,8 \text{ m}$$

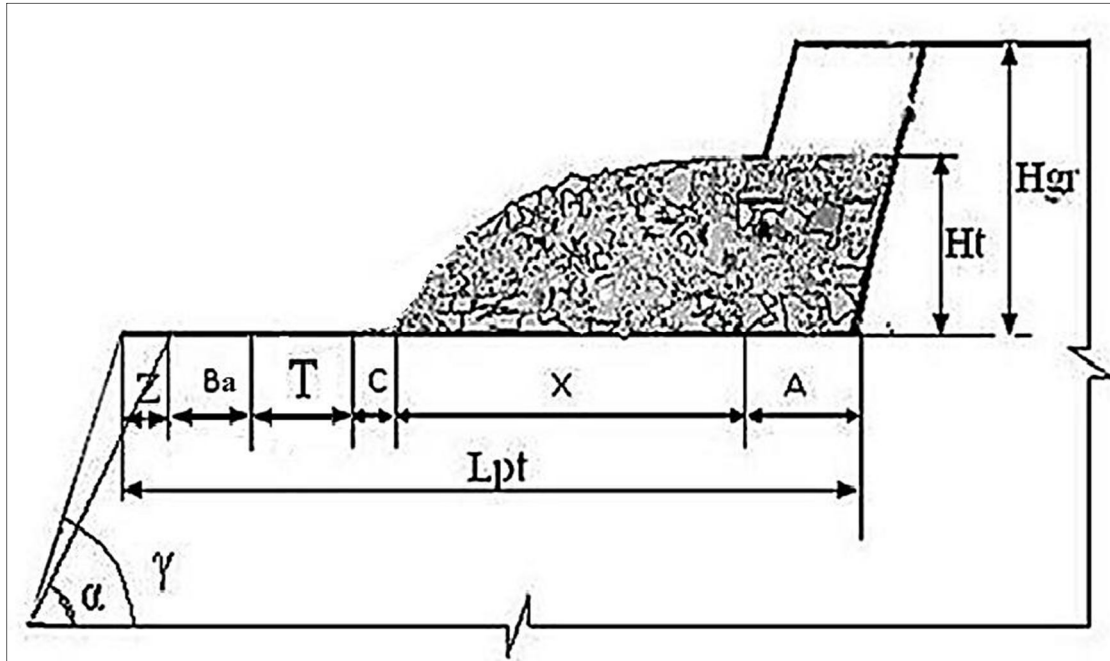
### II.2.1.3. Largeur de la plate-forme de travail

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement, du transport, ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure); les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

Lorsque l'abattage se fait à explosif; La largeur de la plate forme (figure II.3) de travail est déterminée en fonction des paramètres suivant :

- Les propriétés physiques et mécaniques des roches ;
- Les dimensions du tas des roches abattues ;
- Les dimensions techniques des engins de chargement et de transport.

Dans les carrières, on essaye toujours de réaliser les plate forme de largeur suffisantes afin d'obtenir un rendement et d'assurer la sécurité de travail.



**Figure II.3** : Schéma de plate forme de travail.

Dans le cas des roches dures, L'abattage s'effectue à l'explosif ; dans la largeur de la plat forme se déterminée par la formule suivant :

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

Où:

A : largeur de l'enlèvement;

Z : largeur de prisme d'éboulement.

$$Z = H_{gr} \times (\text{ctg } \gamma - \text{ctg } \alpha); \quad [m]$$

Hg : Hauteur de gradin, **Hg = 15 m** ;

$\gamma$ : L'angle de prisme d'éboulement,  $\gamma = 70^\circ$  ;

$\alpha$  : L'angle de talus,  $\alpha=80^\circ$  ;

Donc :

$$Z = 2,81 \text{ m}$$

C : distance de sécurité comprise entre le tas et la bande de transport. **C = 3 m** ;

T : largeur de bande de transport, **T = 8 m** ;

Ba : largeur de bande auxiliaire destiné à l'emplacement des engins, **Ba = 5 m** ;

X : largeur réduite des tas des roches abattus ;

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

Ou :

Ht : hauteur de tas des roches abattues ;

$$H_t = (0,7 - 1,05) \times H_g ; \quad [m]$$

$$H_t = 0,7 \times 15$$

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

$K_f$  : coefficient de foisonnement,  $K_f = 1,6$  ;

Donc :

$$X = 7,8 \times \left( 2 \times 1,6 \times \frac{15}{10,5} - 1 \right) ; \quad [m]$$

$$X = 27,86 \text{ m}$$

Lc : largeur de camion,  $L_c = 4,5 \text{ m}$

Donc :

$$L_{pt} = 7,8 + 2,81 + 3 + 11 + 27,86 + 5$$

$$L_{pt} = 54,47 \text{ m}$$

### II.3. Processus de chargement et de transport

L'objectif de ce processus est d'assurer le déplacement des minéraux vers les installations de traitement. Au début du travail, des pelles sont placées dans le gisement pour l'excavation des matériaux depuis le front de taille. Chaque godet est ensuite déversé dans le camion. Une fois le camion chargé, il va se déplacer sur une piste de roulage pour atteindre le point de culbutage et déverser sa charge pour ensuite revenir à une pelle de chargement. Au cours d'un quart de travail, le comportement du camion est ainsi cyclique entre les pelles placées à des endroits fixes et les lieux de déversement préalablement fixés.

Plusieurs travaux de recherches ont proposé des outils pour optimiser ce processus complexe. Le principal objectif de ces travaux est de mettre en place des systèmes informatisés pour une répartition efficace des camions dans les mines à ciel ouvert. Ces outils doivent allouer les camions aux pelles, afin de déplacer le plus rapidement possible les roches et les minéraux détachés depuis les fronts de taille jusqu'aux lieux de déversement.

### II.3.1. Chargement

La production de la carrière est conditionnée par les engins de chargement. Le choix des engins de chargement dépend essentiellement de la production escomptée. On retiendra de même que la hauteur des gradins est adoptée ou choisie en fonction des paramètres techniques des engins de chargement (ou d'extraction). Le chargement s'avère comme la principale étape de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert. On constate l'obsession des entreprises à produire plus, ce qui les pousse à accroître considérablement les capacités des engins de chargement.

Les engins de chargement et d'excavation utilisés dans les carrières sont les excavateurs à godet unique (ou multiple). Parmi les excavateurs à godet unique on utilise à la carrière de Ain El Kebira les chargeuses sur pneus KOMATSU WA 700 et VOLVO (Tableau II.2) 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.

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement se base sur la production ciblée, la nature des matériaux et les mesures de sécurité.

**Tableau II. 2:** les engins de chargement utilisés au niveau de la carrière.

Type	Nombre	Capacité du godet (m <sup>3</sup> )
<b>Chargeuse KOMATSU WA 700</b>	03	8
<b>Chargeuse VOLVO</b>	2	8

#### II.3.1.1. Choix de l'excavateur

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement est basée sur les facteurs naturels :

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

L'adaptation des engins de grandes capacités est conditionnée par les dimensions et les réserves du gisement.

La chargeuse est le matériel le plus répandu dans les carrières ; toutes les exploitations possèdent au minimum une chargeuse. Ces machines servent à l'extraction, au chargement et

à la reprise des matériaux bruts ou traités. Elles assurent parfois une fonction de transport en alimentation des appareils de traitement.

Aujourd'hui, il existe des avancées significatives dans la conception des chargeuses sur pneus par rapport aux autres engins de chargement qui sont les suivantes:

- Avec des pneus basse pression, prenant appuis sur le sol par de large surface donnent à la machine une bonne résistance au glissement.
- La chargeuse sur pneu offre de nombreuses caractéristiques inédites se traduisant par des performances, un rendement supérieur, une plus longue durée de service ainsi que de niveau de confort de conduite et de facilité d'entretien encore jamais atteint.

### II.3.1.2. Types et caractéristiques des engins de chargement

Ces engins de terrassement, chenillés ou pneumatiques sont équipés d'un godet pelleur. Ils servent à la prise et au chargement des matériaux. La capacité du godet allant jusqu'à  $8\text{m}^3$ . Ils sont montés sur un châssis articulé. Le godet disposé à l'avant, doit avoir une largeur supérieure à celle de l'empâtement des pneus pour les protéger. La flèche porte godet est montée à l'avant de châssis, en avant de la cabine, pour assurer une bonne visibilité.

On utilise des pneus à base large pour améliorer la surface de contact. Leurs carcasses sont calculées pour supporter une charge donnée à une certaine vitesse sous une pression de gonflage donnée. Reste à rappeler que la chargeuse est à la fois un engin de chargement, de transport et de diversement, soit dans un camion soit dans un wagon. [1]

### **II.3.2. Transport**

Le transport dans une carrière est un procédé technologique adopté pour le déplacement de la matière abattue du chantier vers le point de déchargement.

Le transport dans la carrière prédéterminer dans une large mesure ; le mode d'ouverture du gisement, la méthode d'exploitation et le mode de la mise à terrils ; il représente des dépenses très considérables qui peuvent aller de 20% à 30% du prix de revient total d'exploitation. Elle est caractérisé par :

- le débit à transporter ;
- la distance comprise entre le front de travail et le point de déchargement ;
- la matière à transporter.

C'est fonction de ces éléments qu'on choisira la solution la mieux à adopter pour chaque cas particulier, qui tient compte aussi des conditions topographique du site choisi.

### II.3.2.1. Choix des moyens de transport

Le choix des moyens de transport dépend des facteurs principaux suivants :

- La production de la carrière ;
- La distance de transport ;
- Du type d'engins de chargement ;
- Des caractéristiques de la masse minière a transportée ;
- Des conditions géologiques du gisement ;
- Et des dimensions de la carrière.

Actuellement le transport par camion est le plus répandu vu la simplicité de construction des engins, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée allant jusqu'à 15%, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien le mode de transport par camion.

Le volume de la benne du camion sur le volume du godet de l'excavateur est un rapport qui dépend de la distance de transport, à partir de ces conditions on aboutit à un choix rationnel des camions assurant la production planifiée de la carrière. Pour les carrières de grande productivité il convient de choisir des camions de grande capacité de charge.

A la carrière d'Ain El Kebira le transport de la matière première est assuré par camion de capacité de 60 tonne (tableau II.3).

### II.3.2.2. Types et caractéristiques des engins de transport

Ils sont tous à moteur diesel ou diesel électrique de capacité variante entre 25 à 60 tonnes. Mais peuvent aller jusqu'à 240 tonnes. Ceux utilisés en arrière sont très robustes et souples.

Nous donnons l'exemple de 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 où les distances parcourues sont importantes et où les gradins sont en roche massive. Cette catégorie d'engins peut franchir des pentes plus fortes.

**Tableau II.3:** les engins de transports disponible au niveau de la carrière.

Type	Nombre	Capacité charge (t)
Dumper HITACHI EH1000	08	60
Dumper KOMATSU HD465	02	60
Dumper Caterpillar 773 G	04	60

## II.4. Préparation mécanique

Les modes de fragmentation classique consistent à soumettre le solide à fragmenter à une contrainte créée par des forces de contact.

La technologie des appareils de fragmentation tient compte des observations et des déductions suivantes :

- Paramètres intrinsèques du matériau ;
- Energie requise pour fracturer le matériau ;
- Vitesse de déformation ;
- Réduction des dimensions du matériau.

Toutefois, les opérations de fragmentation sont limitées (granulométrie d'entrée, débit) et l'on pourra rarement se contenter d'un seul appareil en pratique.

Il sera nécessaire de fragmenter le produit en plusieurs stades successifs impliquant différents appareils qui travaillent en série.

### II.4.1. Concassage

En vue d'optimiser et faciliter le stockage et la manutention des matières premières, les blocs extraits au niveau de la carrière sont introduits dans la trémie de concasseur primaire pour réduire leurs dimensions.

Pour réduire la taille des blocs, le travail de concassage consiste à soumettre les matières premières à des efforts d'impact, d'attrition, de cisaillement ou de compression

Le type de concasseur est choisi en fonction :

- Procédé de concassage adopté par la cimenterie ;
- De la granulométrie désirée à l'entrée de l'atelier de broyage cru ;
- De l'humidité des matières premières.

Une fois la matière première (calcaire) est extraite, elle est transportée à l'atelier de préparation mécanique afin de subir toutes les opérations nécessaires à production des agrégats. Le concassage est une opération primordiale de traitement de la matière première pour faciliter le bon fonctionnement des autres processus de traitement (criblage et broyage).

Les roches transportées de la carrière par des camions vers la station de concassage sont déversées dans une trémie de réception dont l'ouverture est de 1,7 m. On distingue le concassage primaire et secondaire.



#### II.4.1.1. Concassage primaire

Les camions chargés arrivant du lieu d'abattage, déversent leur charge dans une trémie de réception dont l'ouverture est de 1,7 m. Ces matériaux tombent sur un alimentateur à barres vibrants ayant pour but la séparation des impuretés qui seront dirigées par un convoyeur à bande vers le stock des terrils et le calcaire descend par un couloir jusqu'au concasseur primaire (concasseur à percussion).

A la sortie du concassage primaire, le produit aura une dimension de (0 à 250 mm). Ce dernier est entraîné par un convoyeur à bande jusqu'à un stock appelé tas.

#### II.4.1.2. Concassage secondaire

Quant aux gros morceaux, ils feront l'objet d'un 2<sup>ème</sup> concassage. A la sortie du concassage secondaire, le produit concassé entraîné par un convoyeur à bande jusqu'au stock (tas).

### **II.5. Régime de travail**

Le régime de travail est comme suivant :

- Nombre de jours ouvrables par an : 365 jours ;
- Nombre de jours ouvrables par semaine : 7 jours ;
- Nombre de poste par jour : 2 postes ;
- Nombre de poste par semaine : 14 postes ;
- Nombre d'heures de travail par poste : 8 heures.

### **Conclusion**

Le chapitre comporte un exposé détaillé de tous les processus servant l'exploitation de gisement de Ain El Kebira à partir la commence de l'ouverture, la méthode de chargement et de transporte des charges extraire jusqu'à leur préparation mécanique.

Le transport des produits dans les mines à ciel ouvert se fait généralement à l'aide des camions. Bien souvent, l'utilisation des camions se limite aux transports entre les points de chargement des produits et le point de transfert, qui peut être un concasseur de chantier ou un convoyeur. Le coût du transport par camions dans les mines exploitées à ciel ouvert, représente en général 30 à 50% des frais d'exploitation de la mine.

***CHAPITRE III :***  
***TRAVAUX DE FORATION***

---

## CHAPITRE III : TRAVAUX DE FORATION

Un bon développement et traçage de travaux de forage et de tir détermine à priori la réussite du plan d'exploitation d'autant sur le plan technique économique et de point et caractéristique mettant en évidence un plan de tir opérationnel est nécessaire.

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

### III.1. Qualité de forage

Une foration de qualité est celle qui respecte le plan de foration théorique. C'est-à-dire les paramètres suivants [8]:

- Emplacement des trous de forage ;
- Inclinaison et direction dans l'espace ;
- Déviation ;
- Profondeur du trou ;
- Diamètre de trou ;
- Stabilité de la paroi du forage.

#### III.1.1. Déviation des trous

Les forages en plan incliné présentent des déviations qui sont liées au diamètre et la longueur du trou.

#### III.1.2. Matériel

Une foration réalisée avec des tiges de petit diamètre conduit à des déviations plus importantes que celle réalisée avec des diamètres plus grands.

#### III.1.3. Massif rocheux

D'une manière générale, la structure d'un massif rocheux induit des déviations d'origine mécanique dans des directions privilégiées dépendant de l'angle d'incidence du forage aux discontinuités.

#### III.1.4. Foreur

Le rôle de foreur est déterminant dans les phénomènes de déviation. Dans le cas présent, on peut considérer que, les étant effectués par les mêmes foreurs de l'entreprise, le facteur humain prend une part moins essentielle dans la qualité de la foration. Cependant, la

foration est un vrai métier, qui demande une bonne formation et une grande motivation du personnel.

### III.1.5. Profondeur de trou

La profondeur des forages peut varier de 10 à 23 m selon les sites. Une surprofondeur de 1,5 à 2 m est généralement réalisée pour tenir compte des incertitudes liées aux irrégularités de la plate forme. Ceci peut se traduire par des surprofondeurs trop importantes, rendant difficile la reprise de la foration dans le niveau inférieur.

## III.2. Maitrise des différents paramètres

L'analyse approfondie de la situation existant dans la carrière a montré que l'amélioration de la qualité de la foration passait par une meilleure maîtrise de la géométrie des forages dans l'espace. Notamment pour ce qui concerne de mesure [9] :

- La position ;
- L'inclinaison ;
- La direction ;
- La profondeur.

### III.2.1. Utilisation d'appareils pour la maîtrise de la déviation

#### III.2.1.1. Sonde diadème

Une sonde Diadème est un outil permettant de connaître la distance entre le trou et une surface libre. Ceci peut par exemple permettre de positionner, de manière relative, le trou par rapport au front d'exploitation. Cet outil de mesure électromagnétique de distance est composé d'une sonde émettrice et d'une sonde réceptrice, entre lesquelles on peut acquérir la distance à travers le massif rocheux. Cet outil est en général utilisé pour le contrôle des banquettes en pied, pour assurer un bon cisaillement du pied ou prévenir des projections à ce niveau. D'utilisation simple et rapide, il donne un accès direct à l'information. [9]

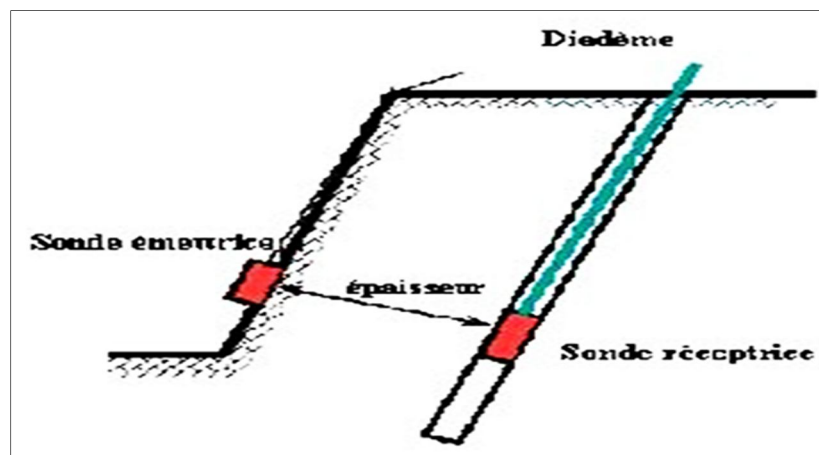


Figure III.1 : Schémas d'une mesure par une sonde de diadème. [9]

### III.2.1.2. Système de mesure de positionnement et d'alignement de la perforatrice associé à un niveau laser (système TIM 2205)

Le système de mesure TIM est constitué de capteurs prévus pour mesure l'inclinaison de la glissière de la perforatrice et son orientation, ainsi que les mouvements du marteau (les valeurs des différents paramètres sont affichées sur un écran à l'intérieur de la cabine).

Le système de positionnement et d'alignement TIM 2205 est couplé à un rayon laser extérieur qui permet de connaître et de respecter parfaitement la cote de fonte de trou, donc la cote de la plate forme à atteindre. [8]

### **III.3. Choix du mode de forage**

Le choix de mode de forage dépend de quelques facteurs qui sont comme suite :

- Les propriétés physico-mécaniques des roches ;
- Profondeur de forage à réaliser ;
- Diamètre du trou à réaliser.

Il existe plusieurs modes de forage comme :

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

Pour choisir un mode de forage il faut calculer l'indice de forabilité qui est proposé par l'académicien RJEVSKY qui se base sur la dureté et densité de la roche.

### **III.4. Procédure de choix de la machine de forage**

Le choix d'une machine particulière pour la production de forage dans une mine à ciel ouvert est le genre le plus critique d'évaluation de forage que l'ingénieur de mine est invité pour faire. C'est un véritable problème de conception de technologie, exigeant des jugements de valeur. Généralement, le procédé suit ces étapes. [10]

1. Déterminer et spécifier les conditions dans lesquelles la machine sera utilisée, comme les facteurs du travail (travail, emplacement, temps, etc.), avec la sûreté la considération finale.
2. Enoncer les objectifs pour les phases de rupture de roche du cycle de production des opérations considérant des restrictions d'excavation et de transport, de la stabilité de

penne de mine, écrasant la capacité, la géométrie de mine en termes de tonnage, la fragmentation, les vibrations , etc.

3. Basé sur des conditions de soufflage, concevoir le modèle de trou de forage (taille et profondeur de trou, inclinaison, fardeau, espacement, etc.).
4. Déterminer les facteurs de forabilité, pour le genre de roche prévu, et identifier les candidats méthode de forage qui semblent faisables (les fabricants peuvent réaliser des essais de forabilité de roche et recommander les exercices et l'outil de forage).
5. Spécifier les variables d'opération pour chaque système à l'étude, y compris le forage, la tige, l'outil de forage, et les facteurs de fluide de circulation.
6. Estimer les paramètres d'optimisation du traitement, y compris la disponibilité de machine et les coûts, et comparer. Considérer la source d'énergie et choisir les caractéristiques. Les centres de coût importants sont peu, forent la dépréciation, le travail, l'entretien, la puissance, et les fluides. L'usage et les coûts de l'outil de forage sont critiques mais difficile pour projeter.
7. Choisir le système de forage qui, en satisfaisant mieux indisposent des conditions, a le plus bas coût global, proportionné à l'exploitation sûre.
8. Les points 4 et 6 sont les la plupart des étapes difficile à accomplir du procédé de conception entier, principalement en raison du manque de fiabilité actuel de la prévision d'exécution de forage et détermination de forabilité.

#### **III.4.1. Paramètres caractérisant l'engin de foration**

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par :

- Le diamètre de foration : dans les travaux miniers d'abattage, le diamètre de foration varie de 45 à 152 mm;
- La profondeur de foration : elle détermine la plage de diamètres utilisables, et peut, dans certains cas, imposer une technique de foration. Par exemple, les engins légers ne permettent que la foration à faible profondeur et en diamètre réduite. Un autre exemple peut être donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes ;
- La quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille.

Par exemple dans le cas d'une production importante, le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes. [11]

### III.5. L'outil de forage

L'opération de forage au niveau de la carrière d'Ain El Kebira s'effectue avec la sondeuse **Furukawa FRD DCR-20** avec un forage de type roto percutant et d'un marteau fond de trou.



**Figure III.2** : la sondeuse Furukawa FRD DCR-20.

#### III.5.1. Caractéristiques de la sondeuse

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

La foreuse Furukawa DCR-20 de type fond de trou sera un choix indispensable pour tous travaux exigeant un forage de précision même dans une roche fissurée ou un mort-terrain. Avec une longueur de 9,67 m, une hauteur de 3,79 m, et une largeur de 2,40 m en position transport, la sondeuse Furukawa DCR-20 nous permet d'effectuer nos déplacements aisément. Le châssis compact de 21 000 kg, qui offre une maniabilité très appréciée, des chenilles de traction de 3,57 m et force de traction de 105 KN permettent un déplacement en douceur même dans sur les terrains accidentés. La puissance de 328 kw est fournie par un moteur Caterpillar C13 Tier III qui développe 440 hp à 2100 tr/min. [12]

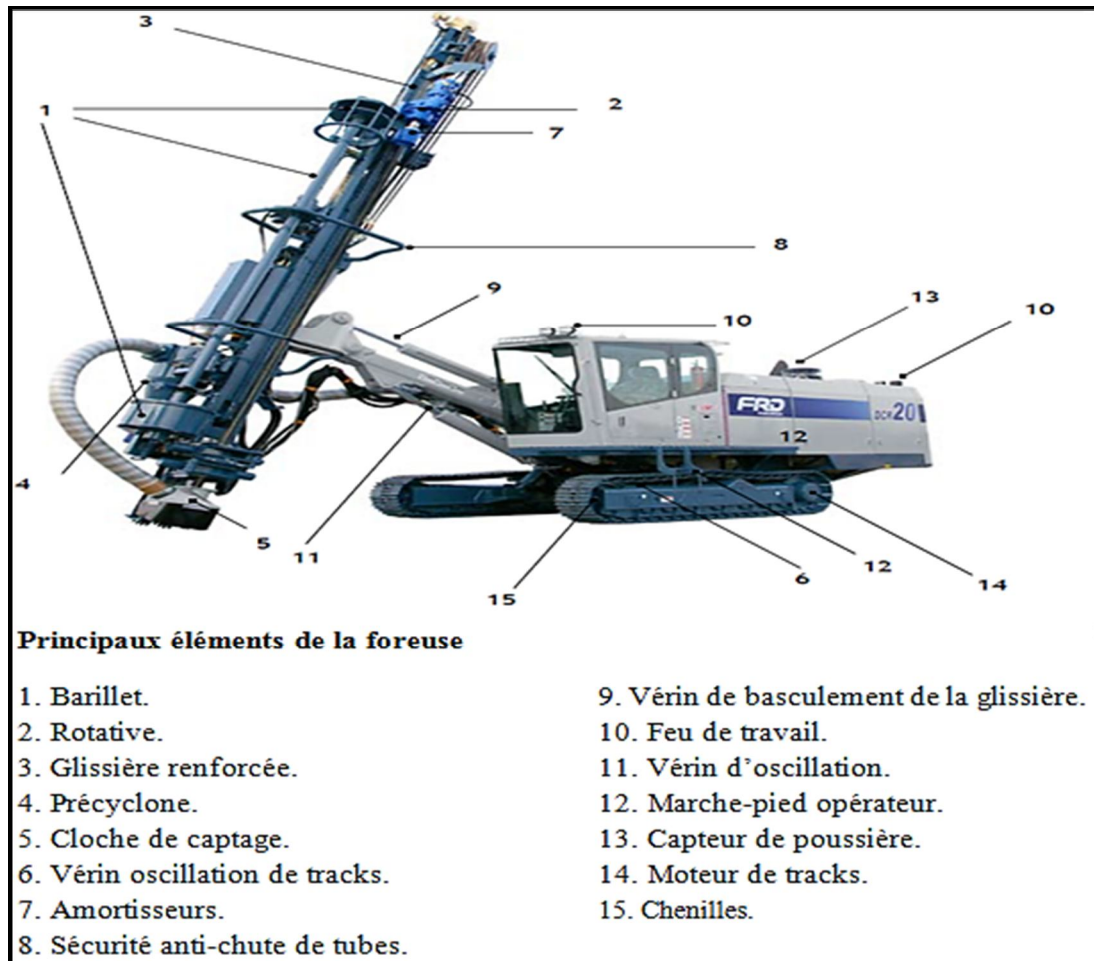


Figure III.3 : les principaux éléments de la foreuse. [12]

### III.6. Implantation du lot de forage

Un lot de forage est un plan représentant les endroits prévus et précis où l'on doit forer.

Son implantation exige la connaissance du terrain (la direction des couches et leurs successions). La succession intervient parce que toutes les couches ne sont pas minéralisées et que l'on doit s'arranger pour ne pas mélanger les minerais aux stériles lors du minage.

Connaissant ainsi la nature de terrain à forer et la maille de forage, on peut faire un plan représentatif du lot de forage sur papier à une échelle bien déterminée. Ce plan sera fait de façon que le critère de perpendicularité d'une des diagonales du carré à la direction des couches soit satisfaisant.

Une fois le plan élaboré et approuvé, le service de topologie, sur demande du service de fragmentation, réalise l'implantation par la matérialisation des coordonnées géodésiques et la détermination du champ à forer à l'aide des plaques établissant la maille de forage. Cette opération s'appelle piquetage. [13]



### III.7. Réalisation de la foration

Quel que soit le matériel retenu et le diamètre de foration utilisé, un certain nombre de précautions doit être respectées pour aboutir à une réalisation correcte de l'abattage.

Dans tous les cas, chaque forage doit être rigoureusement implanté en x, y, z, et  $\alpha$  (inclinaison) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plate forme bien réglée [11] :

- Le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue;
- Le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plate forme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement : les surprofondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration;
- L'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre intéressent un volume de matériaux bien défini.

#### III.7.1. Techniques de foration

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent :

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

Les mouvements de rotation et de descente, ainsi que le soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou. [11]

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

A partir de là on distingue quatre techniques de foration :

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

### III.8. Les facteurs liés au forage

Un certain nombre de facteurs affectent la pénétration de roche ou le déplacement de découpages dans le processus de forage.

Les divers facteurs peuvent être groupés en six catégories :

1. Machine de forage (drill) ;
2. Tige (Rod) ;
3. Taillant (Bit) ;
4. Fluide de circulation (Circulation fluide) ;
5. Trou de forage (Drill hole) ;
6. Roche (Rock).

Ces facteurs de conception dans les catégories (1-4), les composants du système de forage lui-même, désigné sous le nom des variables d'opération. Ils sont contrôlables dans des limites, en corrélation parfois, et doivent être choisis pour assortir les conditions environnementales reflétées par la catégorie 6, type de roche. [10]

Les facteurs de trou de forage de la catégorie 5, diamètre, profondeur, et inclinaison, sont dictés principalement par des conditions extérieures et sont des variables indépendantes dans le processus de forage.

Les facteurs de roche (catégorie 6) sont ambiant dérivés. Ils sont également des variables indépendantes dans le processus de forage et incluent le suivant :

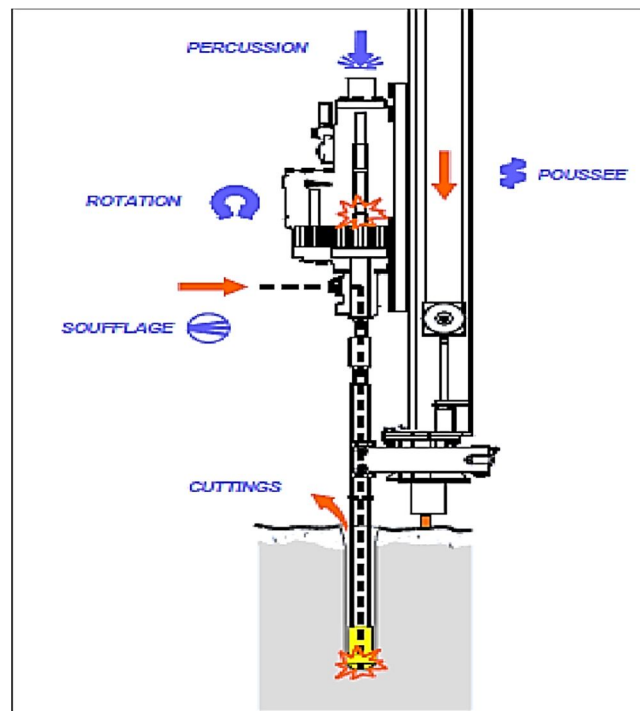
- Propriétés matérielles (résistance à la pénétration, la porosité, la teneur en eau, la densité, la dureté de rivage, résistance à la compression, coefficient de résistance de la roche, etc.)
- Conditions géologiques (pétro logiques et literie structurale, ruptures, failles, fissures, etc.)
- Etat d'effort (pression in situ et pression de pore sans importance en trous peu profonds).

Dans la carrière de Ain El Kebira l'outil de forage applique la foration par roto percussion avec marteau fond de trou à l'aide de la foreuse Furukawa FRD DCR-20.

### III.9. Foration par roto percussion avec marteau fond de trou

La foration roto percutante repose sur les quatre bases suivantes :

- Le soufflage ;
- La percussion ;
- La poussée ;
- La rotation ;



**Figure III.4 :** Paramètres principaux de la foration roto percutant. [10]

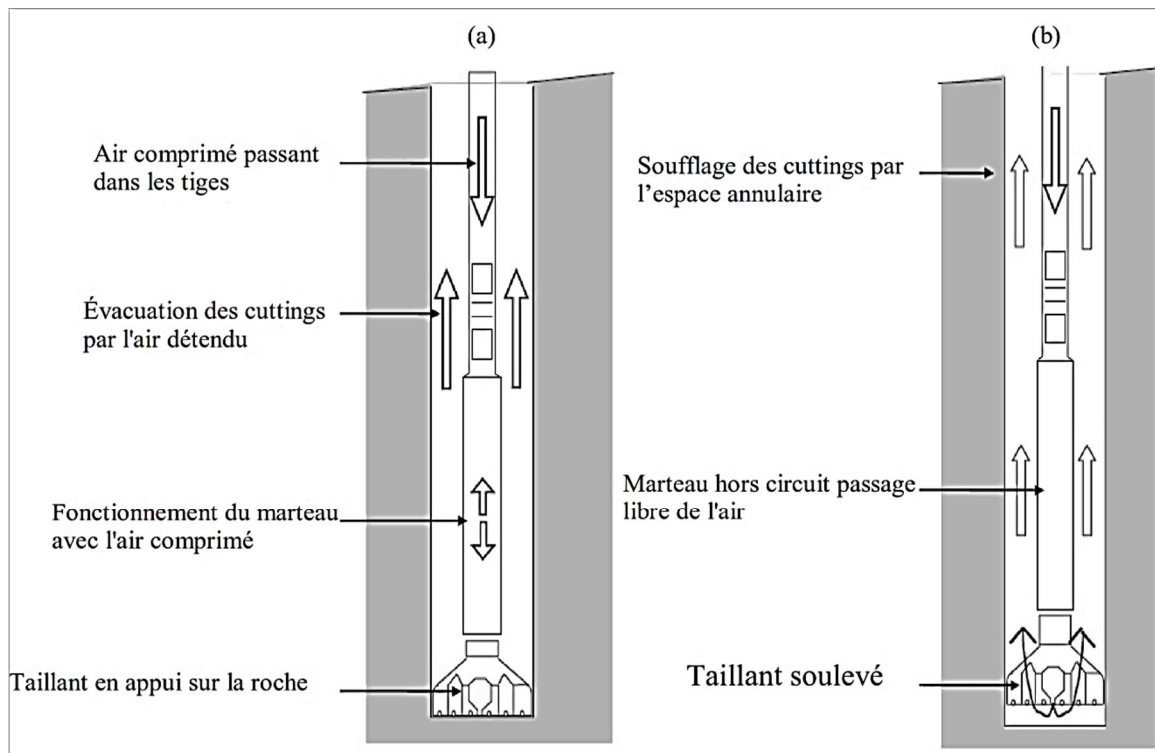
On distingue 2 phases, la percussion et le soufflage.

**Forage en percussion :** L'air comprimé sert au fonctionnement du piston du marteau qui frappe sur le taillant en appui sur la roche, l'air s'échappe ensuite dans l'espace annulaire entraînant les cuttings.

**Soufflage évacuation des cuttings :** Le taillant n'étant plus en appui, la totalité du flux d'air s'écoule au travers du marteau sans le faire fonctionner et s'échappe dans l'espace annulaire.

Cette méthode présente de nombreux avantages [11] :

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



**Figure III.5 :** Principe de fonctionnement du marteau fond de trou. [10]

### III.9.1. La vitesse de rotation

La rotation s'effectue durant le retour du piston. Sa vitesse dépend de nombreux facteurs qui ne sont pas indépendants. Citons :

- Le diamètre de l'outil, son type et la disposition des pastilles ou des boutons d'attaque de la roche ;
- La force d'appui ;
- La nature du terrain ;
- La cadence de frappe.

En règle générale en terrain dur il faut une frappe rapide et une rotation lente, l'inverse est valable en terrain tendre. [14]

### III.9.2. Schéma du processus de forage.

L'exploitation rationnelle des machines de forage demande une connaissance profonde de la nature du terrain. La résolution de ce problème demande une analyse détaillée du processus de forage. Le processus de forage est l'ensemble des opérations qu'on doit exécuter pour forer un trou, tel que : vitesse de rotation et d'avancement, force axiale et soufflage donnée à l'outil de forage.

La pénétration de l'outil dans la roche est soumise à certains paramètres tels que :

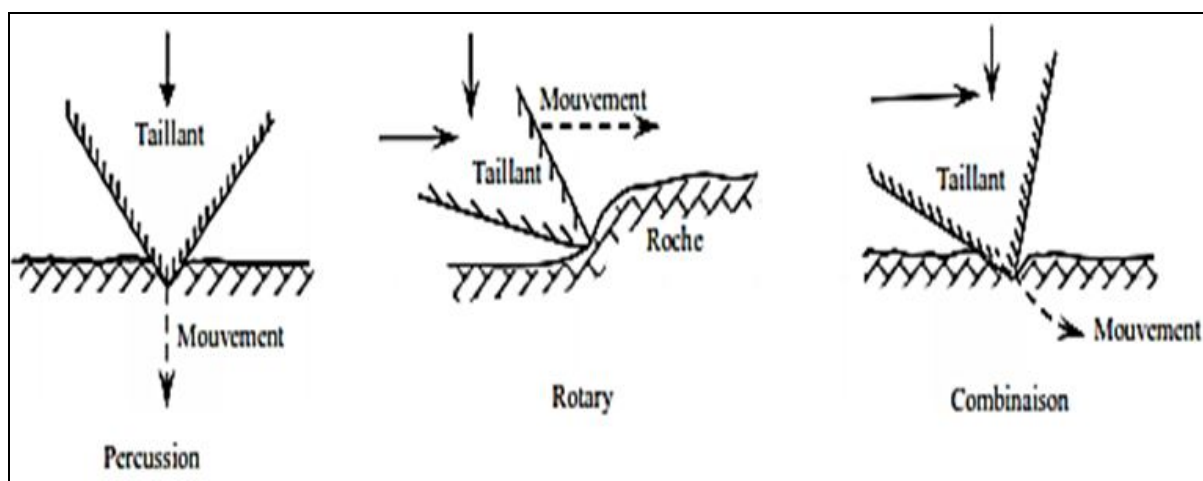
- Nature de la formation (dureté, abrasivité, humidité, etc....) ;
- Paramètres des travaux de tir (diamètre, du trou, angle d'inclinaison, type et quantité d'explosifs, distance entre les trous) ;
- Paramètres de réglage (vitesse de rotation et poids exercé sur l'outil), ces paramètres sont limités par la puissance de commande et la hauteur des dents de l'outil ;
- Indices qui caractérisent l'organisation du travail (coefficient d'utilisation de la machine, temps de manœuvre) ;
- Paramètre de sortie caractérisant les résultats de ce processus (prix du mètre foré, prix de mètre cube des roches abattues, vitesse de pénétration). [15]

### III.9.3. Mécanismes de pénétration

Il y a seulement deux manières de base d'attaquer la roche mécaniquement par la percussion et la rotation. C'est l'interaction de taillant/roche qui régit l'efficacité du transfert d'énergie et la nature du processus de rupture.

Entraînant la roche se casser pendant le forage est une question d'appliquer la suffisamment de force avec un outil pour dépasser la force de la roche. Cette résistance à la pénétration de la roche se nomme force de forage.

De plus, le champ de contrainte créé par l'outil doit être ainsi dirigé quant à la pénétration de produit sous forme de trou et de la taille désirée. Ces efforts sont quasi-statiques en nature, parce que des forces sont appliquées lentement dans le processus de forage. La force d'inertie, l'onde de contrainte induite, et le taux de charger des effets dans le forage de roche ont été démontrés pour être négligeables. [10]



**Figure III.6 :** Différent types d'action de forage dans l'attaque mécanique des roches. [10]

Les différentes manières dont les exercices de percussion, rotary, et de combinaison attaquent la roche sont comparées dans la figure au-dessous.

Il y a 5 paramètres qui influent sur la vitesse de pénétration dans la roche au niveau de l'appareil de forage:

- L'énergie d'impact (puissance du marteau) ;
- La fréquence des chocs ;
- La vitesse de rotation ;
- La force d'appui ;
- La vitesse d'évacuation des cuttings.

### III.10. Détermination des paramètres physico-mécaniques liés à l'opération de forage

#### III.10.1. Le passage d'une faille

Le passage d'une faille ou d'un accident de terrain se fait en général manuellement sauf si la machine est équipée d'un asservissement électronique qui inclus, outre les contrôles de poussée et de vitesse rotation une régulation du soufflage et du couple de rotation.

En général on annule la poussée et on réalise la traversée en "frappe inverse" (dénomination impropre de l'inversion de poussée). On doit également réduire le soufflage pour ne pas désagréger le terrain dans le cas d'une passée argileuse. [14]

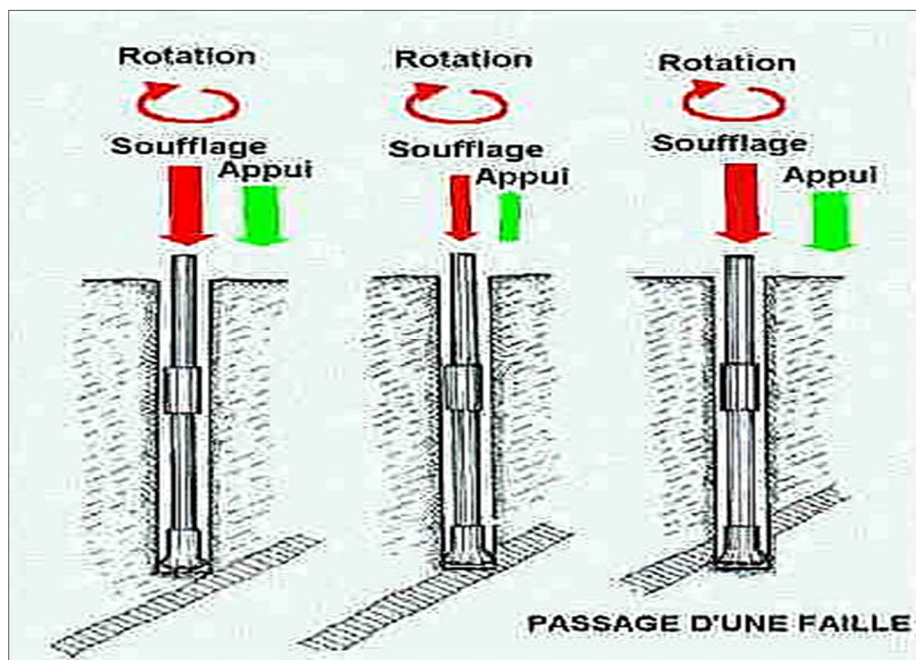


Figure III.7 : Variation des paramètres de la sondeuse au passage d'une faille. [10]

### III.10.2. La dureté

Selon le professeur PROTODIAKONOV, le coefficient de dureté se détermine par la formule suivante [16] :

$$f = \frac{\sigma_c}{100}$$

Ou :

$\sigma_c$  : Contrainte de compression mono axiale, kgf/cm<sup>2</sup>. Pour les roches d'Ain El Kebira;

$$\sigma_c = 772,4 \text{ kgf/cm}^2$$

D'où la dureté :

$$f = 7,72$$

### III.10.3. Indice de résistance au contact

Ce dernier caractérise l'action de l'outil de forage (marteau perforateur) sur la roche suite au contact de cette dernière avec l'outil, sa formule est aussi empirique. [17]

$$I_{rc} = 1,9 \times \sigma_c^{3/2}$$

Ou :

$\sigma_c$  : Contrainte à la compression ;  $\sigma_c = 772,4 \text{ kgf/cm}^2 \Rightarrow \sigma_c = 7,724 \text{ MPa}$ .

Donc :

$$I_{rc} = 1,9 \times 7,724^{3/2}$$

$$I_{rc} = 40,78 \approx 41.$$

### III.10.4. La contrainte à la traction

Elle se détermine par la formule empirique suivante :

$$\sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12) \times \sigma_c ; \quad [\text{kgf/cm}^2]$$

Dans notre cas on prend  $\sigma_{tr} = 0,12 \sigma_c$  pour trouver la valeur maximale de résistance des roches à la traction ; donc :

$$\sigma_{tr} = 0,12 \times 772,4 ; \quad [\text{kgf/cm}^2]$$

Et par conséquent la valeur de la contrainte de traction est :

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

### III.10.5. La contrainte au cisaillement

Elle se détermine par la formule suivante [17] :

$$\sigma_{\text{dép}} = (0,13 \div 0,33) \times \sigma_c ; \quad [\text{kgf/cm}^2]$$

On prend :

$$\sigma_{\text{dép}} = 0,25 \times \sigma_{\text{comp}} ; \quad [\text{kgf/cm}^2]$$

$$\sigma_{\text{dép}} = 0,25 \times 772,4$$

Alors la valeur de la contrainte de déplacement est :

$$\sigma_{\text{dép}} = 193,1 \text{ kgf/cm}^2$$

### III.10.6. L'indice de "forabilité"

La forabilité d'une roche exprime la facilité avec laquelle un outil de forage pénètre dans la roche. Elle dépend d'un certain nombre de paramètres, en particulier de la résistance, dureté et texture de la matrice rocheuse, et de son abrasivité. Certains essais, généralement utilisés dans les pays anglo-saxons, ont pour but de quantifier la forabilité. Il ne faut pas perdre de vue que la forabilité in situ dépend aussi de la densité de discontinuités. [10]

Pour mesurer l'aptitude d'une roche au forage on effectue un test de laboratoire appelé DRI (Drilling Rate Index) que l'on pourrait traduire par «indice de forabilité» car il inclut à la fois des tests de friabilité, d'écrasement au choc, et d'abrasion, (arrachement de morceaux de roche à l'aide d'une lame à profil normalisé). [14]

#### III.10.6.1. Evaluation de l'indice de forabilité

L'indice de forabilité est déterminé par la formule suivante [10] :

$$D_f = 0,007(\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma$$

Où :

$\sigma_c$ : Résistance à la compression (du calcaire) ;

$$\sigma_c = 772,4 \text{ Kgf/cm}^2$$

$\tau$ : Résistance au cisaillement (contrainte au cisaillement) ;

$$\tau = (0,16 \div 0,33) \times \sigma_c ; \quad [\text{Kgf/cm}^2]$$

On prend :

$$\tau = 0,25 \times \sigma_c$$



D'où :

$$\tau = 193,1 \text{ Kgf/cm}^2$$

$\gamma$  : La densité du calcaire ;

$$\gamma = 2,6 \text{ t/m}^3$$

Donc :

$$D_f = 0,007(772,4 + 193,1) + 0,7 \times 2,6$$

$$D_f = 8,58$$

### III.10.6.2. Utilisation du DRI

Dans la pratique le mineur pourra se servir de la table ci-après, la précision obtenue étant largement suffisante compte tenu des incertitudes qui affectent les autres données telles que la disponibilité de la machine, les déplacements, les aléas de foration, les variations géologiques et géotechniques du terrain. [14]

**Tableau III.1** : La relation entre les paramètres dans la pratique. [14]

Indice de forage	Nature de la roche	DRI
0,5 – 0,7	Basalte, diorites, silex, quartz, quartzite dure	30 - 40
0,7 – 0,9	Trapp, granit dur, gneiss, rhyolithe, gabbros, quartzite	40 - 50
0,9 – 1,1	Porphyre, granit, taconite, grès, hématite, cornéenne	50 - 60
1,1 – 1,3	Diorite, marbre, calcaire dur, phyllades, andalousite	60 - 70
1,3 – 1,7	Calcaire, shistes, gypse, bauxite, marne dure, latérite	70 - 80
1,7 – 2,2	Calcaire marneux, marnes craie, argile, talc	80 - 100

Après calculer l'indice de forabilité on cherche dans le tableau au-dessous quelle est le type de forabilité, leur classe et catégorie (tableau de classification de la forabilité des roches).

**Tableau III.2** : Classification de la forabilité des roches. [10]

Types de forabilité	$D_f$	Classes	catégories
Forabilité très facile	$\leq 5$	1	1, 2, 3, 4, 5
<b>Forabilité facile</b>	<b>5,1÷10</b>	<b>2</b>	<b>6, 7, 8, 9, 10</b>
Forabilité moyenne	10,1÷15,1	3	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15,1÷20	4	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20,1÷25	5	21, 22, 23, 24, 25

D'après le tableau III.2 on constate que la roche de la carrière de Ain el Kebira est d'une forabilité facile, de la classe 2 et catégorie 9.

### III.10.7. Indice friabilité

L'essai de friabilité donne une bonne mesure pour la capacité de la roche de résister écrasé par des impacts répétés. La méthode d'essai a été développée en Suède par plusieurs versions modifiées de l'essai ont été développées pour différents buts. Un contour de l'essai est montré sur la (figure III.8) [15] [10]. Le volume témoin correspond à 500 g de densité 2,65 g/cm de la fraction 16 à 11,2 mm. La valeur S<sub>20</sub> de fragilité égale le pourcentage du matériel qui passe la maille de 11,2 mm après que l'agrégat ait été écrasé par 20 impacts dans le mortier. La valeur de fragilité est le moyen de 3 à 5 essais parallèles. [10]

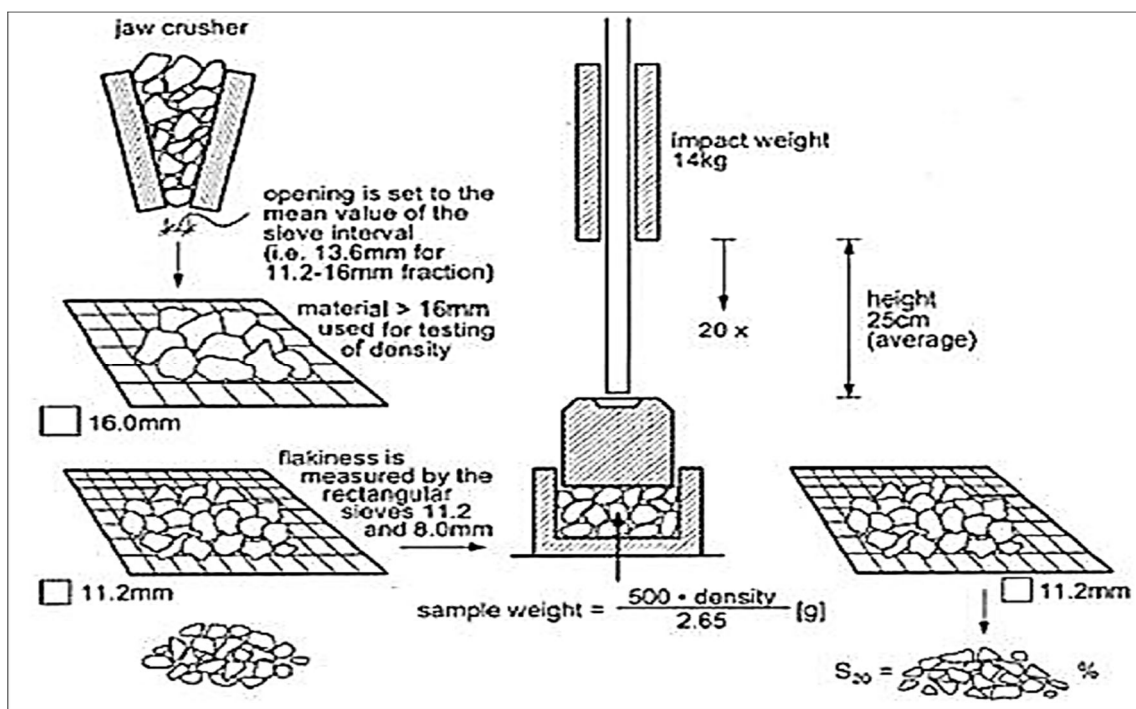


Figure III.8 : les différentes étapes de test de friabilité. [10]

Dans laboratoire on effectue ce test de friabilité avec la succession des étapes suivantes [14] :

- 1- On prélève sur un échantillon de tout venant la classe 16-11,2 mm que l'on pèse ;
- 2- On fait tomber 20 fois d'une hauteur de 25 cm une masse de 14 kg sur l'échantillon ;
- 3- On pèse les passants à la maille de 11,2 et on en détermine le pourcentage = S<sub>20</sub>.

### III.10.8. Indice de Tirabilité

Calcul de consommation spécifique étalon : q<sub>et</sub> (tirabilité)

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$q_{et} = 0,02(\sigma_c + \sigma_{dép} + \sigma_{tr}) + 2\gamma ; \quad [\text{gr/m}^3]$$

Où :

$\sigma_c$ : Résistance à la compression;  $\sigma_c = 772,4 \text{ Kgf/cm}^2$  ;

$\sigma_{\text{dép}}$  : Résistance au cisaillement (déplacement) ;  $\sigma_{\text{dép}} = 193,1 \text{ kgf/cm}^2$  ;

$\sigma_{\text{tr}}$  : Résistance à la traction ;  $\sigma_{\text{tr}} = 92,68 \text{ kgf/cm}^2$  ;

$$q_{\text{ét}} = 0,02(772,4 + 193,1 + 92,63) + 2 \times 2,6 \quad ; \quad \text{gr/cm}^3$$

$$q_{\text{ét}} = 26,36 \text{ gr/cm}^3$$

**Tableau III.3** : tirabilité des roches en fonction de la consommation d'étalon. [18]

Clases	Valeur de $q_{\text{ét}}$ ( $\text{g/cm}^3$ )	Tirabilité
I	<10	Tirabilité facile
II	10,1÷20	Tirabilité moyenne
<b>III</b>	<b>20,1÷30</b>	<b>Tirabilité difficile</b>
IV	30,1÷40	Tirabilité très difficile
V	40,1÷50	Exclusivement difficile

Selon le tableau III.3, il s'agit d'un calcaire à tirabilité difficile avec la classe 3.

### III.11. Calcul du rendement d'exploitation de la sondeuse

#### III.11.1. Temps du cycle de forage d'un trou

D'après le chronométrage, le temps réel du cycle de forage de cette machine pendant le forage des trous dont la longueur est de 17,38 m au niveau de la carrière de l'Ain EL Kebira est de l'ordre suivant :

- Le temps auxiliaire avant début de foration est égal à 3 min ;
- Temps nécessaire pour le chargement d'une nouvelle tige est de 40 s ;
- Pour un trou de 17,38 m de hauteur, on est besoin de 4 tiges donc on doit raccorder 3 fois en prenant 2 min de temps ;
- Le temps total pour forer un trou est de 20 min ;
- Le temps réel de forage est  $T_{\text{reel}} = 20 - 2 = 18 \text{ min}$  .

#### III.11.2. Le temps effectif de forage

$$T_f = 20 + 3$$

$$T_f = 23 \text{ min}$$

### III.11.3. le temps auxiliaire

$$T_{\text{aux}} = 3 \text{ min}$$

### III.11.4. Vitesse de forage d'un mètre du trou

$$V_f = \frac{L_{\text{tr}}}{T_f} ; \quad [\text{m/h}]$$

$L_{\text{tr}}$ : Longueur totale d'un trou ;  $L_{\text{tr}} = 16,5 \text{ m}$  ;

$T_f$  : Temps effectif de forage.

$$T_f = 23 \text{ min} = 0,38 \text{ h}$$

Donc :

$$V_f = \frac{16,5}{23} = 0,717 \approx 0,72 \text{ m/min}$$

Où :

$$V_f = \frac{16,5}{0,38} = 43,42 \text{ m/h}$$

$$V_f = 43,42 \text{ m/h}$$

### III.11.5. Temps auxiliaire pour forer un mètre du trou

$$T_2 = \frac{T_{\text{aux}}}{L_{\text{tr}}} ; \quad [\text{h/m}]$$

$$T_{\text{aux}} = 3 \text{ min} = 0,05 \text{ h}$$

Donc :

$$T_2 = \frac{0,05}{16,5} = 0,003 \text{ h/m}$$

### III.11.6. Rendement de la sondeuse par poste

Il est donné par la formule suivante [19] :

$$R_{\text{sp}} = \frac{T_p \times K_u}{\frac{1}{V_f} + T_2} ; \quad [\text{m/poste}]$$

$T_p$  : Temps d'un poste ;  $T_p = 8$  heures ;

$K_u$  : Coefficient d'utilisation de la sondeuse ;  $K_u = 0,85$  ;

$V_f$  : Vitesse de forage ;  $V_f = 43,42$  m/h ;

$T_2$  : Taux auxiliaire pour 1 mètre de trou.  $T_2 = 0,003$  h/m ;

Donc :

$$R_{sp} = \frac{8 \times 0,85}{\frac{1}{43,42} + 0,003} = 261,23 \text{ m/p}$$

$$\mathbf{R_{sp} = 261,23 \text{ m/poste}}$$

### III.11.7. Calcul du rendement de la foreuse

Le rendement de la foreuse est déterminé par le nombre des trous forés durant un poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$N_{tr/p} = \frac{T \times K_u}{T_f} ; \quad [\text{tr/poste}]$$

Où :

$N_{Tr/p}$  : Nombre de trous foré par poste ;

$T$  : la durée d'un poste, (durée de poste de travail est 8 heures avec 1 heure de pause), c'est-à-dire  $T = 7$  heures = 420 min;

$K_u$  : Coefficient d'utilisation de la foreuse ;  $K_u = 0,85$  ;

$T_f$  : La durée de réalisation d'un trou ;  $T_f = 23$  min

Donc :

$$N_{tr/p} = \frac{420 \times 0,85}{23}$$

$$\mathbf{N_{tr/p} = 15,52 \approx 16 \text{ trous/poste}}$$

### III.11.8. Nombre de foreuses nécessaires

Le nombre des foreuses nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante [6] :

$$N_s = \frac{L_f}{R_{sp} \times N_{p/j} \times N_j} \times K_r$$

Où :

$L_f$ : La longueur totale de forage

$$L_f = N_{tr} \times L_{tr}$$

$N_{tr} = 40$  trous par volée ;

$L_{tr}$  =Longueur de trou ;  $L_{tr} = 16,5$  m ;

$$L_f = 40 \times 16,5$$

$$L_f = \mathbf{660 \text{ m}}$$

$K_r$ : Coefficient de réserve de la sondeuse ( $1.2 \div 1.25$ ); On prend  $K_r = 1,25$ ;

$R_s$  : Rendement de la sondeuse ;  $R_s = 261,23$  m/poste ;

$N_{p/j}$ : Nombre de postes de travail par jour ;  $N_{p/j} = 1$  poste ;

$N_j$ : Intervalle entre deux tirs successifs ; le tir se fait au mardi et le jeudi ; donc :  $N_j = 1$  jour ;

$$N_s = \frac{660}{261,23 \times 1 \times 1} \times 1,25$$

$$N_s = \mathbf{3,16 \approx 3 \text{ foreuse}}$$

Donc on nécessite 3 foreuse afin d'assurer la production souhaitée par l'entreprise.

## Conclusion

Les paramètres de forage dépendent, les uns de la nature du terrain, et les autres de la performance des engins de foration et de chargement

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés. D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confinée à l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité.

L'analyse des travaux scientifiques réalisés dans le domaine du forage, nous a permis de dire que le mode de forage roto-percutant est le plus préférable dans les conditions des carrières de calcaire

***CHAPITRE IV :***  
***CONCEPTION D'UN***  
***PLANDE TIR***

---

## CHAPITRE IV : CONCEPTION D'UN PLAN DE TIR

Le plan de tir le plus opérationnel est généralement régit par un nombre complexe de paramètre ; les paramètres de plan en soit ; les paramètres technique et économique ; de type d'explosif est un facteur prépondérant choisit en fonction de la nature du massif rocheux.

### IV.1. Abattage à l'explosif

L'abattage des roches représente le premier stade 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 spécialistes.

### IV.2. L'explosif

On appelle substances explosives tout agent chimique ou mélange de composants chimiques susceptibles, par réaction chimique et sous l'influence d'un amorçage convenable, de dégager des gaz à une température très élevée, à une haute pression et à une vitesse élevée telle qu'il peut en résulter des dommages sur les personnes ou sur les biens. [16]

Ces substances consistent généralement en un mélange intime de corps combustibles renfermant une quantité d'oxygène insuffisante pour la combustion totale, avec des corps comburants qui apportent l'oxygène nécessaire à celle-ci. [16]

Des composés chimiques explosifs peuvent également entrer dans certains mélanges:

- Les émulsions explosives ;
- Les explosifs nitrates ;
- Les nitrate-fuels (ANFO) ;
- La poudre noire ;
- Les dynamites ;
- Les bouillies et gels explosifs ;
- Les nitrates fiouls alourdis.



### **IV.3. Types d'explosifs**

Actuellement on utilise six grands types d'explosifs industriels :

#### **IV.3.1. Les dynamite**

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et de dinitroglycol. C'est la proportion de dinitroglycol qui assure la qualité antigel d'une dynamite (le point de congélation de la nitroglycérine pure est de 11-15,4 °C). Les autres composants sont des combustibles et des comburants. Selon le taux de NGL, on distingue :

- Les dynamites plastiques, contenant plus de 20% en masse de NGL dans une gangue de coton azotique;
- Les dynamites pulvérulentes, contenant 10 à 20% de NGL. [20]

#### **IV.3.2. Les explosifs nitrés**

Les explosifs nitrés sont à base de nitrate d'ammonium (80% environ en masse) et d'un explosif pur. [20]

#### **IV.3.3. Les nitrate fuels**

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium et d'huiles minérales, en général du fuel domestique, dans une proportion voisine de 5 à 6%. Dans certains cas, les nitrates fuels peuvent contenir une quantité plus ou moins importante de poudre d'aluminium.

#### **IV.3.4. Les explosifs bouillis**

Les explosifs de type bouillie sont constitués par un mélange de combustible (aluminium, huiles minérales, par exemple), de comburants (nitrates organiques, nitrate d'ammonium) et de matière inerte, pouvant contenir un composé chimique explosif, mais contenant au moins 5% d'eau. Ces explosifs sont utilisés sous deux formes distinctes [11] :

- Les gels à consistance pâteuse, qui sont généralement encartouchés;
- Les bouillies pompables, dont la consistance liquide permet le chargement en vrac par pompage.

#### **IV.3.5. Les émulsions**

Les émulsions sont des mélanges de nitrate d'ammonium en solution aqueuse sous forme de gouttelettes microscopiques emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile contenant une faible proportion d'émulsifiant. [11]

### **IV.3.6. Les nitrates fuels alourdis**

Les nitrates fuels alourdis sont constitués par du nitrate fuel (25 à 75%) enrobé dans une matrice d'explosif bouillie ou d'émulsion (25 à 75%) dont le rôle est d'améliorer les performances et la résistance à l'eau du nitrate fuel sans en accroître la sensibilité.[11]

Les nitrates fuels alourdis sont surtout utilisés en vrac. Ils se présentent sous la forme :

- De produits granulaires plus ou moins collants lorsque la proportion de nitrate fuel est supérieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par gravité;
- De pâtes plus ou moins visqueuses contenant des granulés épars de nitrate fuel lorsque la proportion de celui-ci est inférieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par pompage.

### **IV.4. Choix du type d'explosif**

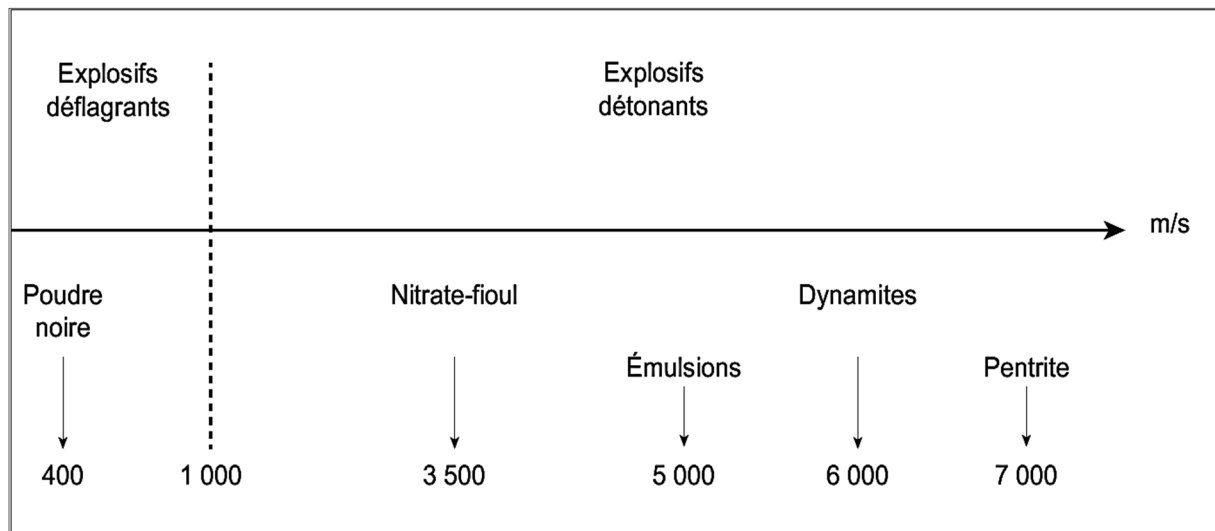
Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de forte densité et des vitesses de détonation élevées. Un explosif de forte brisance est indispensable pour créer de nouvelles surfaces pendant la fragmentation. Par contre dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattu sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes (peu de création de nouvelles surfaces pendant l'abattage), un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace. Dans ce cas, et surtout lorsque les fractures sont ouvertes, il faut prendre en compte la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un paramètre essentiel.

Et aussi le choix de l'explosif dépend dans large mesure de présence d'eau dans le massif à abattre ou des conditions climatiques, parce qu'il y a des explosifs très sensibles à l'eau et d'autres résistants (comme par exemple le nitrate fioul, leur emploi est prohibé lors de présence d'eau). [21]

### **IV.5. Les explosifs utilisés en Algérie dans le domaine minier**

La puissance d'un explosif est proportionnelle à la vitesse de détonation, dans laquelle cette décomposition se produit. Elle détermine le régime normal de la décomposition de l'explosif, ce qui permet de classer les explosifs en deux catégories

- Explosifs déflagrants, appelés aussi « poudres », se décomposant à une vitesse inférieure à 1000 m/s.
- Les explosifs détonants conventionnellement appelés « explosifs », dont la vitesse de décomposition est supérieure à 1000 m/s. Ce sont les dynamites, les explosifs nitrates... etc.



**Figure IV.1 :** La vitesse de décomposition des explosifs. [16]

#### IV.5.1. Caractéristiques des explosifs

La caractérisation en laboratoire des explosifs industriels est indispensable au développement et à l'agrément de formules nouvelles.

Cependant, la plupart des mesures effectuées sur les explosifs présentent un caractère strictement comparatif, les conditions expérimentales étant assez éloignées des conditions réelles d'utilisation

Les principales caractéristiques des explosifs industriels sont les suivantes :

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

#### IV.5.2. Gélanite

La gélanite est un explosif nitré d'une consistance gélaniteuse 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 importante qu'on peut la utiliser dans des terrains à roches dures à semi-dures, pour des travaux d'abattage (ciel ouvert ou en souterrain).

Avantage :

- Consistance gélatineuse très résistante (l'eau).
- Capacité d'abattage des roches très dures même en présence d'eau.

### **IV.5.3. Marmanit**

La marmanit est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT. Elle est utilisée dans les terrains secs ou faiblement humides, elle est adaptée aussi aux terrains à roche tendre à mi-durs.

Avantage :

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

### **IV.5.4. 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.

### **IV.5.5. 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. . .

#### IV.5.5.1.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. Elle est caractérisée d'une bonne résistance aux efforts mécaniques, elle offre une résistance élevée (l'eau).

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

#### IV.5.5.2.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 résistances élevées (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. Il peut amorcer par tous les types de détonateurs électriques et pyrotechniques.

### IV.5.5.3. Les Détonateurs pyrotechnique :

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

#### **a. 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).

#### **b. 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).

#### **c. Détonateurs à retard**

- Détonateurs à retard demi-seconde (DER) : L'emploi des détonateurs à 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.

### IV.5.5.4. Le fil de tir :

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm<sup>2</sup>. Sa résistance pour 100 m est de 6,1 Ω.

## **IV.6. Amorçage**

Pour provoquer la décomposition d'un explosif il est nécessaire de lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation. Il existe plusieurs manières d'apporter cette énergie; chacune d'elles se traduit par un phénomène de transfert thermique rapide qui a pour origine des chocs, des frottements des étincelles, des inflammations, une onde de choc etc. ...

### **IV.6.1. Différents systèmes d'amorçage**

Les systèmes les plus utilisés sont les détonateurs, électriques ou non, associés ou non, à des cordons détonants.

## IV.6.2. Types d'amorçages

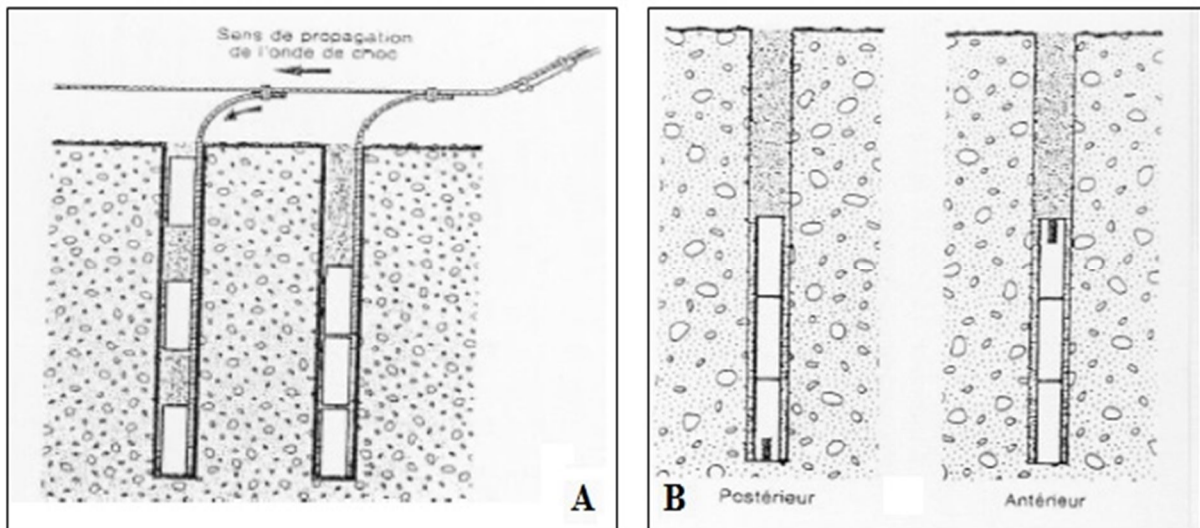
### IV.6.2.1. Amorçage latéral :

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).

### IV.6.2.2. 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 (figure IV.2).

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



A)- L'amorçage latéral d'un trou.

B)- L'amorçage Ponctuel d'un trou

**Figure IV.2** : Type d'amorçage d'un trou.

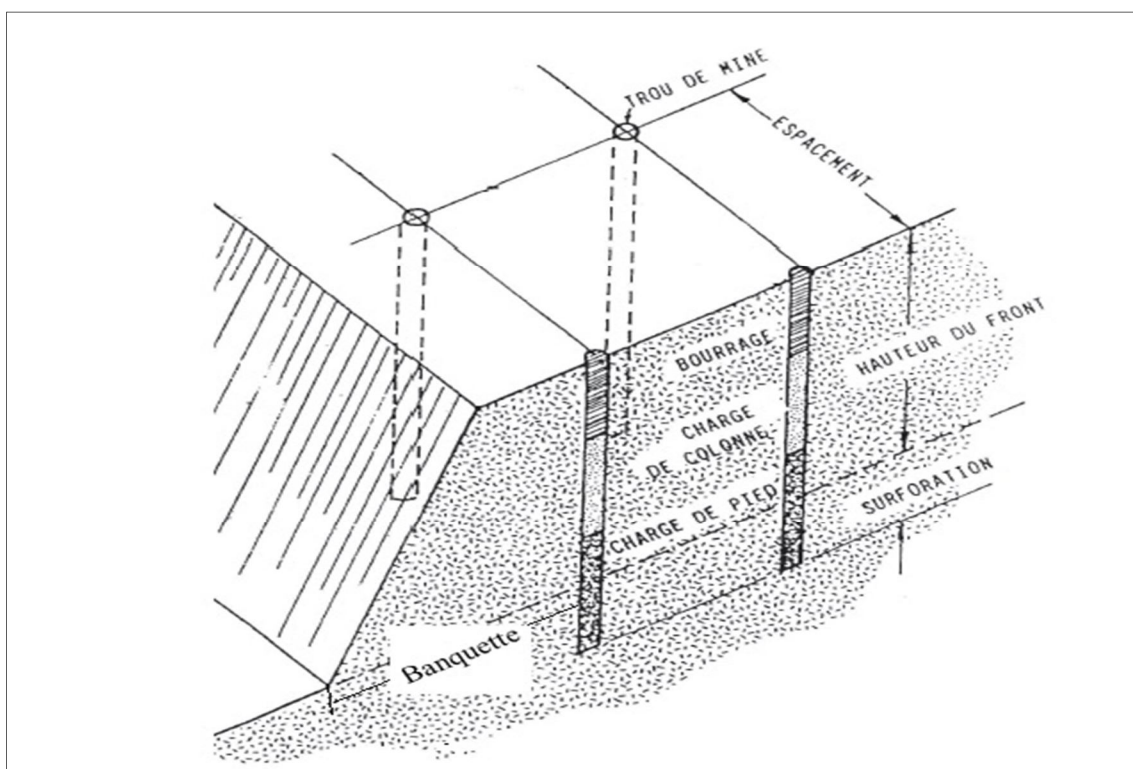
## IV.7. Conception d'un plan de tir :

La conception d'un tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir. Il est nécessaire de définir les paramètres qui pourront soigneusement être étudiés et mesurés.

On peut déterminer par des calculs ou des considérations plus approfondies les conditions de sautage liées aux paramètres de base.

Les paramètres de tir qui caractérisent le plan de foration et le plan d'amorçage sont :

- La maille
- La banquette
- Le diamètre du trou
- Le nombre de rangées
- Le type d'amorçage
- L'espacement entre trous
- La séquence de mise à feu
- La profondeur de foration
- L'inclinaison des trous de forage
- La consommation spécifique
- La hauteur et la composition du bourrage
- La nature et la quantité de charge de pied
- La nature et la quantité de charge de colonne



**Figure IV. 3 :** Paramètres de tir qui caractérisent le plan de foration et le plan d'amorçage. [9]

## Conclusion

Les paramètres d'un plan de tir dont : La maille, La banquette, Le diamètre du trou, Le nombre de rangées, Le type d'amorçage, L'espacement entre trous, La séquence de mise à feu, La profondeur de foration, L'inclinaison des fourneaux, La consommation spécifique, La hauteur et la composition du bourrage, La nature et la quantité de charge de pied, La nature et la quantité de charge de colonne sont la clé de la réussite d'un plan de tir donnée. Le choix et calcul des bons paramètres assurera certainement non seulement un abattage opérationnel mais également un rendement meilleur de l'entreprise minière.

***CHAPITRE V :***  
***OPTIMISATION DU PLAN***  
***DE TIR DE LA CARRIERE***  
***DE AIN EL KEBIRA***



## CHAPITRE V : OPTIMISATION DU PLAN DE TIR DE LA CARRIERE DE AIN EL KEBIRA

Point central du processus minier, l'abattage à l'explosif est un procédé technique incontournable pour détacher et réduire les roches d'un massif en place lorsque leur résistance est trop élevée pour permettre une excavation mécanique rentable. Les activités de foration/minage dans une exploitation minière sont à la fois un centre de coût et un levier de performance pour l'ensemble du cycle extractif; trouver le bon équilibre entre le premier et le second point reste aujourd'hui un art délicat.

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

- Quantité de roche abattue maximale;
- Tailles de fragments obtenus optimales vis-à-vis de leur(s) utilisation(s) future(s);
- coût global possible.

L'adaptation du plan de tir aux exigences de l'exploitant découle soit de l'expérience des tirs antérieurs, si l'exploitation bénéficie d'une antériorité d'exploitation, soit du résultat de tirs de référence pour les exploitations faisant l'objet d'une ouverture nouvelle de carrière.

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

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

Il est évident qu'on doit essayer d'avoir une granulométrie régulière ayant un diamètre optimal du morceau moyen. La présence des blocs hors-gabarits encombre la plateforme de travail, freine et diminue le travail des moyens de chargement et transport. De plus, elle exige le débitage secondaire, qui est lié naturellement avec l'augmentation des temps morts et des dépenses supplémentaires.

Ainsi, pour l'appréciation juste de l'efficacité technique et économique des travaux de chargement et de transport, on essaiera d'étudier l'influence des facteurs naturels et techniques sur la qualité de fragmentation des roches et en fin, nous élaborons un plan de tir alternatif pour l'amélioration de la qualité de la fragmentation des roches abattues dans le cas de la carrière d'Ain El Kebira. Et ceci, dans le but de réduire dans la mesure du possible le taux de blocs hors gabarits.

## V.1. Paramètres influençant les résultats d'abattage

### V.1.1. Matrice rocheuse abattue

#### V.1.1.1. Propriétés structurales

Les caractéristiques géologiques de la matrice rocheuse abattue représentent le facteur d'influence à la fois le plus important et le moins contrôlable dans les tirs à l'explosif. La Figure V-1 illustre deux conditions radicalement différentes de structure pour la masse rocheuse à abattre. Les plans de discontinuités arrêtent la propagation de fractures dans la roche; la microstructure de la roche abattue et les imperfections naturelles influencent et compliquent le processus de fracturation dynamique (création de fractures multiples et bifurcation des fractures individuelles). [20]



**Figure V.1:** Différentes conditions de fracturation in-situ.

#### V.1.1.2. Discontinuités stratigraphiques et plans de fracturation

La présence d'une discontinuité peu remplie ou à remplissage peu résistant peut par ailleurs causer un échappement des gaz d'explosion et perturber la mise en mouvement de la roche abattue. Ce point est particulièrement illustré par un résultat de tir observé à la carrière d'Ain El Kebira, où une discontinuité subhorizontale a joué un rôle visible sur les résultats d'arrachement au pied (Figure V.2). De manière plus générale, l'orientation des jeux de discontinuités par rapport à l'orientation du gradin et des charges a une influence à la fois sur la portée et sur les formes d'arrachement observées après tir dans les plans horizontal (Figure V.3) et vertical (Figure V.4). [20]



Figure V.2: Présence d'un joint subhorizontal.

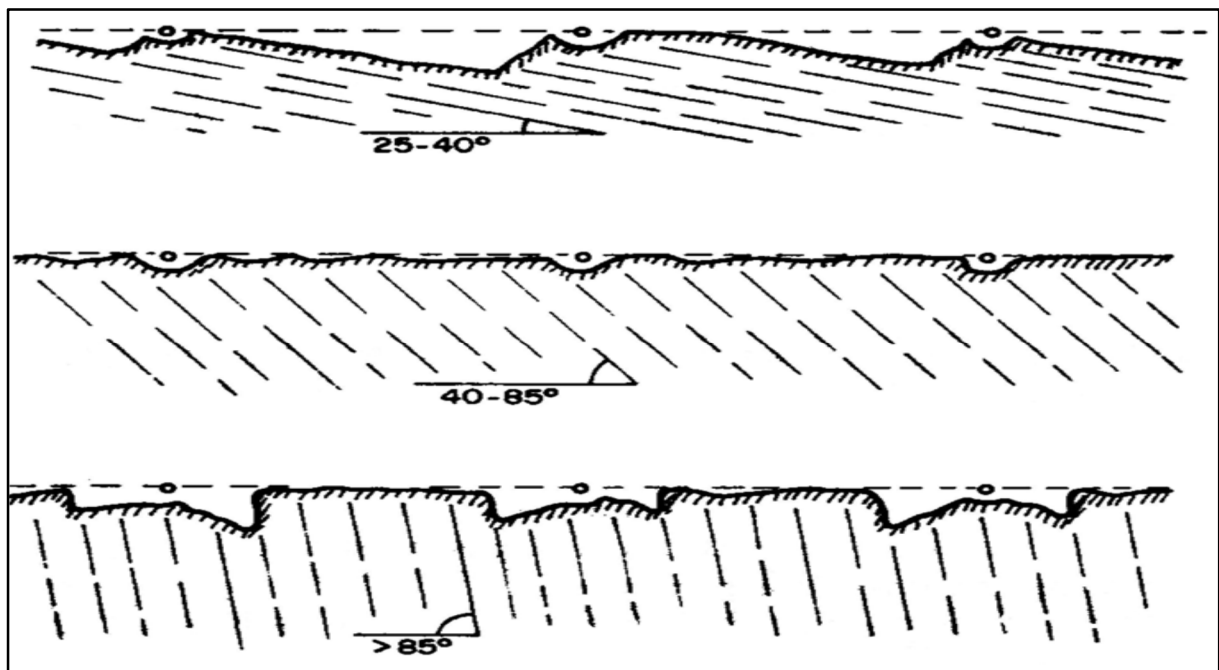
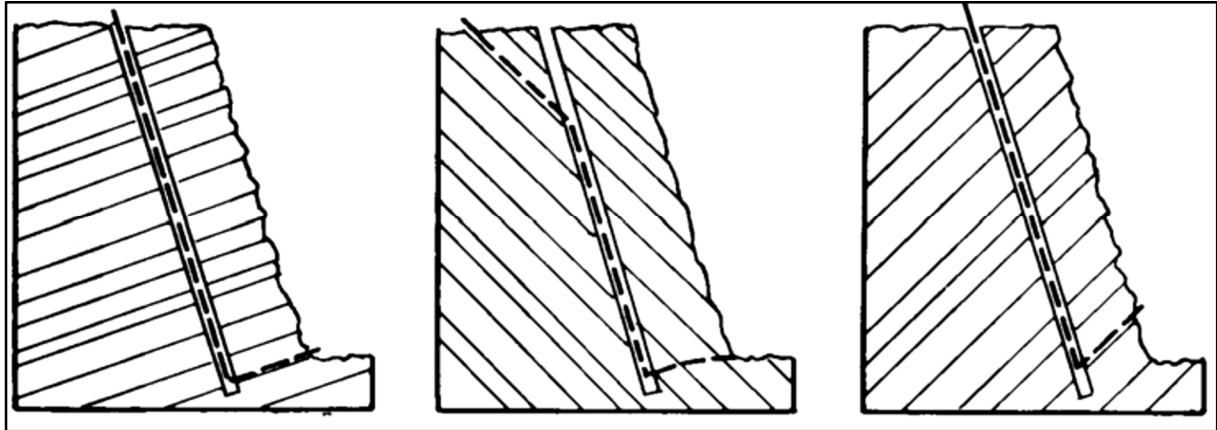


Figure V.3: Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan (Jimeno et al. 1995). [22]



**Figure V.4:** Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe (Wild, 1984) [22].

Plusieurs études ont démontré les effets importants des discontinuités naturelles sur les résultats des tirs miniers. Dans les cas extrêmes, elles conditionnent même les résultats des tirs plus que les propriétés physico-mécaniques du massif ou de l'explosif (Belland 1966 ; Rhomodane 1987). Ces discontinuités peuvent intervenir selon leur orientation, fréquence, continuité, matériaux de remplissage et épaisseur et caractéristiques mécaniques. [23]

Il est donc clair qu'il faudrait les prendre en compte dans la mise en œuvre des tirs miniers. Malheureusement, aucune règle explicite n'est aujourd'hui disponible pour pouvoir tenir compte quantitativement de leur effets dans les tirs miniers. Au mieux, des règles de l'art existent, basées sur des expériences (réduites en nombres), pour aider l'exploitant. [23]

La connaissance actuelle sur la fragmentation à l'explosif des massifs fracturés est assez limitée. Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celle créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone. En revanche, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée. [23]

Les gaz générés par l'explosion s'échappent par les discontinuités lorsque celle-ci sont ouvertes. Cela s'accompagne d'un abaissement rapide de la pression de sorte que l'énergie de gaz perde son efficacité, également, une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent. [23]

Lorsque les discontinuités sont remplies, les matériaux de remplissage déterminent la façon dont les discontinuités vont agir pendant le tir, ceci dépend surtout de son épaisseur et de son impédance par rapport au massif. Comme nous l'avons vu plus haut, l'impédance du milieu a des effets importants sur le transfert dans le milieu des ondes de contraintes. [23]

Le tir avec le pendage, c'est à dire la configuration où les bancs pendent vers la fosse, conduit à une meilleure sortie de pied et un tas d'un profil bas, mais à des effets arrière qui peuvent être importants. Le tir à contre pendage, de l'autre côté, peut conduire à des problèmes de pied et un tas de profil élevé. Les effets arrière tendent à être plus faibles aussi. [23]

(Burkle, 1979). Mais ceci à conditions de ne pas favoriser d'autres modes de mécanisme d'affaiblissement du mur, comme le basculement des bancs qui pendent vers le massif. [23]

Les essais sur les effets de la direction de tir par rapport à la direction des discontinuités principales dans le massif ont conduit à des résultats contradictoires. Burkle(1979) avance qu'une orientation du front de tir parallèle à la direction des joints principaux provoquerait la propagation plus grande distance de l'énergie de la déformation dans la zone limitée par la discontinuité, ce qui favoriserait une meilleure fragmentation ; Belland(1966) arriva en effet aux mêmes conclusions pendant ses essais de tir dans une mine de fer. Tham(1983) observa les mêmes phénomènes dans une de cuivre. En effet, en orientant le front de tir perpendiculairement à la direction de joints principaux, on peut avoir des configurations où l'espacement des joints est plus petit que celui des trous ce qui donnera lieu à des zones isolées qui ne seront directement atteintes par les ondes de contraintes. [23]

Cependant, des essais effectués dans une carrière de dolomie par Ash (1973) donnèrent les résultats contraires. En générale, il obtient une meilleure fragmentation pour les tirs effectués sur les talus orientés perpendiculairement à la direction des joints principaux, Lande (1983) observa les mêmes résultats pendant ses essais sur les séries de calcaire et de gés. En fin, les essais au laboratoire de Singh et Sastry (1987) ont donné les fragments rocheux de taille plus petite dans le cas où la direction des joints simulés est perpendiculaire au talus. [23]

#### V.1.1.3. Propriétés mécaniques

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

Bohlooli et Hoven ont testé quatre types de roches différentes en laboratoire et en échelle réelle et montrent que le pourcentage de fines obtenu après tir augmente avec la résistance en traction  $R_t$  de la roche intacte. Plus généralement, les propriétés granulométriques des roches fragmentées semblent étroitement liées à la nature de celle-ci, et un produit soumis à une séquence de comminution optimale ne voit pas la forme de sa courbe granulométrique évoluer au cours du procédé. [22]

#### V.1.1.4. Paramètres hydrauliques

La présence de l'eau dans un terrain constitue toujours une source de protraction pour le mineur.

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

- Rôle de l'eau comme élément de couplage de l'explosif au massif rocheux : L'eau occupe l'espace annulaire compris entre l'explosif (encartouché) et la paroi. L'impédance acoustique globale des produits de détonation se voit ainsi augmentée (par augmentation de leur densité) améliorant par le transfert de l'énergie au massif rocheux de même, la présence d'eau limite la détente des gazes de détonation, augmente donc la pression exercée sur la paroi. [21]
- Le rôle de l'eau comme agent de bourrage : L'expérience montre que le bourrage à l'eau est efficace ; sur le plan théorique, on peut montrer également que l'inertie de la masse d'eau est suffisante pour permettre une montée en pression des gaz de détonation dans le trou, avant l'éjection de la colonne liquide. [21]
- Rôle de l'eau contenue dans le massif rocheux dans la transmission de la vibration : Si l'eau contenue dans la matrice rocheuse est rassemblée sans influence sur la propagation des vibrations : il est connu en effet que l'eau, comme la plupart des fluides, ainsi l'eau transmet bien les vibrations longitudinale (mais non les ondes de cisaillement), ainsi l'eau assure (un couplage hydraulique) des différents blocs constituant rocheux. L'amortissement de la vibration est donc réduit de la façon significative. Ainsi la présence d'eau doit favoriser légèrement le travail de l'explosif dans les massifs fracturés. [21]
- Rôle de l'eau dans la résistance du massif rocheux : On sait que l'eau altère les résistances ou cisaillement des discontinuités, le massif rocheux est donc globalement moins résistant et par conséquent plus apte à être abattu la présence d'eau doit donc faciliter l'abattage d'un massif, par réduction globale de sa résistance. [21]

## **V.1.2. Paramètres liés aux trous**

### V.1.2.1. Hauteur du gradin

La hauteur du gradin est un paramètre très important dans l'exploitation à ciel ouvert. Le choix de la hauteur du gradin dépend des propriétés des roches, de la méthode d'exploitation, des équipements d'extraction et en même temps, elle doit assurer la production annuelle planifiée de la carrière tout en assurant la sécurité du travail.

### V.1.2.2. Diamètre de foration

Le diamètre du sondage doit être choisi en fonction des propriétés des roches à abattre et plus particulièrement la dureté. Selon les travaux expérimentaux des chercheurs Baron L, Démidiuk T, et Ivanov V ; le diamètre du sondage prédéterminera particulièrement la granulométrie des morceaux abattus à cause de son indice direct sur la maille.

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. [21]

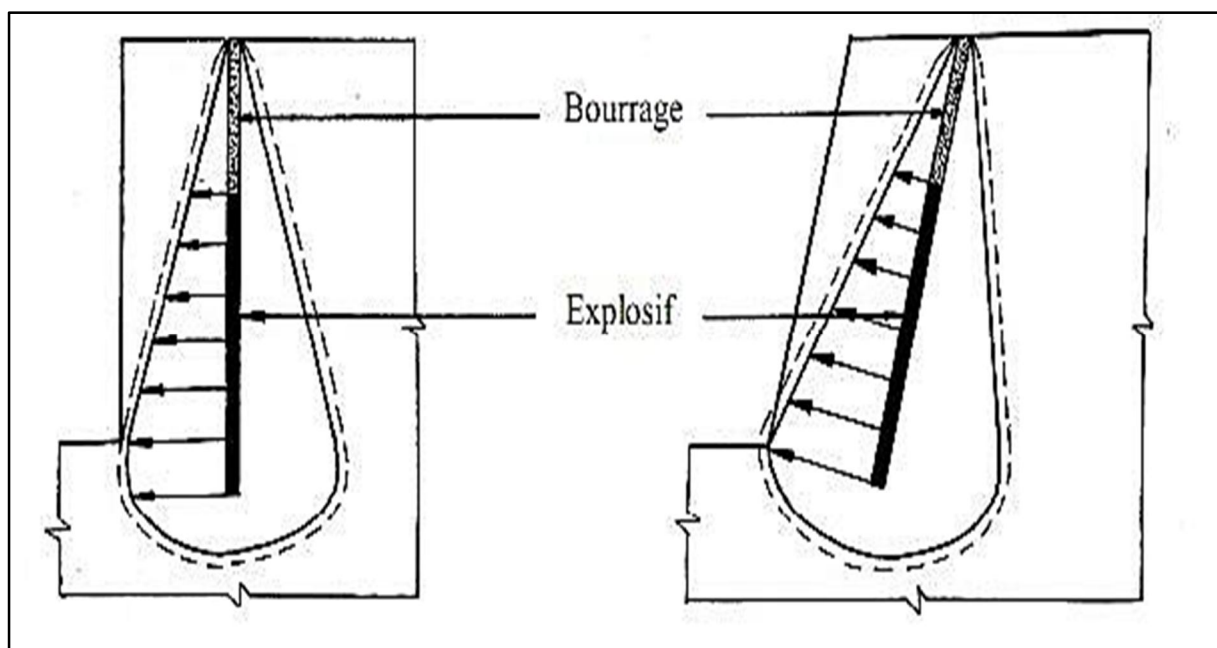
Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, 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. [21]

### V.1.2.3. 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 planifié. 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. [21]



**Figure V.5 :** Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied du gradin en vertical et avec inclinaison. [21]

Pour améliorer la fragmentation et diminuer la résistance du pied du gradin on propose d'utiliser des trous inclinés à cause des avantages cités ci-dessus (Figure V.5).

#### V.1.2.4. Précision de la foration

Une inclinaison de foration non maîtrisée par rapport au pendage du front des gradins peut avoir pour conséquence soit des surplus, soit des déficits de banquette. Tandis qu'un surplus de banquette peut générer des blocs, le déficit de banquette est particulièrement gênant car il crée des risques de projection considérables (Figure V.7). [22]

Indépendamment de la maîtrise technique des foreuses, les strates et plans de discontinuité naturellement présents dans les gradins tendent à faire dévier les forages, qui s'orientent dans la direction normale aux plans naturels. Il est notoirement quasiment impossible d'empêcher ce type de déviation en conditions de production.

L'imprécision dans la direction de foration des trous est un facteur d'influence supplémentaire reconnu. Une foration pour laquelle la précision de l'orientation est déficiente détériore généralement la qualité de l'arrachement dans la partie inférieure du gradin. Si par ailleurs, la profondeur finale des trous n'est pas correctement suivie et que cette imprécision de réalisation se conjugue avec les précédentes, l'apparition de pieds lors du déblayage du tir est quasiment garantie. En effet, le bon arrachement des tirs nécessite une sur-foration partielle, dont la longueur dépend à la fois de la résistance du massif abattu et de l'orientation des strates dans celui-ci.

Les résultats d'un minage sont beaucoup plus influencés par la qualité des forages destinés à être chargés en explosifs. La mauvaise qualité du forage se traduit le plus souvent par des déviations en plan ou en profondeur. Elles ont pour conséquences des projections de roches, l'obtention de gros blocs, des vibrations. Leurs causes sont multiples et peuvent concerner le matériel de forage, le foreur ou le massif rocheux. On n'admet généralement qu'une déviation de l'ordre de 2 à 3 % est tolérable. Il n'est cependant pas exceptionnel de voir sur chantier des déviations de 5 à 10 % ; voire même plus. [24]

Les trous sont déviés lors de leurs implantations, et/ou lors de leur forage. Ce qui a pour effet un élargissement, un écartement ou un rétrécissement de la maille de tir par rapport à sa valeur initialement conçue. Ce qui aura pour conséquence une sous-estimation ou une surestimation de la charge spécifique d'explosif qui joue un rôle important dans la fragmentation des roches et dans la prédiction de la granulométrie.



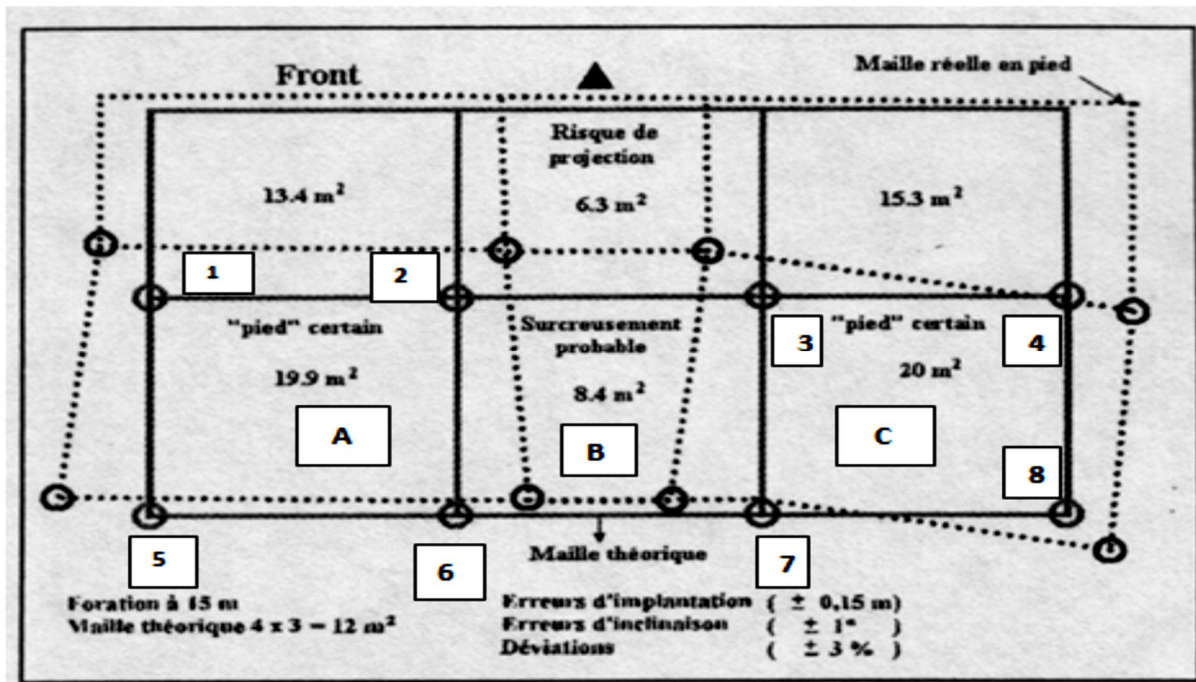


Figure V.6 : Erreurs d'implantation, inclinaison, incidence sur la maille de forage. [24]

La figure V.6 nous laisse voir le pied de gradin après le forage. La maille (A) qui était rectangulaire et équidistante à la surface s'est élargie au niveau des trous 5 ; 6 ; 1 et 2 pour donner une forme trapézoïdale au niveau du pied de gradin. Dans ce cas il y aura un pied de gradin certain dû à une mauvaise répartition de la charge explosive. [24]

Par contre, la maille (B) considérée comme l'inverse de la maille (A) avec un rétrécissement des trous 2 ; 3 ; 6 et 7. En plus un écartement des trous 2 et 3 vers le haut de la figure. Dans ce cas il y'aura un surcreusement probable au niveau des trous. [24]

La maille (C) indique le décalage entre les trous 3 et 4 ; 7 et 8 pour former un parallélogramme au niveau du pied. On a un pied de gradin certain. [24]

Ce qu'il faut retenir de ces figures c'est que les déviations dégradent l'uniformité de la fragmentation. Ils peuvent causer des gros blocs, des fronts mal taillés, des projections, des pieds de gradin. Les conséquences des déviations du forage dépend du type de maille utilisé (carrée ou en quinconce) ; du diamètre du trou ; de la quantité d'explosif, du degré de rapprochement des trous, de la qualification du foreur. L'expérience montre que les mailles de tir disposées en quinconces contrôlent mieux les déviations. [24]

Cependant, différentes précautions et appareils correspondants le plus souvent au simple respect des règles de l'art des mines peuvent améliorer la qualité du forage. Outre le système topographique classique, il est possible d'utiliser un théodolite électronique couplé à un télémètre à infrarouge ou à laser ; ou un GPS. Les moyens et techniques modernes permettent de réaliser un forage de qualité ou de reconnaître les causes des déviations afin d'y apporter les remèdes nécessaires. [24]

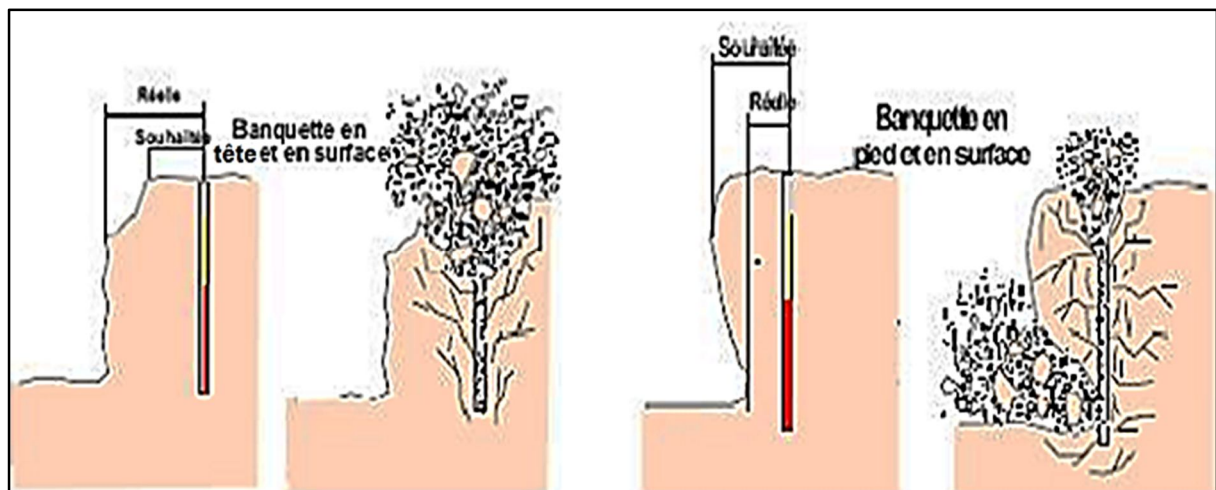
Remarque :

Nous remarquons qu'avec l'augmentation de la profondeur du trou, des déviations sont inévitables. Ceci quel que soit le degré de poussée exercé. Elles sont beaucoup plus importantes lorsque le degré de poussée est grand.

V.1.2.5. Positionnement des trous par rapport au front d'abattage (Banquette)

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

On risque des projections verticales importantes dans le premier cas ou horizontales dans le deuxième. [25]



**Figure V.7:** Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage. [21]

V.1.2.6. L'excès de forage (sous forage)

Ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement. La longueur de sur-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. Celle-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. [21]

V.1.2.7. 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.

### **V.1.3. Paramètres liés au Bourrage**

#### V.1.3.1. 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. [21]

#### V.1.3.2. 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. [21]

### **V.1.4. Paramètres liés au plan**

#### V.1.4.1. Banquette

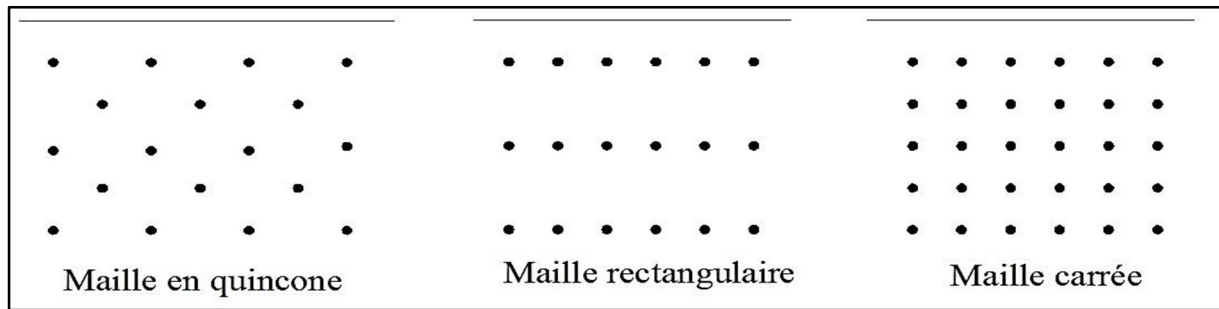
Cette dernière représente la distance entre l'arrêt supérieur du gradin et la première rangée de trous. Dans le cas d'une seule rangée des trous d'abattage, la banquette représente la largeur du volume à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée. Les facteurs affectant le choix de la banquette sont: Le diamètre, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue. [21]

#### V.1.4.2. 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. [21]

#### V.1.4.3. Rapport de la maille

Pour abattre la roche, les trous de mine sont disposés en plusieurs lignes selon une géométrie théoriquement définie, dictée majoritairement par le diamètre de foration utilisé. L'épaisseur de roche entre lignes, appelée banquette, doit être proportionnelle au diamètre de trou (Ash, 1963). [22]



**Figure V.8:** Principaux types de maille utilisés pour les tirs en ciel ouvert. [22]

La valeur de l'espacement est gouvernée par le ratio espacement/banquette,  $E/B$ , dont l'ordre de grandeur varie en pratique entre 1 et 2. En fonction de la séquence d'amorçage, la banquette et l'espacement effectifs entre trous peut varier de manière significative (Hagan, 1983). L'utilisation de ratios espacement/banquette élevés s'avère dans de nombreuses circonstances plus efficaces en termes de fragmentation que la mise en œuvre de mailles resserrées.

Leur mauvais calcul provoque des blocs hors-gabarits, par exemple ( $E$  ou bien  $a$  : la distance entre deux trous) qui doit être la même entre tous les trous. Dans la carrière d'Ain El Kebira, la maille est presque réglementaire sauf que la distance  $C$  qui varie d'un trou à un autre à cause de l'irrégularité du massif due au tir précédent.

#### V.1.4.4. Présence des faces libres

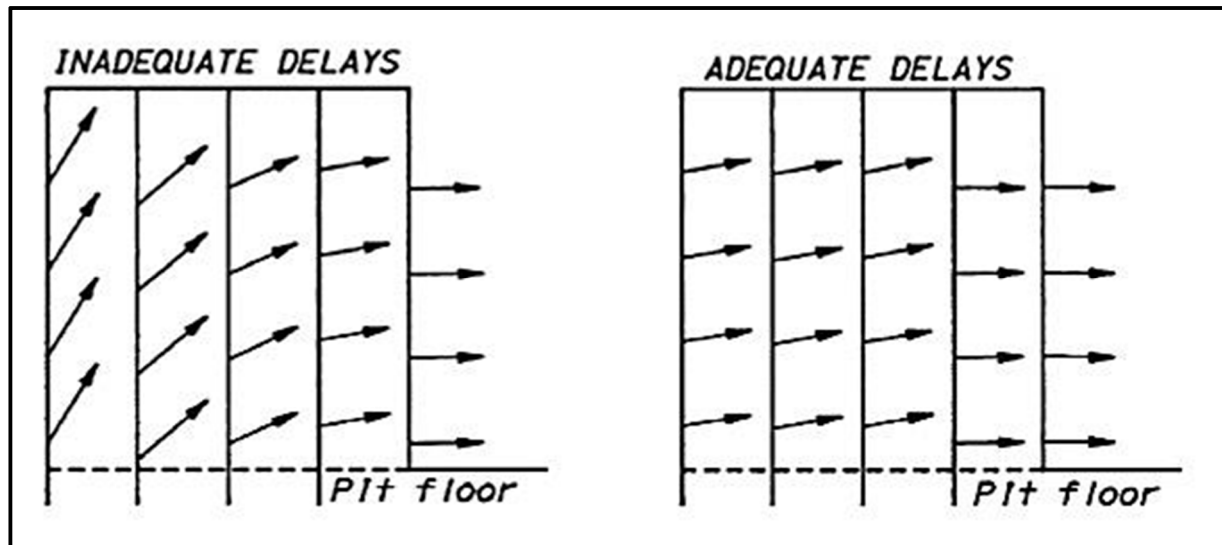
Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se divise en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux d'une part et d'autre part de la discontinuité. Dans le cas de l'interface (roche-air), la réflexion est presque totale. L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde. Ce phénomène bien connu est appelé Ecaillage. [21]

#### V.1.4.5. Séquence d'amorçage

L'utilisation de retards entre trous et lignes permet l'abattage successif des portions d'un plan de tir. La roche abattue par les premiers trous doit déjà avoir amorcé son mouvement lorsque les trous à sa proximité immédiate détonent, pour favoriser la qualité du tir et du tas abattu. D'autre part, l'introduction de retards à l'amorçage est un impératif environnemental incontournable, puisque les vibrations produites en champ lointain par des charges détonant dans une même plage de temps sont cumulatives.

On peut voir sur la Figure V.9 l'influence qualitative du choix des retards sur la direction de mouvement des lignes abattues. Une mauvaise conception du plan d'amorçage peut avoir une influence dramatique sur la qualité du résultat de tir; à travers l'exemple d'une séquence d'amorçage correctement planifiée, mais ayant échoué en raison de plusieurs ratés au sein de l'avant-dernière ligne de trous. On voit sur la photographie que la dernière ligne du

tir a provoqué l'ouverture d'une gigantesque fissure dans le gradin; l'abattage de la roche dans cette zone a ensuite créé de sérieuses difficultés pour l'exploitant. [22]



**Figure V.9:** Effet du choix des retards entre lignes sur le dégagement des rangées abattues. Illustration d'après l'U.S. Bureau of Reclamation, 2001. [22]

L'introduction du tir à microretard été une innovation dans la mesure où il contribua dans de larges limites au perfectionnement du processus de préparation des roches durant l'exploitation des gisements par carrière.

Ce procédé se distingue des autres par ses larges possibilités de réglage de la qualité de fragmentation des roches, tout en maintenant la sécurité des travaux de forage et de tir à un niveau appréciable.

L'effet de réglage peut être porté à un niveau maximal lorsque la durée optimale du tir à microretard est respectée. Ce dernier point revêt une importance particulière due à la complexité de sa détermination. Il faut signer tout de même que la mise au point d'un schéma de tir à microretard est beaucoup plus délicate car les relais utilisés sans méthode précise peuvent être la cause d'incident sérieux (ratés de tir, masse fissurée et non étalée).

Le problème de l'emploi des micros retard est très difficile en raison des phénomènes de réflexion d'onde et d'interférence qui dépendent de la nature et de la forme du massif rocheux. Indépendamment du nombre de détonation le temps du micro retard a une influence certaine sur les phénomènes d'ébranlement ; ainsi on a pu mesurer au sismographe que l'ébranlement avec des microretards de (10 ms) était à peu près 5 fois plus important qu'avec des micros retard de 34 ms.

Pour la fragmentation on a tendance à diminuer les temps. Cependant les incidents de tir par rupture de cordeau sont à craindre avec des temps de 100 ms.

L'emploi du micro retards aux avantages suivants :

- Crée une surface libre ;
- Travail de l'explosif le plus rentable ;
- Augmentation du volume abattu par trou chargé.

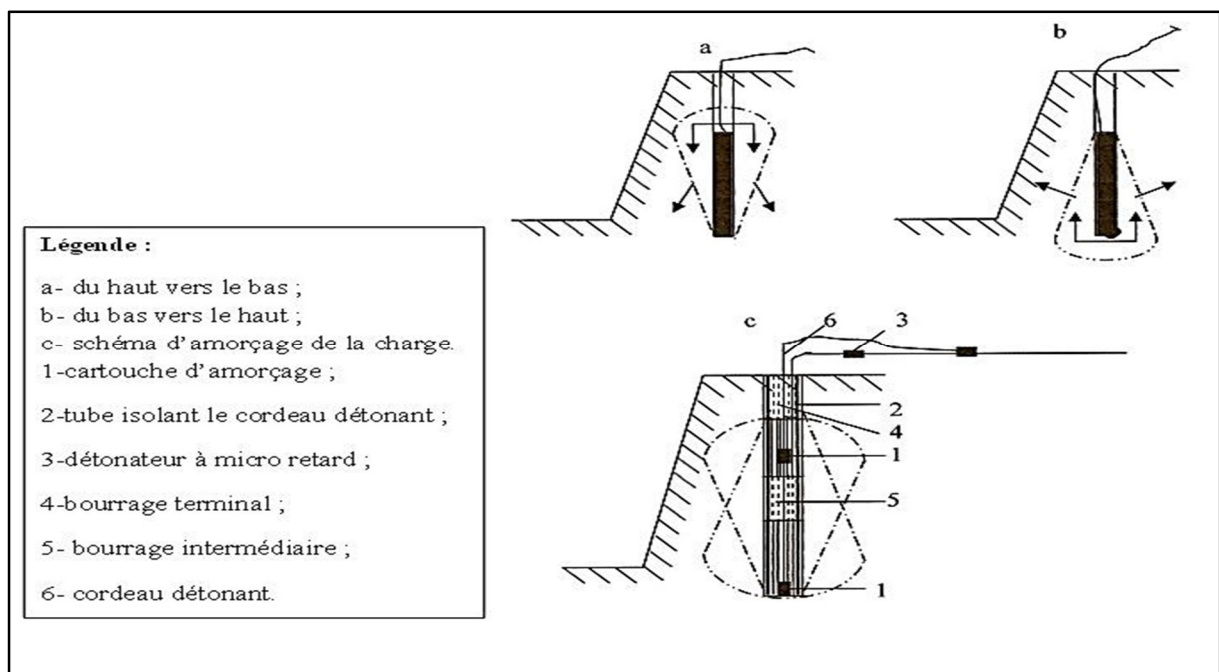
L'amorçage est le plus souvent fond de trou, mais on voit encore de l'amorçage latéral par cordon détonant notamment lorsque les trous sont très longs. On dit en général que lors d'un amorçage fond de trou, l'efficacité du confinement de la charge explosive est nettement améliorée.

#### V.1.4.6. Influence du mode d'initiation des charges

Les schémas du tir se diffèrent principalement par l'initiation successive des charges (du bas ou du haut).

L'initiation s'effectue par cordeau détonant placé dans un tube en caoutchouc ou en chlorure de polyvinyle isolant la charge du cordeau détonant allant vers la partie inférieure de la charge (Figure V.10). Des cordeaux détonants peu puissants ont été fabriqués pour la création des retards à l'intérieur des trous.

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



**Figure V.10 :** Variation de l'état de contrainte du massif en fonction de la direction de l'initiation des charges.

Les principaux inconvénients du schéma de tir avec retard à l'intérieur des trous sont :

- Difficultés de charge ;
- Et impossibilité de mécanisation des travaux de chargement.

Les expériences ont montrées que le traitement du pied du gradin s'améliore si l'initiation de charge s'effectue à partir du bas.

#### **V.1.5. Mauvaise utilisation de l'explosif**

Il peut arriver d'avoir la sortie des blocs hors gabarits à cause, de la mauvaise utilisation rationnelle de l'explosif soit lors du choix de type d'explosif à utiliser soit rendre à la manipulation non réglementaire de ce dernier surtout pour en ce qui concerne les paramètres des travaux d'abattage (quantité d'explosif, bourrage, connexion, etc.).

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu-fracturées nécessitent les explosifs ayant des fortes densités et des vitesses de détonation élevées. Ici, un explosif de forte brisance est indispensable pour créer des nouvelles surfaces pendant la fragmentation. Par contre dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattu sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes (peu de création de nouvelles surfaces pendant l'abattage), un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace. Dans ce cas, et surtout lorsque les fractures se sont ouvertes, il faut prendre en compte la perméabilité au gaz du massif rocheux comme un paramètre essentiel.

#### **V.1.6. Influence de la construction des charges sur la qualité de fragmentation**

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

D'habitude le tir avec une charge continue est caractérisé par la fragmentation irrégulière du massif abattu puisque une charge continue fait son travail uniquement aux limites de la zone de fragmentation réglée, par contre dans la partie supérieure où l'on dispose du bourrage, on obtient souvent des morceaux hors gabarits de différentes dimensions. Dans le but d'améliorer cette fragmentation on propose d'utiliser des charges discontinues soit à l'intervalle bourrée ou à l'intervalle vide. On constate qu'avec l'utilisation de la charge discontinue, la zone de fragmentation réglée augmente d'où la démission des blocs hors gabarits.

#### **V.1.7. Fissuration engendrée par le tir**

Quand un explosif détone, il se produit mutinement et selon une succession rapide, une série de phénomènes. Ainsi en se décomposant, l'explosif dégage un très grand volume

de gaz porté à une température très élevée. Les gaz d'explosion atteignent une pression de plusieurs kilos bars 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 roche. [6]

La masse rocheuse située entre la rangée de trous et la surface dégagée explose, par contre l'autre partie de la roche située au-delà des trous est affectée par ces fissures engendrées donc par le tir.

Les études de Backer et Fournery (Backer et Fournery 1978, Fournery et Al 1983) ont établi un autre processus de fragmentation dans un milieu fracturé. Ils ont démontré que les ondes de compression et cisaillement peuvent prolonger les petites discontinuités à partir des fissures préexistantes. En général, ces fractures sont quasi-perpendiculaires aux fissures préexistantes. Winzer et al 1979 observe aussi ce phénomène lors de tir en milieu calcaire. Il apparaît que la propagation de ces fractures est due aux ondes de contraintes, leurs apparitions étant observée avant que les effets de la pression quasi –statique due au gaz aient lieu. Winzer annonça que ce mode de propagation des fissures est plus important dans le cas des massifs assez fracturés. [23]

Selon l'orientation de la discontinuité, un cisaillement peut se produire dû à la pression quasi-statique des gaz. Ceci s'apparente au phénomène dit les "fentes de Riedel" observées pendant les essais de cisaillement sur la roche. [23]

L'effet sur les résultats de tir de direction par rapport à l'orientation des discontinuités a fait l'objet de plusieurs études au laboratoire et sur terrain. Jusqu'ici, les résultats ne sont guère concluants et même parfois contradictoires. [23]

## **V.2. Mécanismes de fragmentation et d'arrachement de la roche par l'explosif**

La fragmentation par l'explosif étant par nature un processus d'endommagement, les propriétés mécaniques des roches abattues, et notamment leur résistance à la rupture, jouent un rôle majeur dans les résultats de tir. Il est généralement admis que les modes de rupture intervenant dans le processus sont multiples: compression, traction, cisaillement. [25]

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

### **V.2.1. L'effet général des ondes de choc dans le massif rocheux**

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

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

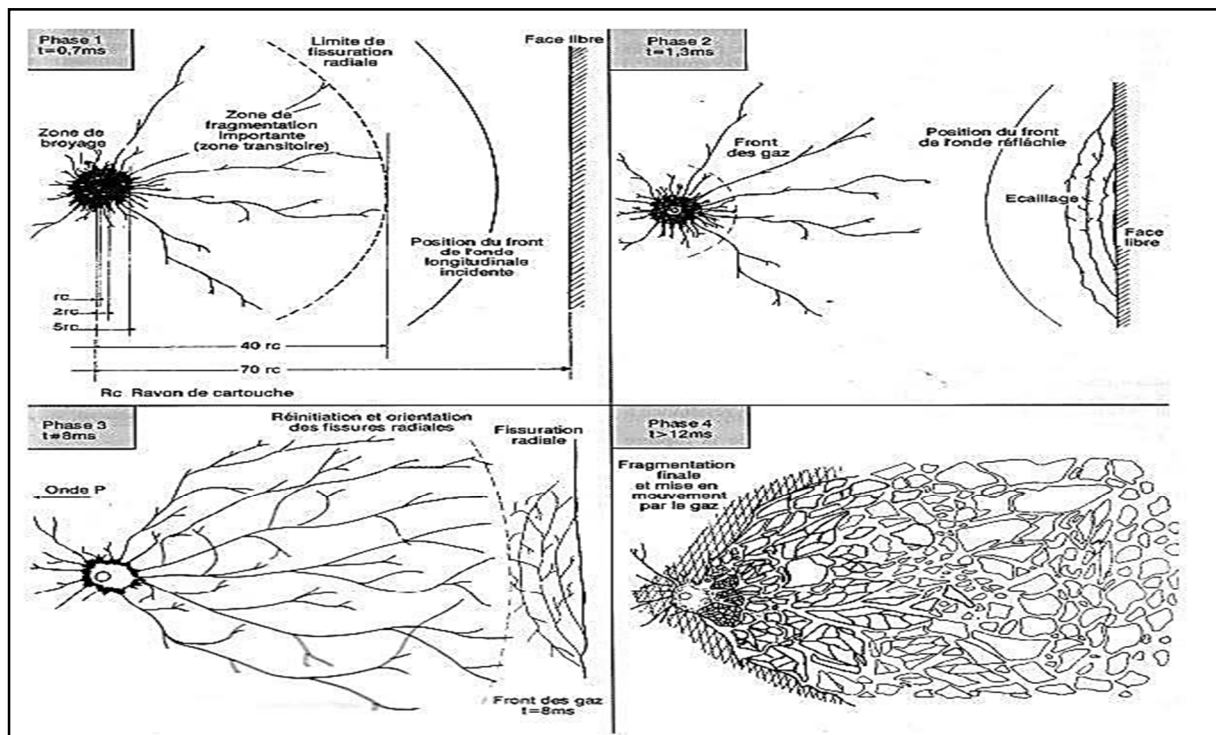


### V.2.1.1. Zone de broyage (d'oscillation)

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

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

L'épaisseur de la zone de broyage dépend essentiellement de la pression maximale à la paroi du trou et des propriétés dynamiques de la roche. Les roches cristallines à porosité faiblement offrent une résistance plus importante au broyage que les roches tendres et/ou poreuses (Hagan, 1979). La pression à la paroi du trou dépend de la densité du massif et de la vitesse de détonation. Cette dernière dépend de la densité de l'explosif. Par conséquent, l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité de l'explosif. Par conséquent, l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité du chargement.



**Figure V.11:** développement de la fissuration et de la fracturation (Phase 1 à 4). [23] [26]

### V.2.1.2. Zone de fissuration radiale

Dans cette zone (Figure V.11 phase 2), la roche subit, en plus de la contrainte de compression, une contrainte tangentielle en traction. Des fissures radiales se développent autre de la cavité jusqu'à ce que la contrainte tangentielle devienne inférieure à la résistance dynamique en traction de la roche. Ceci peut couvrir des distances comprises entre 20 et 50 m.

Toutefois, le mécanisme de la propagation de ces fissures n'est pas aussi claire, Fourny et All (1983), d'après des essais au laboratoire des tirs (sur un modèle physique) et en utilisant la méthode photographique a conclu que ces fissures sont initiées et propagées à partir des fractures préexistantes dans le massif rocheux. Cela peut indiquer que les contraintes résiduelles jouent un rôle important dans la propagation de ces fissures. [23] [27]

#### V.2.1.3. Zone sismique (de grandes fissures)

Dans cette zone, aucune fissuration marquante n'apparaît et le massif rocheux suit un modèle classique de comportement élastique. [23] [27]

#### V.2.1.4. Fragmentation finale et mise en mouvement

La fissuration générée par l'onde émise et l'onde réfléchie permet aux gaz libérés de poursuivre leur propagation et d'affaiblir davantage le massif ; Ils filtrent dans les fissures, prolongeant éventuellement la fissuration et mettent en mouvement les blocs obtenus. (Figure V.11 phase 4). Jaeger et Cook (1979, pp 529-534) prétendent que les gaz libérés sont le facteur principal de la fragmentation. La génération de la fissuration radiale ne peut pas être le résultat de l'onde de choc émise, selon eux, car la vitesse de la propagation des ondes est bien plus élevée que la vitesse de la propagation de ces fissures. C'est alors la pression quasi-statique créée par les gaz libérés qui engendre des contraintes compressives radiales et des tractions tangentielles, lesquelles génèrent ces fissures. Elles sont par la suite prolongées par les gaz sous pression responsables de la fragmentation. [23]

### **V.3. Travaux de tir**

Après forage des trous de mines, nous passons au tir proprement dit c'est-à-dire l'utilisation de la matière explosive pour leur abattage.

En réalité la matière explosive n'est autre qu'une combinaison chimique ou un mélange mécanique qui, sous l'action d'une impulsion extérieure (réchauffement, étincelles, chocs) est capable d'exploser, c'est-à-dire pouvant se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de gaz capables de produire un travail mécanique en engendrant dans le milieu environnant des ondes de choc.

### V.3.1. Paramètres des travaux de forage et de tir utilisés dans la carrière

Les paramètres des travaux de forage et de tir réalisés à la carrière d'Ain El Kebira sont représentés dans les tableaux suivants :

**Tableau V.1:** Paramètres de forage et de tir existants (plan de tir).

	désignation	unité	résultat
1	hauteur de gradin	m	15
2	Diamètre de trou	m	0,11
3	Angle de forage	°	80°/Horiz 20°/Vert
4	ligne de moindre résistance	m	4,40
5	profondeur du sur-forage	m	1,32
6	profondeur du trou	m	17,14
7	facteur de correction (déviation)	m	0,50
8	ligne de moindre résistance pratique	m	3,90
9	espacement entre trou de mine	m	4,88
10	chargement explosif de fond	kg/m	12,10
11	hauteur de charge de fond	m	5,07
12	poids de la charge de fond	kg	61,35
13	charge d'explosif de colonne	kg/m	4,84
14	hauteur de bourrage	m	3,90
15	hauteur de charge de colonne	m	8,17
16	poids de la charge de colonne	kg	39,52
17	poids total d'explosif par trou	kg	100,87
18	consommation spécifique d'explosif	kg/m <sup>3</sup>	0,35
19	forage spécifique	m/m <sup>3</sup>	0,06
20	poids volumique des roches	t/m <sup>3</sup>	2,60
21	consommation spécifique d'explosif	kg/t	0,14

**Tableau V.2:** Consommation d'explosif et accessoires par trou et par volée.

1	Nombre de trous par ranger	20	trous
2	Nombre de rangées par volée	2	rangés
3	Nombre de trous par volée	40	trous
4	Quantité d'explosif par volée	4000	kg
5	Marmanit II /ø 80	1500	kg
6	Anfomil	2500	kg

**Tableau V.3:** Accessoires de tir.

1	Cordeau détonant de 20gr	825	ml
2	Capsules (DEI OU DMR)	200	pièces
3	Fil de tir a 2 conducteurs	1000	m

### V.3.1.1. Schéma de l'ordre de tir

La charge explosive dans le trou de mine a la construction d'une colonne continue. L'amorçage en Marmanit II se place au fond du trou de mine. L'Anfomil est placée ensuite.

Le tir s'effectue en une seule rangée. Le mode de tir du réseau est électrique. Les paramètres de tir qui sont représentés dans les tableaux précédents

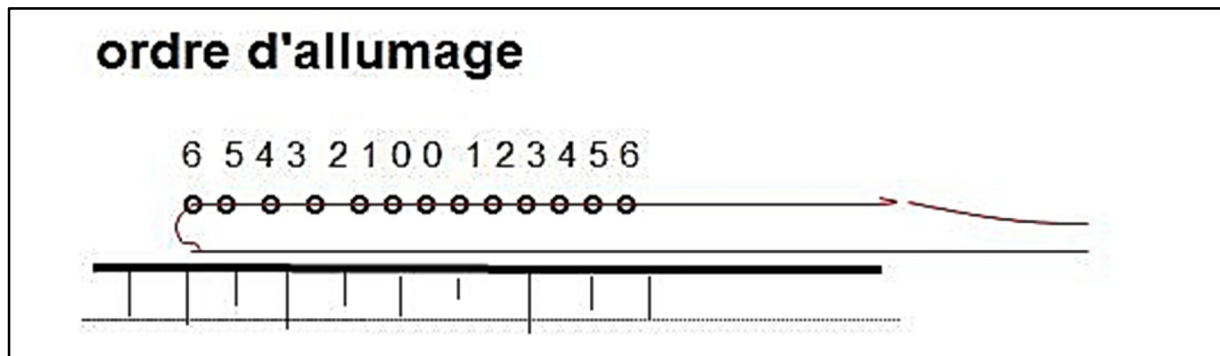


Figure V.12: Schéma de l'ordre d'allumage utilisé au niveau de la carrière.

### V.3.2. Exigences principales de la qualité du tir

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

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

Durant le tir il ne doit pas s'effectuer de destruction non envisagée par le projet et de détérioration des ouvrages avoisinants par l'effet sismique et la projection des morceaux de blocs.

Pour les gisements dont les roches sont dures et compactes, une grande importance est accordée au pied du gradin, c'est-à-dire à ce niveau les roches doivent être bien détruites et détachées du massif pour que la plate-forme du travail soit sans rebords et plate.

### V.3.3. Conception du Plan de tir alternatif

Le principe retenu par LANGEFORS est que tous les explosifs constituant la charge linéaire participent au dégagement du pied. L'énergie totale de la charge explosive est donc utilisée principalement pour dégager la zone la plus bloquée, en l'occurrence le pied du gradin.

Si le pied est bloqué de façon importante par le tas, la part de l'énergie augmente notablement. La problématique se résume à déterminer la largeur de banquette maximale permettant un dégagement du pied et de la colonne correct. Les dimensions géométriques réelles du tir en pied sont donc primordiales pour la qualité du résultat.

La charge spécifique  $q$  dépend du rayon de travail de la charge souhaité, du coefficient de fermeté du matériau à arracher (selon LANGEFORS  $c = 0.4$ ), des conditions de bourrage, de la nature de l'explosif utilisé et de la granulométrie souhaitée.

Pratiquement, certaines conditions techniques sont imposées:

- La hauteur du front de tir ;
- Le diamètre de forage, qui dépend du matériel de forage utilisé, de la hauteur à forer et de la nature de la roche ;
- La nature du massif (résistance du massif à arracher) ;
- La nature de l'explosif et donc sa densité et son énergie.

De nombreux auteurs ont donné des formules empiriques faisant entrer en jeu ces paramètres. Les conditions d'utilisation de ces formules sont importantes et il est toujours judicieux de s'assurer par un tir d'essai que les critères du tir réel correspondent bien aux hypothèses mathématiques des formules théoriques utilisées.

On retient le plus couramment au niveau mondial la formule de LANGEFORS, que l'on fait évoluer en fonction des résultats du tir. La valeur de la charge spécifique dépend de la résistance au tirage de la roche en place, il est de l'intérêt de l'exploitant de définir correctement son plan de tir en optimisant:

- La maille de tir (espacement des trous et des rangées de trous, nombre de rangées, diamètre, profondeur et inclinaison des trous);
- Les charges d'abattage (nature et quantité des explosifs);
- Les procédés et les séquences d'amorçage. [17]

### V.3.4. Dimensionnement d'un schéma de tir

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

- la plateforme, zone sur laquelle évolue les engins, définit un plan nommé carreau ;
- le front est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur (réglementairement limitée à 15 m), son inclinaison et sa régularité;
- les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance banquette ;
- l'espacement est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- on désigne par maille le couple banquette-espacement ;
- l'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par sur-foration ;
- l'explosif placé en fond de trou est désigné par charge de pied, la charge de colonne étant la charge restante. De manière plus générale, on désigne par pied la partie inférieure du gradin, et par tête ou colonne sa partie supérieure ;
- un bourrage est un matériau inerte, placé soit entre deux charges (bourrage intermédiaire), soit en haut de trou (bourrage de bouchon) ;
- la séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines.

L'ensemble de ces paramètres constitue un schéma de tir.

### V.3.5. Blocométrie admissible

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosés se dépendent de la capacité du godet, de l'excavateur et de l'ouverture de concasseur primaire. [28]

- la capacité du godet de la chargeuse KOMATSU ( $E=8 \text{ m}^3$ ) :

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{E} \Rightarrow d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{8}$$

$$\mathbf{d \leq 1,6 \text{ m}}$$

- Le volume de la benne du camion ( $V_c$ )

$$V_c = \frac{C_a}{K_f} ; \quad [\text{m}^3]$$

Ou :

$C_a$  : Capacité de camion, [tonne] ;

$K_f$  : Coefficient de foisonnement ;  $K_f = 1,5 \div 1,6 \Rightarrow K_f = 1,5$

$$V_c = \frac{60}{1,6} = 37,5 \text{ m}^3$$

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{V_c} \Rightarrow d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{37,5}$$

$$\mathbf{d \leq 1,67 \text{ m}}$$

- Ouverture du concasseur primaire :

$$D_m = 0,8 \times b ; \quad [\text{m}]$$

Ou :

$b$  : est la largeur de l'ouverture de concasseur ; [m]

Dans la carrière d'Ain El Kebira, l'ouverture du concasseur à percussion est de 1,7 m

Donc :

$$D_m = 0,8 \times 1,7$$

$$\mathbf{D_m = 1,36 \text{ m}}$$

Remarque :

Tout bloc ne répondant pas à cette dimension maximale doit subir une opération de débitage secondaire (pétardage secondaire), on fore dans ces gros blocs et on les réduit en blocs de dimensions plus petites.

### V.3.6. Détermination des paramètres du plan de tir

LANGEFORS a bâti sa méthode sur de nombreuses observations sur le terrain. Les hypothèses de départ de cette méthode sont [23] [27]:

- Trous forés de  $0,3 \times B$  ;
- Longueur du pied s'étendant sur  $1,3 \times B$  ;
- Hauteur de bourrage égale à  $B$  ;
- Charge de colonne occupant la longueur restante du trou.

### V.3.6.1. La hauteur du front de taille

La hauteur du gradin est un paramètre très important dans l'exploitation à ciel ouvert. L'augmentation de la hauteur du gradin entraîne une réduction du taux de hors-gabarits, par l'effet de la chute libre des blocs.

La hauteur adoptée est de 10 à 15 m. Mais des dérogations peuvent être accordées, sous des conditions particulières d'exploitation, pour des fronts de taille de 20 à 25 m maximums.

La limitation est prise pour des considérations techniques, économiques ou de sécurité tenant compte :

- le travail de foration perd de l'efficacité lorsque le trou est trop profond;
- dans un matériau abrasif, l'usure et la vie du taillant vont dépendre du temps passé à la foration pour un même volume abattu;
- le développement des fronts dépend de l'importance de l'abattage unitaire, ce qui règle la progression des engins;
- l'attaque du taillant en surface au départ de chaque trou, jusqu'à son centrage définitif est une cause de perte de rendement;
- la sortie du pied est liée à la sur-profondeur de foration, à la charge de pied, mais aussi à la position réelle de cette charge en fonction d'une éventuelle déviation à la foration;
- l'effet bourrage en tête de chaque trou est bien évidemment dépendant du nombre de trous pour un même volume abattu;
- la stabilité du massif, donc de la roche non abattue, en dépit d'un souci de purge peut être un risque potentiel d'autant plus grand que le front est d'une grande hauteur;
- en fonction du matériel de foration disponible, des équipements et par conséquent du diamètre une limite de hauteur sera dictée par la puissance du matériel. Une approche très empirique retient une hauteur de l'ordre de 200 fois le diamètre de foration, soit 15 m environ pour une foration de 76 mm et 20 m environ pour un diamètre de 102 mm.

Le choix de la hauteur du gradin dépend des propriétés des roches, de la méthode d'exploitation, des équipements d'extraction et en même temps, elle doit assurer la production annuelle planifiée de la carrière tout en assurant la sécurité du travail.

### V.3.6.2. Diamètre de trou

Le diamètre de trou est choisi en fonction de la granulométrie et de la hauteur du gradin.



Le diagramme ci-dessous montre la liaison existant entre le diamètre du trou et la profondeur de trou.

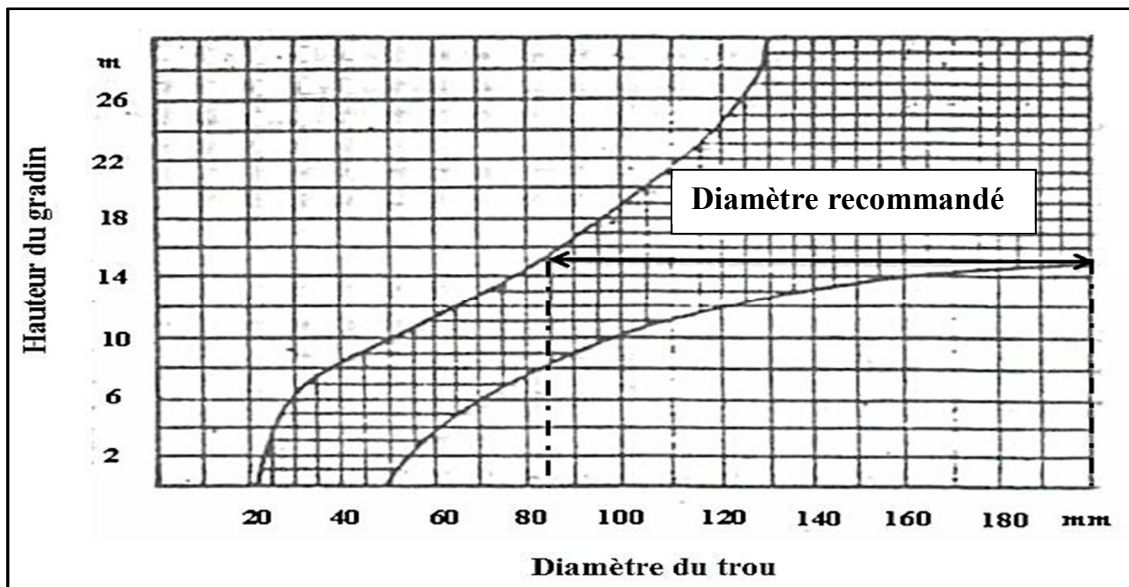


Figure V.13: Choix du couple diamètre-hauteur de front. [11]

Pour une hauteur de 15 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 83-200 mm.

Les taillants existants au niveau de la carrière de Ain El Kebira ont des diamètres de  $D=110$  mm.

#### V.3.6.3. Inclinaison du trou

L'inclinaison de trou est un paramètre qui permet un bon foisonnement de la roche. La réglementation limite  $10^\circ$  à  $20^\circ$  l'angle du trou foré par rapport à la verticale [29]. Cette limite est imposée par la possibilité de chargement des cartouches d'explosif par gravité. Dans la pratique une inclinaison de  $15$  à  $18^\circ$  est fréquemment utilisée.

Une inclinaison entre  $10$  à  $20^\circ$  par rapport à la verticale peut apporter les avantages suivants :

- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère ;
- Allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement ;
- Moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin ;
- Plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

Dans notre cas l'inclinaison du trou est  $\beta=10^\circ$  par rapport à la verticale et  $\alpha=80^\circ$  par rapport à l'horizontale.

#### V.3.6.4. La banquette maximale

La banquette ou la ligne de moindre résistance est la distance entre le trou et la surface libre du gradin. La banquette maximale est en général réalisée en pied : c'est ainsi a priori pour la partie inférieure du chargement que l'on calcule la banquette maximale admissible. [23]

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

La règle dite de Langefors propose une relation linéaire entre la banquette maximale admissible et le diamètre de foration (Langefors, Kihlström, 1963) [23] [27]:

$$B_{\max} = \frac{D}{33,8} \times \sqrt{\frac{\rho \cdot s}{\bar{C} \cdot f \cdot \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

Où :

D : diamètre de trou (mm) ;

$B_{\max}$  : Banquette maximale (m) ;

$\rho$  : Densité de explosif utilisé ( $g/cm^3$ ) ;

S : weight strength (énergie de la charge) ;

$\bar{C}$  : Correction de la résistance au tirage de la roche ;

f : Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison ;

$\frac{E}{B}$  : Rapport de maille.

#### a) Coefficient de puissance de l'explosif (weight strength)

La puissance de l'explosif désigne son énergie propre utilisable à un travail déterminé. Cet indice d'énergie est défini à partir de la chaleur d'explosion Q et du volume de gaz V dégagé par unité de masse. Il est déterminé par la formule de Langefors suivante. [28] [29] :

$$S = \frac{1}{6} \left( 5 \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right)$$

Où :

$Q_0, V_0$  : la chaleur d'explosion et le volume dégagé d'un explosif de référence. Langefors a pris dynamite comme référence, la "dynamite M" dont les caractéristiques principales sont les suivantes :

$$Q_0 = 4848,8 \text{ kj/kg};$$

$$V_0 = 850 \text{ l/kg};$$

Avec  $Q_0$  et  $V_0$  dans les conditions normales (CNTP)

Pour les explosifs produits en Algérie on prend comme référence la Gélanit II qui a les caractéristiques proches de celles de la Dynamite M :

$$Q_0 = 4807 \text{ kj / kg};$$

$$V_0 = 808 \text{ l/kg}.$$

On calcule le weight strength de la Marmanit II qui a l'énergie d'explosion et le volume de gaz suivants :

$$Q = 3987 \text{ kj / kg};$$

$$V = 868 \text{ l/kg}.$$

$$S = \frac{1}{6} \left( 5 \times \frac{3987}{4807} + \frac{868}{865} \right)$$

Donc :

$$S = 0,87$$

### b) Facteur de contrainte

Le facteur de contrainte introduit une correction en fonction de l'inclinaison donnée au trou. L'inclinaison du trou est un paramètre secondaire relativement indépendant. Cela peut permettre une meilleure sortie du pied ; une meilleure fragmentation en tête et une diminution des effets arrière. L'inclinaison du trou est décidée selon l'allure du front et selon les possibilités de la machine de foration.

**Tableau V.4 :** Valeurs du facteur de contrainte f en fonction de l'inclinaison des trous  $\beta$ . [9] [17]

<b>B</b>	0	10	20	30
<b>F</b>	1	0,95	0,90	0,85

Dans notre cas on a  $\beta=10^\circ$  donc on prend :

$$f = 0,95$$

### c) Correction de la résistance au tirage

Elle est définie par [30] [31]:

$$\bar{C} = C + 0,05 ; \quad [\text{kg/m}^3]$$

Où :

C : Résistance au tirage de la roche (rock constant).

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

**Tableau V.5:** Résistance au tirage de quelque roche.

Roche	C (kg/m <sup>3</sup> )
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0,25
Calcaire moyen à dure	0,35÷0,40
Diorite	0,45
Granite dur	0,45
Grès fins	0,40
Quartzite pate fine	0,53
Quartzite fracturé	0,30

Pour le cas de la carrière la résistance au tirage correspond est:

$$\bar{C} = 0,35 + 0,05 = 0,4 \text{ kg/m}^3$$

$$C=0,40 \text{ kg/m}^3$$

### d) Rapport espacement sur banquette (rapport de la maille)

Les calculs proposés par Langefors et Kihlström font intervenir le rapport entre l'espacement et la banquette, rapport E/B. Ils conseillent de le prendre compris entre 1 et 1,5. Pour le calcul, la valeur de 1,25 a été choisie. [9]

On constate expérimentalement que ce rapport influence la fragmentation obtenue : un E/B proche de 1 va avoir tendance à produire des blocs, tandis qu'un E/B de 1,5 fournira une fragmentation plus fine, la valeur de 1,25 retenue devant engendrer une fragmentation régulière. [9]

$$E/B = 1,25$$

Donc la banquette maximale est:

$$B_{\max} = \frac{110}{33,8} \sqrt{\frac{1,05 \times 0,87}{0,40 \times 0,95 \times 1,25}}$$

$$B_{\max} = 4,51 \text{ m}$$

#### V.3.6.5. Longueur de l'excès de forage (sur-forage)

La sous-foration sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin afin d'éviter des pieds sur les gradins. La foration s'effectue avec une certaine profondeur en dessous du niveau d'exploitation.

La longueur de sous-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, de la résistance au pied (moindre résistance), des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc. elle est calculée par la formule suivante [28]:

$$L_S = 0,3 \times B_{\max} ; \quad [\text{m}]$$

$$L_S = 0,3 \times 4,51$$

$$L_S = 1,35 \text{ m}$$

#### V.3.6.6. Profondeur du trou

La longueur totale du trou ( $L_{tr}$ ) forée est égale à la hauteur de gradin ( $H_g$ ) plus le sous forage ( $L_S$ ). Afin de réduire la contrainte et par là même obtenir un meilleur résultat. [11] [17] [20]

Dans le cas des trous inclinés cette longueur totale est définie par :

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

Où :

$L_S$  : Longueur de l'excès de forage (sur-forage) ;

$H_g$  : Hauteur de gradin ;

$\beta$  : est l'angle vertical d'inclinaison du trou de mine.

Donc :

$$L_{tr} = \frac{15}{\cos(10)} + 1,35$$

$$L_{tr} = 16,58 \text{ m}$$

Cependant, beaucoup de compagnies minières préfèrent des trous verticaux à cause des inconvénients majeurs des trous inclinés (augmentation des déviations du forage, réduction de la vitesse de forage, difficultés dans le positionnement de la machine de forage, problèmes lors du chargement des trous en explosifs).

#### V.3.6.7. Déviation de trou

L'erreur de forage permet d'établir la précision du forage en tenant compte [11] :

- Du faux amorçage équivalent à  $(3 \times D)$  (où D est exprimé en mm) ;
- Et du faux alignement correspondant à 0,03 mètre foré.

$$F = \frac{(3 \times D)}{1000} + \frac{(3 \times L_{tr})}{100} ; \quad [\text{m}]$$

Où :

D : Diamètre du trou (mm) ;

$L_{tr}$  : Longueur du trou (m) ;

$$F = \frac{(3 \times 110)}{1000} + \frac{(3 \times 16,58)}{100} = 0,83 \text{ m}$$

$$F = 0,83 \text{ m}$$

#### V.3.6.8. La banquette pratique

Lors de la foration d'un trou à l'amorçage et à l'alignement, il faut toujours envisager une déviation par rapport à la position prévue. C'est pour cela que l'on calcule la banquette pratique qui tient compte de cette déviation. [30]

$$B = B_{max} - F ; \quad [\text{m}]$$

$$B = 4,51 - 0,83$$

$$B = 3,68 \text{ m}$$

#### V.3.6.9. Distance entre les rangées

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. [9] [11]

$$b = \frac{B}{\text{Cos}(\beta)} ; \quad [\text{m}]$$

$$b = \frac{3,68}{\cos(10)}$$

$$\mathbf{b = 3,74 \text{ m}}$$

#### V.3.6.10. Espacement entre les trous

C'est la distance entre les trous dans une même rangée qui porte le nom d'espacement (E). La maille E x B est proportionnelle à l'énergie volumique comprise dans le trou. Elle a une influence sur le résultat de tir car elle contribue à la modification de la granulométrie des blocs entre l'état initial du massif et l'état du tas après le tir. Elle contribue, en conséquence, également à l'état du front de taille après le tir et des éventuels hors-profils. Plus le rapport E/B est faible, plus la dimension des blocs dans le tas est grande mais plus la face du front est lisse. LANGEFORS conseille [17] [28] [30] [31]:

$$\mathbf{E = a = 1,25 \times B ; \quad [m]}$$

$$E = a = 1,25 \times 3,68$$

$$\mathbf{E = 4,6 \text{ m}}$$

#### V.3.6.11. Charge linéaire de fond

La charge linéaire minimale pour briser la roche, lorsque la banquette est B, est donnée par la relation empirique suivant [23] [27]:

$$L_f = 0,88 \times \left(\frac{f}{S}\right) \times \left(\frac{E}{B}\right) \times \left[\frac{0,07}{B} + C + 0,004 \times B\right] \times B^2 ; \quad [\text{Kg/m}]$$

$$L_f = 0,88 \times \left(\frac{0,95}{0,87}\right) \times (1,25) \times \left[\frac{0,07}{3,68} + 0,4 + 0,004 \times 3,68\right] \times 3,68^2$$

Donc :

$$\mathbf{L_f = 7,05 \text{ Kg/m}}$$

#### V.3.6.12. Hauteur de la charge de fond

La zone qui assure le cisaillement de la partie basse et son déplacement. La charge de pied est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied ; elle a une hauteur d'au moins une fois la banquette et la surprofondeur. [28] [30] :

$$\mathbf{H_f = 1,3 \times B_{\max} ; \quad [m]}$$

$$H_f = 1,3 \times 4,51$$

$$\mathbf{H_f = 5,86 \text{ m}}$$

V.3.6.13. Quantité d'explosif de la charge de fond

$$Q_f = L_f \times H_f ; \quad [\text{kg}]$$

$$Q_f = 7,05 \times 5,86$$

$$Q_f = 41,31 \text{ kg}$$

V.3.6.14. Le bourrage

On doit bourrer le trou de mine après installation de la charge explosive dans le but de bien faire travailler l'explosif par confinement des gaz dégagés de sa décomposition. La longueur du bourrage doit être minimale et suffisante, on utilise un matériau inerte de granulométrie entre 4 et 6 mm de préférence pour le bourrage finale. Ainsi le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et obtenir un découpage net et éviter l'effet arrière et le souffle de gaz vers le haut du trou qui diminue l'efficacité de l'explosif. Egalement pour prévenir la formation d'une onde de choc forte. [28]

$$L_b = B ; \quad [\text{m}]$$

$$L_b = 3,68 \text{ m}$$

V.3.6.15. Charge linéaire de colonne

Dont l'énergie volumique est -selon Langefors- environ 2.5 fois plus faible que celle de la charge de pied. [28] [30]

$$L_C = 40 \text{ à } 60 \% \text{ de } L_f ; \quad [\text{kg/m}]$$

On prend 60% donc on aura :

$$L_C = 0,6 \times L_f ; \quad [\text{kg/m}]$$

$$L_C = 0,6 \times 7,05$$

$$L_C = 4,23 \text{ kg/m}$$

V.3.6.16. Hauteur de la charge de colonne

La longueur de cette charge est calculée par la différence entre la longueur du trou et la somme de la longueur de la charge du pied et du bourrage. [9] [30]

$$H_C = L_{tr} - (H_f + L_b) ; \quad [\text{m}]$$

$$H_C = 16,58 - (5,86 + 3,68)$$

$$H_C = 7,04 \text{ m}$$



V.3.6.17. Quantité de la charge de colonne

$$Q_C = L_C \times H_C ; \quad [\text{kg}]$$

$$Q_C = 4,23 \times 7,04$$

$$Q_C = \mathbf{29,78 \text{ kg}}$$

V.3.6.18. Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou

C'est la somme de la longueur de la charge de la colonne et du pied comme donné dans l'expression suivante :

$$H_{ch} = H_P + H_C ; \quad [\text{m}]$$

$$L_{ch} = 5,86 + 7,04$$

$$L_{ch} = \mathbf{12,9 \text{ m}}$$

V.3.6.19. Quantité totale d'explosif par un trou

$$Q_t = Q_f + Q_C ; \quad [\text{kg}]$$

$$Q_t = 41,31 + 29,78$$

$$Q_t = \mathbf{71,09 \text{ kg}}$$

V.3.6.20. Volume de roche abattue par un trou

Le volume abattu par un trou est donné par la formule suivante [11] :

$$V_t = \frac{H_g \times E \times B}{\text{Cos}(\beta)} ; \quad [\text{m}^3]$$

$$V_t = \frac{15 \times 4,6 \times 3,68}{1,015}$$

$$V_t = \mathbf{250,16 \text{ m}^3}$$

Qui correspond à la quantité en tonne:

$$V_t = \frac{H_g \times E \times B}{\text{Cos}(\beta)} \times \rho ; \quad [\text{t}]$$

Ou :  $\rho$ : densité de la roche [ $\text{t/m}^3$ ] ;

$$V_t = 250,16 \times 2,6$$

$$V_t = \mathbf{650,42 \text{ t}}$$

V.3.6.21. Consommation spécifique de l'explosive

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m<sup>3</sup> de roche. Le degré de la 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 souhaité de la fragmentation. C'est un paramètre important dans la conception du tir ; elle est déterminée par la formule suivante. [9] :

$$q_s = \frac{Q_t}{V_t} ; \quad [\text{Kg/m}^3]$$

$$q_s = \frac{71,09}{250,16}$$

$$q_s = 0,284 \text{ kg/m}^3$$

Qui correspond à la quantité en tonne :

$$q_s = \frac{Q_t}{\rho \times V_t} ; \quad [\text{Kg/t}]$$

$$q_s = \frac{71,09}{650,42}$$

$$q_s = 0,109 \text{ kg/t}$$

V.3.6.22. Nombre de trous nécessaire

$$N_{tr} = \frac{P_m}{V_{tr}} ; \quad [\text{trou}]$$

Le nombre de trous forés est déterminé en fonction de :

- la production mensuelle  $P_m$  ;
- Volume de la roche abattu par un trou  $V_{tr}$ .

**Tableau V.6** : Planification de la productivité de la carrière.

Productivité					
Annuelle		mensuel		Journalière	
t	m <sup>3</sup>	T	m <sup>3</sup>	t	m <sup>3</sup>
1541173	592758,85	128431,08	49396,57	4222,4	1624

On détermine le nombre des trous par la relation suivante :

$$N_{tr} = \frac{49396,57}{250,16} ; \quad [\text{trou}]$$

$$N_{tr} = 197,46 \approx \mathbf{198 \text{ trous}}$$

Au niveau de la carrière le tir se fait 2 fois par semaine ; le mardi et le jeudi donc on fait le tir huit (8) fois par mois avec une égalité de production souhaitée dans chaque abattage. Pour cela le nombre de trous est le même pour chaque opération de tir.

Donc :

$$N_{tr/volée} = \frac{N_{tr}}{8} = \frac{198}{8} = \mathbf{25 \text{ trous}}$$

Note : on propose le nombre de trous pour chaque volée est de 26 trous afin de les réparties en deux rangés.

#### V.3.6.23. Nombre de rangées

Lorsqu'il est fait recours, pour les besoins de production, au tir à plusieurs rangées, l'emploi du tir aux microretards est indispensable pour mieux contrôler :

- La fragmentation des blocs;
- Les variations de projection;
- Les vibrations du sol;
- Les dégâts commis sur la roche en place;
- Le nombre de rangées est déterminé par :
  - Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail);
  - La réserve nécessaire des roches abattues;
  - La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Le tir s'effectuera sur deux rangées de trous. **n=2**

#### V.3.6.24. Volume de roches abattues par volée

$$V_v = V_{tr} \times N_{tr}$$

$$V_v = 250,16 \times 25$$

$$V_v = \mathbf{6504,16 \text{ m}^3}$$

Ou bien :

$$V_v = 16910,62 \text{ t}$$

#### V.3.6.25. Quantité d'explosif par volée

$$Q_{\text{tot}} = Q_t \times N_{\text{tr}} ; \quad [\text{kg}]$$

$$Q_{\text{tot}} = 1848,34 \text{ kg}$$

#### V.3.6.26. Paramètre de la maille

$$\frac{E}{B} = \frac{4,6}{3,68} = 1,25$$

#### V.3.6.27. Schéma de l'ordre de tir

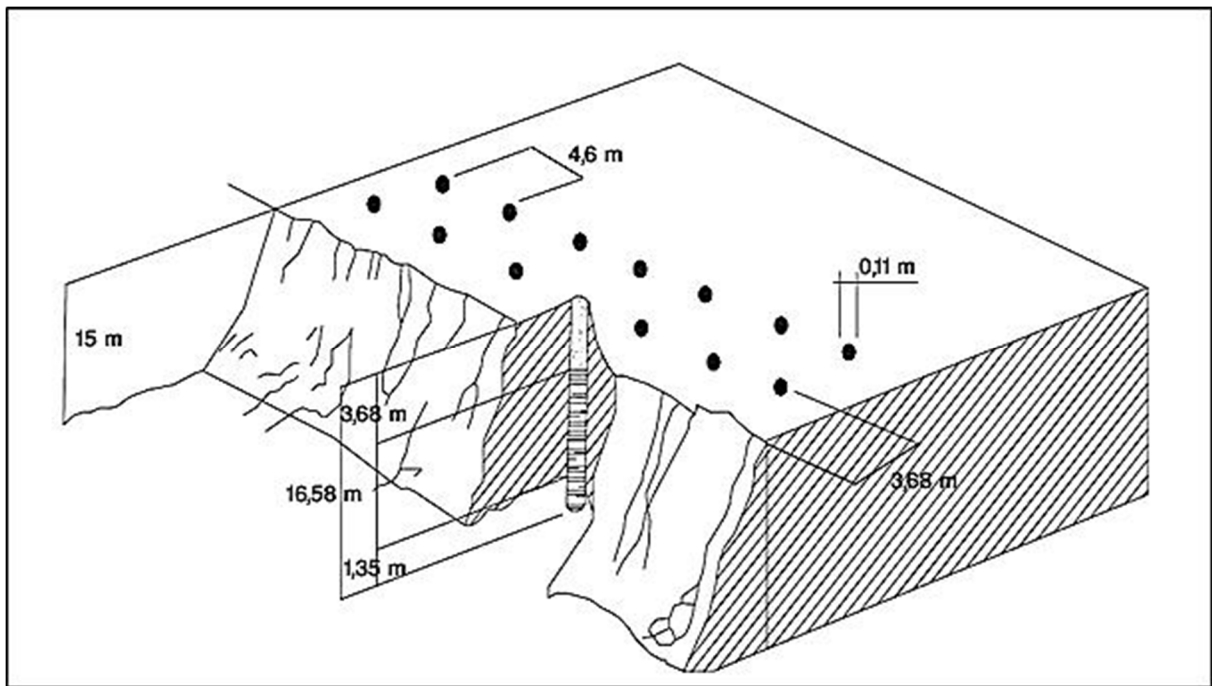


Figure V.14 : Schéma de plan de tir alternatif.

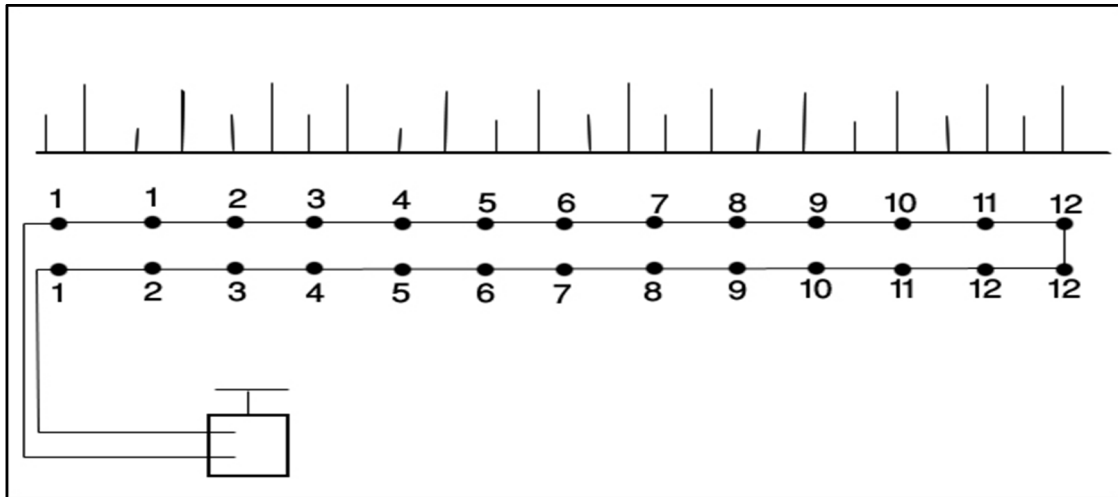


Figure V.15 : Schéma d'allumage de plan de tir.

#### V.4. Récapitulatif

Les paramètres de plan de tir alternatif proposés sont représentés dans les tableaux suivants :

Tableau V.7 : Plan de tir alternatif

N°	désignation	Symbol	unité	résultat
Paramètre géométrique				
1	La banquette maximale	$B_{\max}$	m	4,51
2	Longueur de l'excès de forage	$L_s$	m	1,35
3	Profondeur du trou	$L_{tr}$	m	16,58
4	Déviations de trou	F	m	0,83
5	La banquette pratique	B	m	3,68
6	Distance entre les rangées	b	m	3,74
7	Espacement entre les trous	E	m	4,6
Plan de chargement				
8	Charge linéaire de fond	$L_f$	Kg/m	7,05
9	Hauteur de la charge de fond	$H_f$	m	5,86
10	Quantité d'explosif de la charge de fond	$Q_f$	kg	41,31
11	Le bourrage	$l_b$	m	3,68
12	Charge linéaire de colonne	$L_c$	Kg/m	4,23
13	Hauteur de la charge de colonne	$H_c$	m	7,04
14	Quantité de la charge de colonne	$Q_c$	kg	29,79
15	Hauteur totale de la charge explosive	$H_{ch}$	m	12,9
16	Quantité totale d'explosif par un trou	$Q_{ch}$	kg	71,09
17	Consommation spécifique de l'explosive	$q_s$	Kg/m <sup>3</sup>	0,284
18	Consommation spécifique de l'explosive	$q_s$	t/m <sup>3</sup>	0,109
Calculs de production				
19	Volume de roche abattue par un trou	$V_t$	m <sup>3</sup>	650,42

**Tableau V.8:** Consommation d'explosif et accessoires par trou et par volée.

1	Nombre de trous par ranger	13	trous
2	Nombre de rangées par volée	2	rangés
3	Nombre de trous par volée	26	trous
4	Quantité d'explosif par volée	1950	kg
5	Marmanit II /ø 80	650	kg
6	Anfomil	1300	kg

**Tableau V.9:** Accessoires de tir.

1	Cordeau détonant de 20gr	442	ml
2	Capsules (DEI OU DMR)	26	pièces
3	Fil de tir a 2 conducteurs	1000	m

## V.5. Interprétation

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

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

- Les dimensions de la maille ;
- La longueur du trou ;
- L'inclinaison du trou ;
- La charge discontinue (bourrage intermédiaire) ;
- La qualité de forage.

### V.5.1. Dimensions de la maille

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

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

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

- La distance entre deux rangés b est de 3,7 m ;
- La banquette pratique B est de 3,7 m ;
- L'espacement entre les trous de foration a= 4,7.

Selon le plan adopté par la carrière de Ain El Kebira, les dimensions de la maille ne sont jamais respectés, selon notre calculs il faut régulariser la maille sur deux ranger de trou et de forme rectangulaire rationnelle pour optimiser le rendement .On a adopté sur le plan réalisé de notre part un trou de référence, qu'il est un paramètre primordial sur n'importe quel plan de tir pour préserver les dimensions de la banquette ;c'est une chose absente sur le plan de tir adopter par la carrière.

### V.5.2. La longueur du trou

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

La longueur totale du trou ( $L_{tr}$ ) forée est égale à la hauteur de gradin ( $H_g$ ) plus le sous forage ( $L_S$ ). Afin de réduire la contrainte et par là même obtenir un meilleur résultat.

Dans le cas des trous inclinés cette longueur totale est définie par :

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\cos(\beta)} + L_S$$

Où :

$L_S$ : Longueur de l'excès de forage (surforage) ;

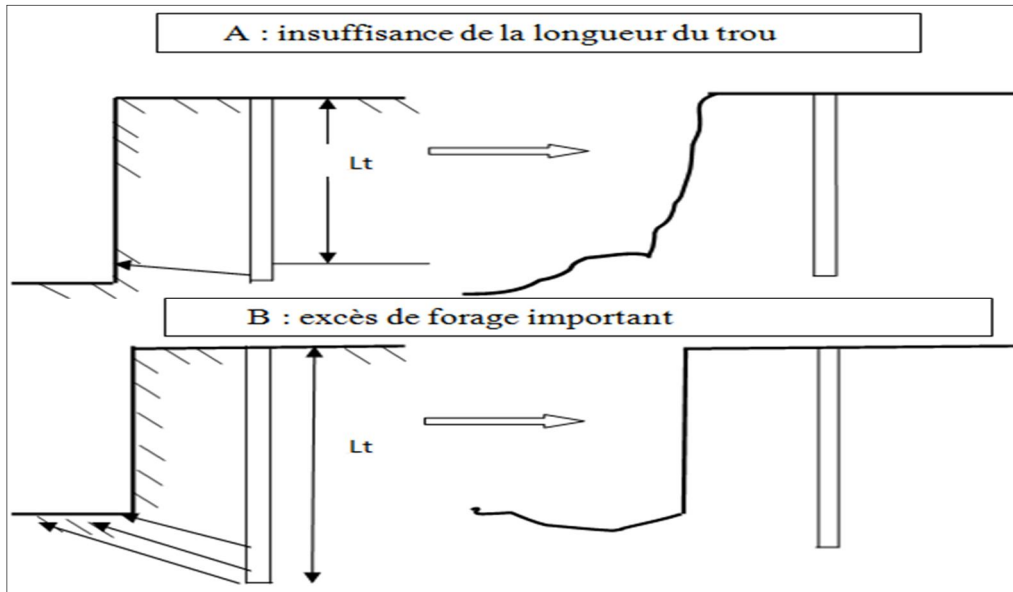
$H_g$ : Hauteur de gradin ;

$\beta$  : est l'angle vertical d'inclinaison du trou de mine.

En analysant la formule nous pouvons constater clairement la dépendance qui existe entre la hauteur du gradin et la longueur du trou d'une part, la dépendance entre l'angle du trou et sa longueur.

La hauteur du gradin au niveau de la carrière est de 20 m ce qui influe sur le rendement du tir en résultant plus de 40% de hors gabarit, par contre avec une hauteur de 15m du gradin; le rendement de tir diminue automatiquement mais on va avoir en maximum 25% de hors gabarit.

La variation de la longueur peut être soit égale ou supérieure à la hauteur du gradin, dans les deux cas cela peut avoir des conséquences indésirables sur la qualité de la fragmentation, sur la sécurité etc.



**Figure V.16** : l'état probable du talus lors du mauvais calcul de la longueur du trou.

En aucun cas la longueur du trou ne doit être égale à la hauteur du gradin, sinon cela peut créer un pied du gradin et cela sous n'importe quel angle d'inclinaison. En effet lorsque la longueur déterminée d'un trou passe à la valeur supérieure sous le même angle d'inclinaison on peut avoir une plate forme déformée, un pied mal dégagé lorsqu'on ne le souhaite pas.

Il est nécessaire aussi de nettoyer le pied du gradin avant l'Operations de tir ou de faire tirer le pied du gradin avant le bloc.

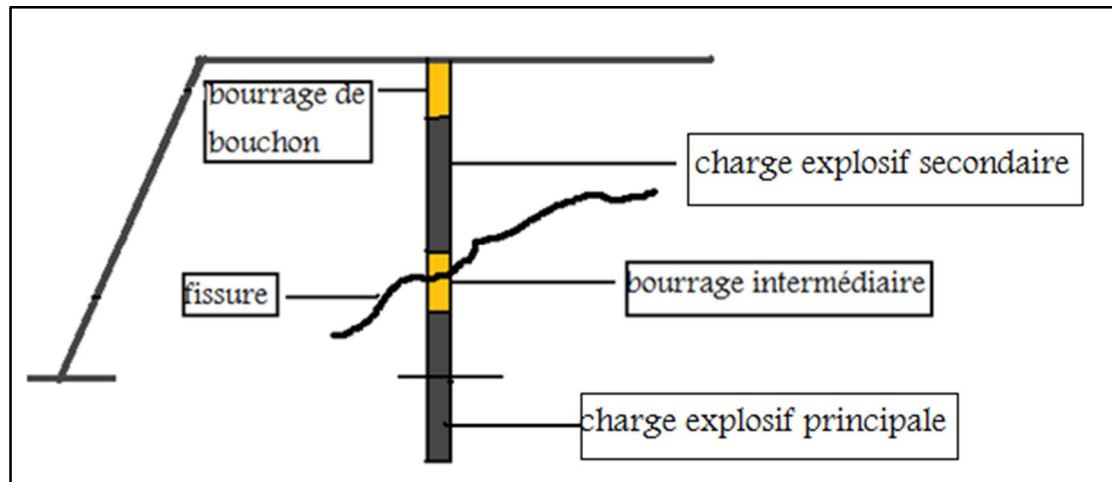
### V.5.3. L'inclinaison du trou

Dans la mine d'Ain El Kebira les trous sont disposés verticalement ; ceci influe négativement sur la fragmentation, et cause la mauvaise formation du pied de gradin après chaque tir. Par contre l'inclinaison des trous améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une haute sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et tir. L'abattage par des trous inclinés à  $10^\circ$  (d'une profondeur de 16.58 m pour des gradins de 15 m) proposées de notre part contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables en réduisant les fissures à l'arrière de la banquette assurant ainsi la granulométrie planifiée.

### V.5.4. proposition d'une charge discontinue

Suivant les expériences dans les différentes carrières (mines), ils s'avèrent qu'avec l'utilisation de la charge discontinue dans les trous le taux de hors gabarits diminue de 60% à 35% du volume tiré c'est-à-dire une réduction de 1,8 fois, de plus l'obtention d'un abattage sélectif, d'éviter la perte d'énergie et enfin d'éviter une surconsommation d'explosif.





**Figure V.17 :** Emploi de la charge discontinu pour la présence d'une fissure ou pour l'abattage sélectif.

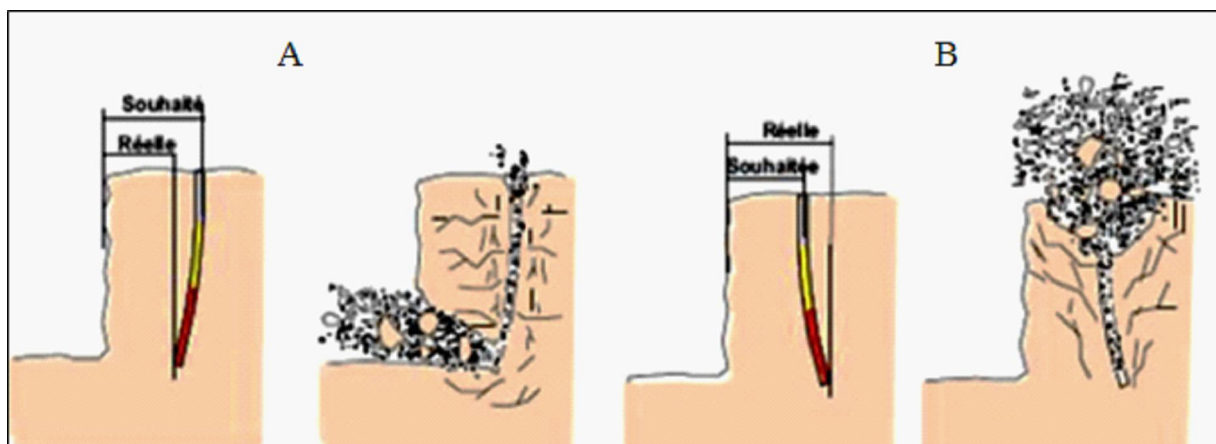
Pour les séquences de calcul du plan de tir d'Ain El Kebira, l'application des formules carrément incorrect, le plan proposé utilise des formules reconnus et parfaitement caractérisant (Langefors).

L'entreprise change aléatoirement la hauteur de bourrage sans raisons valable, tandis que la hauteur de bourrage selon tous les formules de calcul et selon tous les cas pratique doit être la même (ce qui a assuré de notre part).

### V.5.5. La qualité de forage

Il arrive que la direction réelle des trous ne corresponde pas à ce que l'on recherche. En pied de front, les écarts peuvent atteindre 15 à 20 % de l'épaisseur de la tranche, vers l'avant ou l'arrière du front. Lorsque les trous sont déviés vers l'avant du front, il peut se produire des projections horizontales (Figure V.17-A)

Lorsque les trous sont déviés vers l'arrière, " (Figure V.17-B) se produit un pied de gradin dysfonctionnement dans les processus de forage et de tir.



**Figure V.18:** influence de la direction des trous sur l'opération de tir.

### V.5.6. Répartition de la charge

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

La charge spécifique est un paramètre primordial pour l'exploitation à l'explosif, Selon le plan de tir de la carrière il est de 12.10 Kg/m, par contre on a diminué cette charge pour avoir un bon rendement à 7.05 kg/m ; c'est une point très important de coté de l'investissement.

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

### Conclusion

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

Pour remédier à ces différents problèmes, nous avons procédé à l'étude, des principaux facteurs influant sur la qualité de la fragmentation des roches tels que :

- L'inclinaison de trous;
- Le pied de gradin;
- La déviation des trous (forage faussé);
- La longueur du bourrage et le bourrage intermédiaire;
- La répartition des charges d'explosives dans le trou;
- Mode d'initiation des charges;
- La consommation spécifique de l'explosif;
- L'espacement entre les trous de même rangée;
- Fissuration de massif rocheux;
- La régularité de talus.

## Conclusion générale

Dans ce travail on a étudié tous les paramètres qui influent sur la qualité de la fragmentation et trouvé la relation entre ces paramètres pour nous aider à l'élaboration d'un plan de tir optimal qui nous assure l'absence des blocs hors gabarits, le pied de gradin c-à-dire une bonne fragmentation des roches. Certes des études ont montré qu'il n'existe pas de loi précise gérant les travaux de forage et tir qui permet d'avoir un taux de hors-gabarits égal à zéro mais cependant une combinaison de plusieurs méthodes permet de réduire ce taux jusqu'à des valeurs admissibles.

Sur la base des résultats et de l'analyse de ces paramètres nous avons procédé à l'élaboration d'un plan de tir pour l'amélioration de la qualité de fragmentation des roches qui permettra une réduction des blocs hors-gabarits et évité le pied de gradin.

L'étude, l'analyse et la comparaison de ces paramètres calculés avec celle utilisés sont différentes, ce qui nous laisse a tiré les recommandations suivantes :

- Le diamètre de foration devrait être choisi en fonction des dimensions optimale des morceaux abattus.
  - L'inclinaison du trou doit être parallèle au front d'abattage ce qui positionne la charge parallèle à la surface de dégagement, ce qui augmente le rendement du travail de fracturation effectué par les ondes de choc.
  - La longueur de sous-forage doit être rationnelle ce qui assure une bonne destruction des roches au niveau du pied de gradin.
  - La longueur de bourrage doit être nécessaire et suffisante pour prévenir les pertes d'énergie d'explosif.
  - La détermination de la consommation spécifique d'explosif optimal suivant plusieurs facteurs.
  - L'utilisation de la charge discontinue conduit à une bonne répartition de charges explosives qui permet l'augmentation de la zone de fragmentation réglée et d'éviter la surconsommation de la charge.
-

## Référence Bibliographie

- [1] KLOKNER, 1975, « résultats des recherches géologiques réalisées sur Djebel Medjounes ».
- [2] M'ZOUGHEM Kamel et CHENAFI Walid, 2006, P.F.E « étude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière de Ain El Kebira (Sétif) », Université Ferhat Abbas -Sétif.
- [3] Rapport UREG/ENDMC, 1985, « Etude Géologique complémentaire ».
- [4] Rapport CETIM, 2012, « Rapport géologique actualisé du gisement de calcaire Djebel Medjounes Société des Ciment de Ain El Kebira (SCAEK).
- [5] Rapport CETIM, 2014, « Plan topographique actualiser du gisement calcaire Djebel Medjounes ».
- [6] BOUSSOUALIM Fouzi et DIF Mouhsen, 2014, P.F.E « Amélioration de la fragmentation des roches de calcaire dans la carrière d'AIN ELKEBIRA - SETIF », Université Badji Mokhtar –Annaba.
- [7] DOUMBIA Abdou Mamoutou et DIALLO Kadidia, 2008, P.F.E « Elaboration d'un plan de tir en vue d'améliorer la fragmentation des roches (Carrière de Ben Azzouz) », Université Badji Mokhtar –Annaba.
- [8] Recueil de documents de la carrière.
- [9] COULOMBEZ Cécile, 2007, thèse « Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats », Centre de géosciences mines de Paris
- [10] FREDJ Mohamed, 2012, P.F.E « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA) », Université Badji Mokhtar-Annaba.

- [11] GHARBI Kouider, 2007, P.F.E « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier.», Ecole Nationale De Polytechnique.
- [12] Eurofor, « Chariot hydraulique de perforation fond de trou furukawa DCR-20 ».
- [13] KAMULETE Mudianga, « Cours exploitation des mines à ciel ouvert», Université De Lubumbashi.
- [14] École des mines de Douai « Le forage des roches», formation Tim, chapitre 1 cours 2 à 31.
- [15] Petrouchkine et Dalia., 1986, Revue scientifique n°3 INSTITUT Mines et Métallurgie.
- [16] SYNDUEX, 2008, « la technicité maîtrisée », « Guide de mine en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique ».
- [17] NEGGAZI Abderrahmane, 2010, P.F.E « Projet d'Exploitation de la colline Est du gisement de Dolomie-Calcaire à El-Maleh (Ain-Temouchent) », Ecole nationale supérieur de polytechnique.
- [18] SAADOUN Abderrezak, 2012, P.F.E « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar M'sila », Université Badji Mokhtar-Annaba.
- [19] MEKKI Adel et HADJI Abd El Hakim, 2011, thèse « Elaboration d'un plan de tir Dans les conditions de la carrière de Chouf Ammar à M'sila », Université Badji Mokhtar – Annaba.
- [20] MESBAH Abdelhalim, 2010, P.F.E « simulation des vibrations d'un tir de mines à l'aide de mineseis ». Ecole National Polytechnique.
- [21] NEFIS Mouloud, 2010, P.F.E « Modèle d'un plan de tir », Université Badji Mokhtar-Annaba.

- [22] Florent DELILLE, 2012, thèse « Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert », École nationale supérieure des mines de Paris.
- [23] HADJADJ Aoul Elias, thèse « Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algérienne », Université Badji Mokhtar - Annaba.
- [24] DOUMBIA Batieba, 2010, P.F.E « conception des plans de tir et optimisation de la chaîne de production », Université Badji Mokhtar –Annaba.
- [25] HANNACHI E.B, 2011, thèse « Elaboration d'un plan de tir Dans les conditions de la carrière de Chouf Ammar à M'sila », Université Badji Mokhtar-Annaba
- [26] Société de l'industrie minérale, 1995, livre « memento des mines et carrières »,
- [27] BERDOUDI Said, thèse « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes», Université Badji Mokhtar-Annaba
- [28] Stig O Olofsson, 2007, livre « Applied explosives technology for construction and mining ».
- [29] LOUNIS Fatah, 2007, P.F.E« Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (Tissemsilt) ». Ecole nationale polytechnique.
- [30] Matti Heiniö, 1999, « Rock excavation Handbook ».
- [31] AMARI Gherici, 2010, P.F.E « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) », Ecole nationale polytechnique.

**ANNEXE**

## ANNEXE-1

Les caractéristiques de la sondeuse

<b>Machine</b>		<b>DCR20</b>
<b>Poids &amp; dimensions</b>		
Masse opérationnelle	kg	21 000
A Longueur hors tout	mm	10 645
B Longueur au sol	mm	2 865
C Largeur hors tout au travail	mm	4 330
D Largeur des chenilles	mm	
E Largeur d'une chenille	mm	
F Hauteur hors tout (transport)	mm	3 800
<b>Chenillard</b>		
Garde au sol	mm	502
Angle d'oscillation	deg	±7,5
Vitesse de déplacement	km/h	3,6
Pente maximale	deg	25
<b>Moteur</b>		
Marque et modèle		Caterpillar C-13 Tier 3
Type		Turbochargé diesel
Puissance et régime	kW/min	328 / 2 100
Capacité du réservoir	l	700
<b>Compresseur</b>		
Modèle		Airman PDSK 900
Débit	m <sup>3</sup> /min	24
Pression	MPa	2,5
<b>Bras</b>		
Inclinaison bas-haut	deg	14 - 49
Orientation droite-gauche	deg	30 - 13
<b>Glissière</b>		
Longueur	mm	9 964
	mm	5 678
	mm	1 200
Orientation droite-gauche	deg	16 - 77
Force au retrait maximum	kN	30
<b>Capteur de poussières</b>		
Capacité d'aspiration	m <sup>3</sup> /min	70
<b>Manipulation des tiges</b>		
Type		Changeur de tiges automatique



Nombres de tiges		8
<b>Tiges et taillants</b>		
Diamètres des tubes	mm	76, 89, 102
Type de filetage		
Longueur des tubes	mm	5 000
<b>Capacité de forage</b>		
Marteaux		Fond de trou
Diamètre des taillants		

## ANNEXE-2

Caractéristiques techniques des explosifs utilisés dans le domaine minier et produit par O.N.E.X

Gamme d'explosifs	GELANIT			GEONIT	MARMANIT				TEMEX		CARRINIT	ANFOMIL
	I	II	III		I	II	III	IV	I	II		
<b>Densité d'encartouchage (g/cm<sup>3</sup>)</b>	1,40	1,45	1,33	1,05	0,95	1,05	1,00	0,9	1,22	1,22	0,95	0,9
<b>Vitesse de détonation (m/s)</b>	6300	6000	6500	5800	4400	4500	4200	3570	4500 - 5500	4000 - 5000	4500	3000
<b>Essais au bloc de plomb (TRAUZL) : 10g /cm<sup>3</sup></b>	400	360	/	/	405	370	360	/	≥320	≥260	/	/
<b>Puissance RWS sur mortier balistique(%)</b>	85	82	86	77	83	82	80	77	/	/	84	78
<b>Coefficient d'utilisation pratique (%)</b>	1,33	1,27	1,2	11,5	1,28	1,27	1,18	1,13	/	/	1,23	1,15
<b>Coefficient de self excitation (mm)</b>	8	6	12	15	5	3	3	1,13	50 - 80	40 - 80	15	/
<b>Ecrasement selon méthode de KAST(mm)</b>	4,7	4,3	5,5	7,3	3,25	2,90	2,30	4,40	/	/	3,4	/

<b>Sensibilité au choc (kgm)</b>	0,4	0,5	0,7	0,15	1,50	1,50	2	0,3	/	/	0,5	2
<b>Sensibilité au frottement (kgP)</b>	36	36	36	30	36	36	36	36	/	/	36	36
<b>Volume de gaz (l/kg)</b>	861	808	872	760	/	/	/	/	/	/	/	975
<b>Energie (kj/kg)</b>	/	4807	/	/	842	868	902	930	/	/	901	3803,8
<b>Résistance à l'eau</b>	Excel lente	Excellent e	Excellent e	/	Moyenne	Moyenn e	Moyenn e	Faibl e	Très bonn e	Très bonn e	Très sensible à l'humidité	mauvaise

#### Caractéristiques techniques des cordons détonants

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

### ANNEXE-3

#### Dimensions et conditionnement

GELANIT.

<b>Diamètre (mm)</b>	25	30	50	65	80
<b>Longueur (mm)</b>	130	230	370	500	340
<b>Nature</b>	Papier paraffiné	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique	Cartouche plastique
<b>Poids (g)</b>	100	250	1250	2500	2500

GEONIT.

<b>Diamètre (mm)</b>	25	30	50	65	80
<b>Longueur (mm)</b>	130	230	370	500	340
<b>Nature</b>	Papier paraffiné	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique	Cartouche plastique
<b>Poids (g)</b>	100	250	1250	2500	2500

MARMANIT (I, II et III).

<b>Diamètre (mm)</b>	30	50	65	80
<b>Longueur (mm)</b>	135	610	750	500
<b>Nature</b>	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique	Cartouche plastique
<b>Poids (g)</b>	250	1250	2500	2500

MARMANIT (IV).

<b>Diamètre (mm)</b>	30	50	65
<b>Longueur (mm)</b>	135	610	750
<b>Nature</b>	Papier paraffiné	Gaine plastique	Gaine plastique
<b>Poids (g)</b>	250	1250	2500

TEMEX.

<b>Diamètre (mm)</b>	30	50	65	80
<b>Longueur (mm)</b>	300	400	500	400
<b>Poids (g)</b>	250	1000	2000	2500

CARRINIT.

<b>Diamètre (mm)</b>	30	50	65
<b>Longueur (mm)</b>	135	610	750
<b>Nature</b>	Papier paraffiné	Gaine plastique	Cartouche plastique
<b>Poids (g)</b>	100	1250	2500

## Résumé

Le problème de la qualité de la fragmentation des roches par abattage à l'explosif reste à présent une préoccupation sérieuse pour les entreprises minières dans le monde entier et particulièrement en Algérie. Il est établi que la qualité de la préparation des roches a une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques et sur les indices principaux de travail des entreprises minières.

Malgré l'accroissement des capacités des engins miniers de chargement et de transport et l'innovation technologique, la qualité de la préparation des roches reste toujours un problème d'actualité.

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

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

**Mots clés :** explosif, optimisation, fragmentation, plan de tir, la consommation spécifique, hors- gabarit.

### ملخص

تعد مشكلة نوعية تفتيت الصخور بواسطة المتفجرات موضوع ذا أهمية وحساس بالنسبة الى قطاع المناجم في جميع أنحاء العالم، وخصوصا في الجزائر، حيث ثبت أن نوعية إعداد الصخور لديها تأثير كبير على المؤشرات الفنية والاقتصادية والعمليات التكنولوجية والمؤشرات الرئيسية لعمل شركات هذا القطاع. بالرغم من التطور التكنولوجي وزيادة قدرة آليات النقل والتحميل، حيث لا تزال نوعية إعداد الصخور مشكلة إلى يومنا هذا.

ولهذا الغرض، تهدف هذا العمل إلى استخلاص منهجية من شأنها المساعدة على تصميم مخطط للتفجير يسمح بالتكسير الحسن للمواد الصلبة كالصخور، وهذا من خلال تأثيرها بالمتفجرات. منهجية تساعد على التحليل المنهجي المنظم و المنسق للعوامل المؤثرة على مخطط التفجير والوصول إلى فهم أفضل لآليات تكسير الصخور بالمتفجرات، و بنتيجة تساعد على تحسين نوعية التفجير ونتائجه.

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

**كلمات مفتاحية:** متفجرات، التحسين، التفتيت، مخطط التفجير، كمية الاستهلاك المعينة، صخور خارج الحجم.