



UNIVERSITE ABDERAHMANE MIRA - BEJAIA  
FACULTE DE TECHNOLOGIE

DEPARTEMENT DES MINES ET GEOLOGIE

## Mémoire de Master

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

Option : Exploitation Minière

Présenté par

M<sup>elle</sup> TIGHRINE Theldja

M<sup>elle</sup> TOUAG Chafia

Thème

*Processus d'exploitation de la colline  
de Djebel Zerouala-Meftah, W .Blida*

Soutenu le 30 / 06 / 2016 devant le jury composé de:

Présidente :	M <sup>me</sup> . AZIZOU.Z	MAA	UAMB
Encadreur :	Mr. MAZARI.M	MAA	UAMB
Examineur :	Mr. GUELMAMIA	MAB	UAMB

*Année Universitaire: 2015-2016*

## REMERCIEMENTS

*Avant de présenter ce travail, je tiens à remercier Dieu le tout puissant dont chaque jour je ressens son omniprésence.*

*Nous tenons à remercier particulièrement notre encadreur, Monsieur MAZARI pour ses précieux conseils et orientations et qui nous a apporté son aide durant la période de ce travail au sein du département des mines et géologie, et pour l'esprit de coopération et la courtoisie dont il nous fait preuve durant notre travail.*

*Nous remercions les membres du jury, Monsieur GUELMAMI et Madame AZIZZOÛ qui ont bien voulu examiner ce travail.*

*Comme nous remercions toutes les personnes qui ont contribué de près ou de loin à réaliser ce modeste travail.*

# Dédicaces

*Je dédie ce modeste travail*

*À ma chère mère et mon cher père qui grâce à leurs dévouements et leurs aides si précieuses j'ai pu atteindre mes objectifs et de réaliser ce mémoire et que dieu les protège.*

*À ma binôme, THELDJA et à toute sa famille.*

*À mon frère MOHAMED et ma sœur HAYET.*

*À tous mes amis.*

*Merci à tous*



*Chafia*

# Dédicaces

*Je dédie ce modeste travail à :*

*Ma Tendre Maman à la Mémoire de mon Père qui m'ont tout donné sans rien attendre,*

*Encouragé et soutenue dans les moments les plus durs à qui je dois tant.*

*À mes frères et sœurs qui m'ont apporté un soutien moral, et financier.*

*À tous mes amis sans exception.*

*Tous mes camarades de la promotion,*

*Sans oublier ma binôme CHAFIA.*

*À tous ceux qui m'ont aidé*

*De près ou de loin.*



*TheIdja*

---

## SOMMAIRE

Liste des tableaux .....	i
Liste des figures .....	iii
Liste des abréviations .....	v
Introduction générale .....	1

### Chapitre I : Le cadre géologique du gisement.

Introduction.....	2
I.1. Caractéristiques générales.....	2
I.1.1. Situation géographique .....	2
I.1.2. Géomorphologie et hydrographie .....	4
I.2. Géologie régionale .....	5
I.2.1. La litho-Stratigraphie .....	5
I.2.1.1. Le Trias .....	5
I.2.1.2. Le Crétacé .....	5
I.2.1.3. Le Néogène .....	5
I.2.1.4. Le Miocène.....	5
I.2.1.5. le Pliocène .....	5
I.2.1.6. Le Quaternaire.....	6
I.3. Géologie locale .....	6
I.3.1. Stratigraphie.....	6
I.3.1.1. Marnes de l’Helvétien et calcaires à Mélobésiées.....	6
I.3.1.2. Marnes et argiles carteniennes .....	7

I.3.1.3. Grès cartennien.....	7
I.3.1.4. Grès et poudingues cartennien .....	7
I.3.1.5. Grès quartzeux mouchetés .....	8
I.3.2. Tectonique de la région.....	8
I.4. Hydrogéologie.....	9
I.5. Hydroclimatologie .....	10
I.5.1. Les vents .....	10
I.5.2. Les températures et les précipitations .....	10
Conclusion.....	11

## **Chapitre II : Les caractéristiques du massif rocheux.**

Introduction .....	12
II.1. Définition d'un massif rocheux .....	12
II.2. Structure d'un massif rocheux .....	12
II.2.1. Matrice rocheuse .....	13
II.2.1.1. Définition.....	13
II.2.1.2. Description pétrographique .....	13
II.2.2. Les discontinuités.....	13
II.2.2.1. Type des discontinuités .....	13
II.2.2.2. Les paramètres géométriques .....	15
II.2.3. L'influence des discontinuités structurales sur l'efficacité de tir .....	16
II.3. Propriétés physico-mécaniques des roches .....	17
II.3.1. Propriétés physiques des roches.....	17
II.3.1.1. La porosité .....	17
II.3.1.2. La masse volumique .....	18
II.3.1.3. La densité.....	19

---

II.3.1.4.	La perméabilité .....	19
II.3.1.5.	La teneur en eau.....	19
II.3.1.6.	Le degré de saturation.....	19
II.3.1.7.	La dureté .....	19
II.3.1.8.	Le degré de fissuration des roches.....	19
II.3.1.9.	L'abrasivité .....	20
II.3.1.10.	L'altérabilité .....	21
II.4.	Les propriétés mécaniques des roches .....	21
II.4.1.	La résistance à la compression.....	21
II.4.2.	La résistance au cisaillement.....	22
II.5.	Travaux et essais effectués à l'échelle du périmètre.....	23
II.5.1.	Echantillonnage.....	23
II.5.1.1.	Mode opératoire.....	23
II.5.2.	Travaux de laboratoire .....	23
II.5.2.1.	Caractéristiques chimiques .....	24
II.5.2.2.	Etude pétrographique.....	24
II.5.2.3.	Résultats des essais physico-mécaniques .....	25
Conclusion.....		26

### **Chapitre III : Conditions technico-minières et l'ouverture de la colline.**

Introduction .....	27
III.1.les conditions technico-minière de la carrière.....	27
III.1.1. Organisation des travaux d'exploitation .....	27
III.1.1.1. Le nombre de jours ouvrables par an.....	28
III.1.1.2. Le nombre des heures de travail par jour .....	28
III.1.1.3. Le nombre d'heures de travail par mois .....	29

---

III.1.1.4. Le nombre des heurs de travail par an .....	29
III.1.2. Préparation mécanique (concassage) .....	29
III.1.2.1. La capacité de production .....	30
III.1.2.1.a. La production annuelle .....	30
III.1.2.1.b. La production horaire .....	30
III.1.2.1.c. La production journalière .....	31
III.1.2.1.d. La production mensuelle .....	31
III.1.3. L'évaluation des réserves .....	31
III.1.3.1. Estimation des réserves exploitables et calcul des volumes .....	32
III.1.4. Durée de vie de la carrière .....	33
III.2.Ouverture de la partie proposée pour l'exploitation .....	34
III.2.1. Traçage des pistes et leurs caractéristiques .....	35
III.2.1.1. Itinéraire de la piste .....	35
III.2.1.2. Largeur de la piste .....	36
III.2.1.3. La longueur de la piste principale .....	37
III.2.1.4. Pente de la piste .....	37
III.2.1.5. L'angle du talus de la demi-tranchée .....	38
III.2.2. Mode de creusement de la demi-tranchée .....	38
III.2.2.1. La phase 01 .....	38
III.2.2.2. La phase 02 .....	39
III.2.2.3. La phase 03 .....	38
III.2.2.4. La phase 04 .....	40
Conclusion .....	41
 <b>Chapitre IV: Processus de la technologie d'exploitation du gisement</b>	
Introduction .....	40
IV.1.Généralités sur les méthodes d'exploitation .....	42

---

IV.1.1. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert .....	43
IV.1.1.1. méthode d'exploitation sans transport.....	43
IV.1.1.2. Méthode avec emploi d'engins de transfert .....	43
IV.1.1.3. Méthode spéciale .....	43
IV.1.1.4. Méthode avec transport des déblais.....	43
IV.1.1.5. Méthodes mixtes.....	43
IV.1.2. Principaux éléments du système d'exploitation .....	43
IV.1.2.1. Le gradin.....	44
IV.1.2.2. La largeur d'enlevure.....	45
IV.1.2.3. Plate-forme de travail .....	46
IV.1.2.4. Vitesse de déplacement du chantier.....	48
IV.2.dimensions du bloc maximal abattu.....	48
IV.3.Technique d'abattage .....	49
IV.3.1. Mode d'abattage par pelle et par excavateur .....	50
IV.3.2. Mode d'abattage à l'explosif.....	50
IV.4.Les explosifs .....	51
IV.4.1. Définition .....	51
IV.4.2. Catégories d'explosifs .....	51
IV.4.3. Caractéristiques des explosifs .....	51
IV.4.3.1. Vitesse de détonation.....	51
IV.4.3.2. Coefficient de self excitation.....	51
IV.4.3.3. Puissance et brisance .....	52
IV.4.3.4. Densité.....	52
IV.4.4. Explosifs utilisés dans la carrière de Meftah .....	52
IV.4.4.1. MARMANIT II .....	52
IV.4.4.2. ANFOMIL .....	53

---

IV.4.5. Effets de l'explosif sur la roche .....	54
IV.5.La conception du plan de tir .....	55
IV.6.Les paramètres d'un plan de tir .....	56
IV.6.1. Qualité de la foration .....	57
IV.6.1.1. Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage .....	58
IV.6.2. Diamètre du trou .....	58
IV.6.3. Inclinaison du trou .....	59
IV.6.4. La ligne de moindre résistance (Banquette maximale).....	60
IV.6.5. L'espacement .....	62
IV.6.6. Taille et configuration du tir .....	63
IV.6.7. L'excès de forage (Le sous-foration).....	63
IV.6.8. Détermination de la longueur de foration .....	63
IV.6.9. La hauteur de la charge du pied .....	64
IV.6.10. Charge linéaire de pied $C_p$ .....	65
IV.6.11. Quantité d'explosif au pied du gradin .....	65
IV.6.12. La hauteur du bourrage .....	65
IV.6.13. La hauteur de la charge de colonne.....	66
IV.6.14. Charge linéaire de colonne.....	66
IV.6.15. Quantité d'explosif en colonne.....	66
IV.6.16. Quantité de charge d'explosifs dans un trou .....	66
IV.6.17. Consommation spécifique d'explosif .....	67
IV.6.18. Volume de roche abattu par un trou.....	67
IV.6.19. Nombre de trous forés nécessaire en une semaine.....	68
IV.6.20. Nombre de rangées .....	68
IV.6.21. Volume de roche abattu par deux volées .....	69
IV.7.Foration .....	70

---

IV.7.1. Les paramètres caractérisant l'engin de Foration .....	71
IV.7.2. Choix du matériel de foration .....	71
IV.8.Dimensionnement des matériels utilisés dans le processus de production .....	72
IV.8.1. Chariot de forage.....	72
IV.8.1.1. Rendement du chariot de forage .....	72
IV.8.1.2. Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurer la production souhaitée .	73
IV.9.Système d'amorçage .....	73
IV.9.1. Le type d'amorçage.....	74
IV.9.1.1. Amorçage hors de trou .....	74
IV.9.1.2. Amorçage fond de trou .....	74
IV.9.2. L'efficacité du type d'amorçage .....	75
IV.10.Chargement .....	76
IV.10.1. Dimensionnement de chargement.....	77
IV.10.1.1. Détermination du temps de cycle de la chargeuse .....	77
IV.10.1.2. Détermination du coefficient de remplissage du godet de la chargeuse .....	78
IV.10.1.3. La capacité de godet de la chargeuse .....	78
IV.10.1.4. Le rendement de la chargeuse .....	78
IV.10.1.5. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un dumper .....	79
IV.10.1.6. La durée de chargement d'un dumper.....	80
IV.11.Le transport .....	80
IV.11.1. Choix du mode de transport .....	81
IV.11.2. Dimensionnement des engins de transport .....	81
IV.11.2.1. Calcul du rendement d'un dumper par poste .....	82
IV.11.2.2. Calcul du nombre de dumpers .....	84
Conclusion.....	85

---

**Chapitre V : Plans d'exploitation de la carrière de Djebel Zerouala.**

Introduction .....	86
V.1. Phases d'exploitation de la carrière Djebel Zerouala.....	86
V.1.1. Phase N°1 .....	86
V.1.2. Phase N°2.....	86
V.1.3. Phase N°3.....	87
V.1.4. Phase N°4.....	87
<b>Conclusion générale .....</b>	<b>93</b>
Référence bibliographique .....	94
Annexes.	



## Liste des tableaux

### Chapitre I

<b>Tableau I.1</b> : Les coordonnées en UTM de la carrière de Meftah .....	3
<b>Tableau I.2</b> : Fréquences des vents en pourcentage (Seltzer, 1948). .....	10
<b>Tableau I.3</b> : Evolution des températures et précipitations pendant l'année (2004).....	11

### Chapitre II

<b>Tableau II.1</b> : Intervalles de porosité de plusieurs roches communes .....	18
<b>Tableau II.2</b> : L'abrasivité d'un certain type des roches. ....	21
<b>Tableau II.3</b> : Composition chimique moyenne pondérée par sondage et moyenne générale du gisement. ....	24
<b>Tableau II.4</b> : Les résultats des analyses pétrographiques .....	25
<b>Tableau II.5</b> : Résultats des échantillons de laboratoires. ....	25

### Chapitre III

<b>Tableau III.1</b> : Les caractéristiques du concasseur utilisé dans la carrière .....	28
<b>Tableau III.2</b> : Calcul des surfaces de chaque niveau .....	31
<b>Tableau III.3</b> : Calcul des volumes des tonnages de chaque niveau.....	31
<b>Tableau III.4</b> : Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté .....	36

### Chapitre IV

<b>Tableau IV.1</b> : Caractéristiques des explosifs utilisés à Meftah .....	51
<b>Tableau IV.2</b> : Résistance au tirage de quelques roches .....	58
<b>Tableau IV.3</b> : La valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou. ..	59
<b>Tableau IV.4</b> : Caractéristiques techniques de la chargeuse CAT 990 II .....	75
<b>Tableau IV.5</b> : Chronométrage du temps de cycles de la chargeuse CAT990.....	76

**Tableau IV.6** : Caractéristiques techniques du dumper Caterpillar 775E ..... 80

**Tableau IV.7** : Chronométrage du temps de cycles du dumper 775E ..... 81

## **Chapitre V**

**Tableau V.1** : Tableau récapitulatif des réserves exploitables. ... ..... 85

---

## Liste des figures

### Chapitre I

<b>Figure I.1</b> : Situation géographique de la carrière de Meftah .....	2
<b>Figure I.2</b> : Limites du contour du périmètre d'exploration (la carrière actuelle en exploitation .....	3
<b>Figure I.3</b> : Localisation du sous bassin versant de Djebel Zerouala.....	4

### Chapitre II

<b>Figure II.1</b> : Plans de stratification.....	14
<b>Figure II.2</b> : Exemple d'une diaclase .....	14
<b>Figure II.3</b> : Exemple des failles .....	15
<b>Figure II.4</b> : Mesure de l'orientation du plan de discontinuité .....	15
<b>Figure II.5</b> : Dispositif expérimental.....	22
<b>Figure II.6</b> : Schéma de la Compression uniaxiale .....	22

### Chapitre III

<b>Figure III.1</b> : Profil en largeur de la piste .....	35
<b>Figure III.2</b> : Préparation de la plate forme .....	37
<b>Figure III.3</b> : Evacuation des déblais .....	37
<b>Figure III.4</b> : Foration des trous de mine .....	38
<b>Figure III.5</b> : Tir et chargement des déblais.....	38

---

## Chapitre IV

<b>Figure IV.1</b> : Éléments de système d'exploitation .....	42
<b>Figure IV.2.</b> Schéma de la plateforme de travail (abatage à l'explosif) .....	46
<b>Figure IV.3</b> :L'effet des explosifs sur la roche .....	53
<b>Figure IV.4</b> : Géométrie et terminologie du plan de tir.....	55
<b>Figure IV.5</b> : Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abatage .....	56
<b>Figure IV.6</b> : Choix de diamètre du trou en fonction de la hauteur du gradin .....	57
<b>Figure IV.7</b> : Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert .....	61
<b>Figure IV.8</b> : Paramètres de chargement dans un plan de tir .....	67
<b>Figure IV.9</b> : le plan de tir avec une séquence d'amorçage pour des tirs en V .....	68
<b>Figure IV.10</b> : Amorçage fond de trou et hors de trou.....	73

## Chapitre V

<b>Plan V.1</b> : Plan topographique de la zone à exploiter. ...	86
<b>Plan V.2</b> : Plan d'exploitation N°1 de la carrière calcaire. ....	87
<b>Plan V.3</b> : Plan d'exploitation N°2 de la carrière calcaire. ....	88
<b>Plan V.4</b> : Plan d'exploitation N°3 de la carrière calcaire. ....	89
<b>Plan V.5</b> : Plan d'exploitation N°4 de la carrière calcaire. ....	90

## Liste des abréviations

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

**C S E** : Coefficient de Self Excitation.

**CUP** : Coefficient d'Utilisation Pratique.

**E M R** : Entretien du Matériel Roulant.

**IAC** : l'Indice d'Abrasivité Cerchar.

**SE** : Sud-Est.

**ONEX** : Office National des Explosifs.

**RWS** : Puissance de l'explosif.

**U.T.M** : Universel Transversal Mercator.

# Introduction générale

## Introduction

La demande croissante en ciment dans notre pays fait appel aux entreprises productives du ciment d'augmenter leur production. Le calcaire est l'un des éléments importants (plus de 80% de constitution du ciment) pour la production de cette matière. La carrière de Meftah, exploitée par la société Lafarge et le groupe GICA Cimenterie de Mitidja, dans le centre du pays (Wilaya de Blida). Ce projet entre dans le cadre d'une étude d'exploitation du gisement de calcaire de la colline située au Sud-est de la partie exploitée actuellement qui est en voie d'épuisement (colline de Djebel Zerouala).

L'objectif de notre travail consiste d'une part, à établir un plan d'exploitation y compris les paramètres d'exploitation, les plans d'ouverture et des tirs de mines, et d'autre part, le chargement et le transport dans la carrière ainsi que le dimensionnement des matériels afin de satisfaire les opérations de production projetées.

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

- ✓ Le premier chapitre est réservé à la description géologique des différentes formations rencontrées ainsi que l'étude hydrogéologique et climatologique du site d'étude de Djebel Zerouala.
- ✓ Le second chapitre il se base sur des études antérieures dans ce domaine, qui donne une idée sur la qualité du massif objet de notre étude.
- ✓ Le troisième chapitre, traite des conditions techniques et minières de la carrière, l'évaluation des réserves et l'ouverture d'un niveau initial qui va permettre par la suite le développement de l'exploitation de la colline Sud-est.
- ✓ Le quatrième chapitre, se rapporte au processus de la technologie d'exploitation du gisement où nous détaillons la méthode d'exploitation, la conduite des travaux miniers, le plan de tir et la mécanisation de ces travaux.
- ✓ Un cinquième chapitre, est consacré aux phases d'exploitation de la carrière de Djebel Zerouala.

# Chapitre 01

*Le cadre géologique du gisement*

## Introduction

Ce chapitre fait l'objet d'une présentation succincte de la carrière de Meftah, d'une description détaillée de la géologie et hydrogéologie de la carrière ainsi que celle du gisement de calcaire exploité pour énoncer enfin des données climatiques du site étudié.

### I.1. Caractéristiques générales

#### I.1.1. Situation géographique

La carrière est située à environ 23 km au Sud-Est d'Alger à proximité de la ville de Meftah dans la Wilaya de Blida. Elle alimente la cimenterie de Meftah. La production est de 1 500 000 tonnes par an.

Cette carrière, est d'orientation N-S, elle est localisée dans le Djebel Zerouala sur le versant Nord de l'Atlas Blidiéen. Elle domine la plaine de la Mitidja et son exploitation à flanc de coteau présente un impact visuel fort depuis la ville de Meftah, jusqu'à l'agglomération d'Alger, et en particulier son aéroport international.

Sa superficie est de 48 ha. Son point haut se situe à la cote 295 m. Le pied est à la cote 140 m. [34]

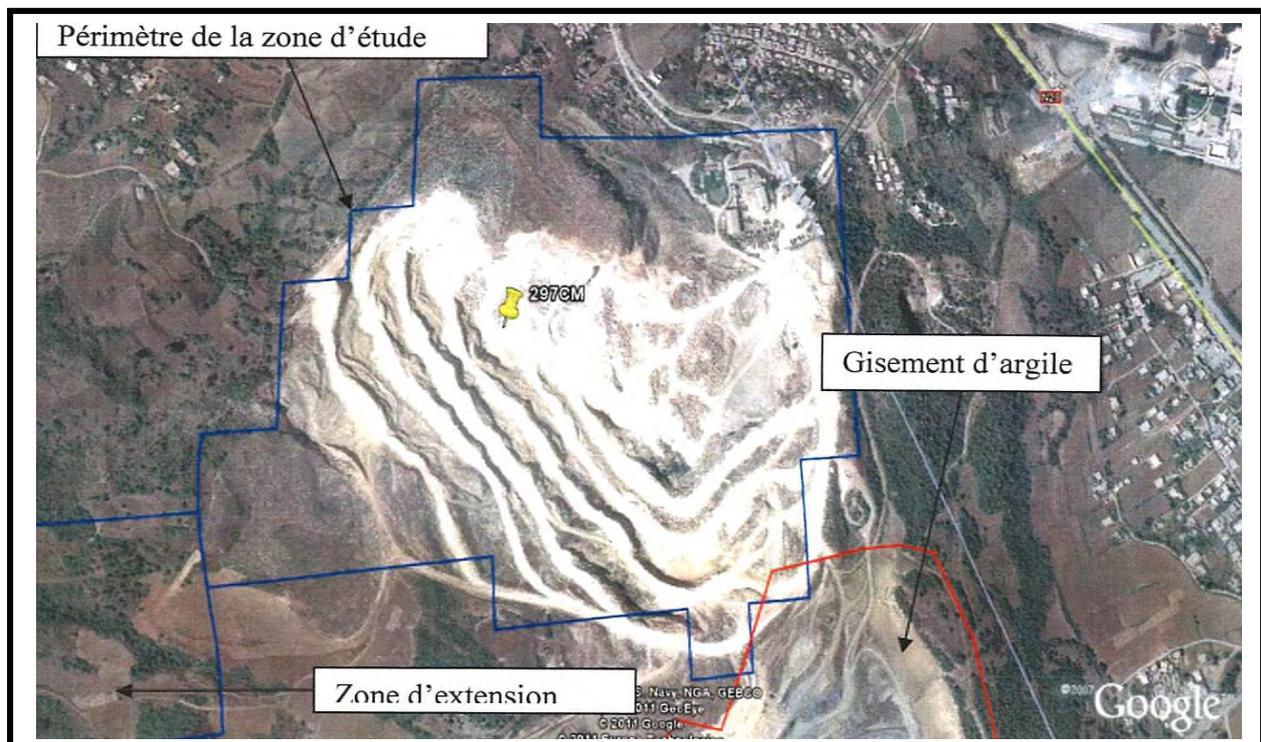


Figure I.1. Situation géographique de la carrière de Meftah. [34]

Les coordonnées en UTM et Lambert des points limites du contour général du périmètre d'exploitation de la concession minière sont données dans le tableau suivant :

**Tableau I.1.** Les coordonnées en UTM de la carrière de Meftah.

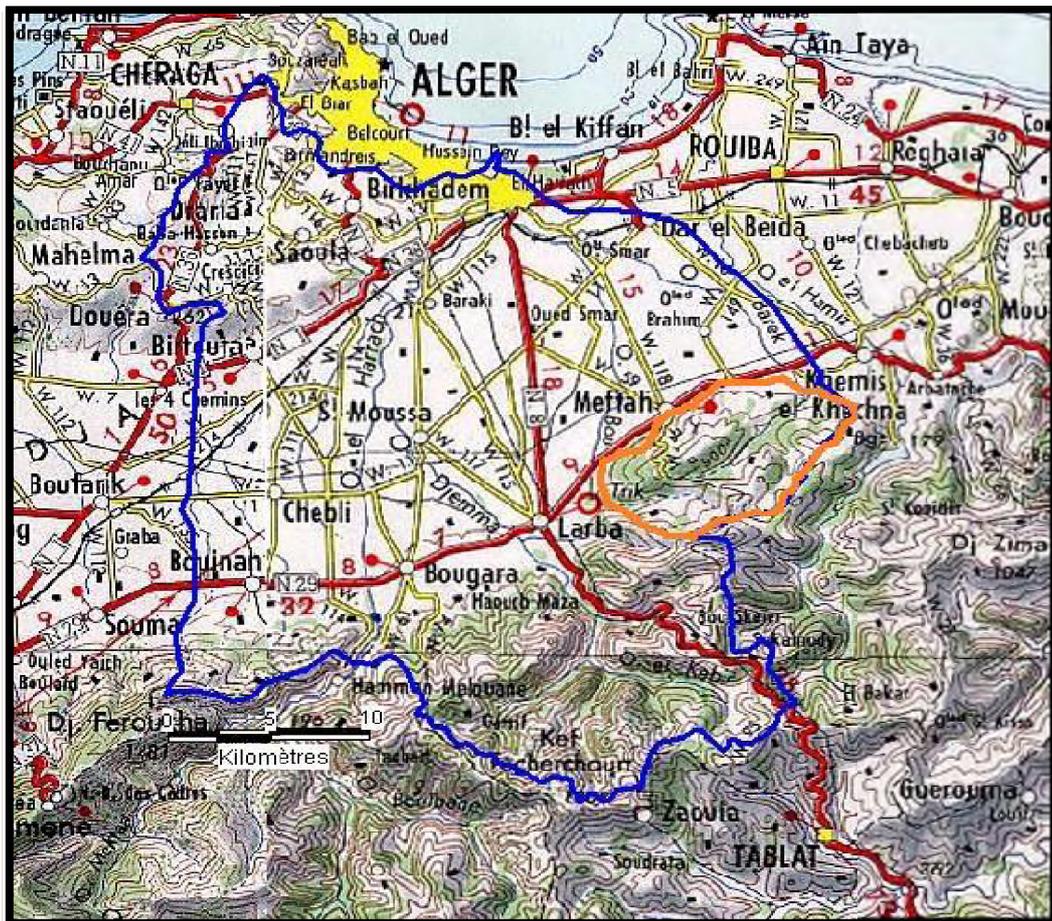
Points	X	Y	Points	X	Y
<b>A</b>	521 000	4 052 800	<b>K</b>	521 600	4 051 800
<b>B</b>	521 500	4 052 800	<b>L</b>	521 400	4 051 800
<b>C</b>	521 500	4 052 700	<b>M</b>	521 400	4 051 900
<b>D</b>	521 700	4 052 700	<b>N</b>	521 200	4 051 900
<b>E</b>	521 700	4 052 600	<b>O</b>	521 200	4 052 000
<b>F</b>	521 800	4 052 600	<b>P</b>	521 100	4 052 000
<b>G</b>	521 800	4 052 500	<b>Q</b>	521 100	4 052 100
<b>H</b>	521 700	4 052 500	<b>R</b>	520 900	4 052 100
<b>I</b>	521 700	4 052 200	<b>S</b>	520 900	4 052 300
<b>J</b>	521 600	4 052 200	<b>T</b>	521 000	4 052 300



**Figure I.2.** Limites du contour du périmètre d'exploration (la carrière actuelle en exploitation). [34]

### I.1.2. Géomorphologie et hydrographie

Le site étudié est circonscrit dans la partie septentrionale de l'Atlas Blidéen à relief très escarpé et d'altitude moyenne de 150 à 900m. Sur les montagnes et les piémonts, se développe la culture de l'olive et d'autres espèces forestières telles que le peuplier, le chêne-liège et le pin. En plusieurs endroits, l'absence du couvert végétal accroît l'érosion hydrique et engendre des figures de ravinement. Sur le plan hydrographique, les fortes pentes de l'Atlas Blidéen, conjuguées à des terrains de perméabilité médiocre permettent le développement d'un réseau hydrographique assez dense en amont. Par contre, à l'aval, les caractéristiques morphométriques du bassin suggèrent une infiltration aux dépens du ruissellement. En effet, le bassin est d'une forme allongée entraînant un temps de concentration très long ce qui favoriserait l'infiltration des écoulements superficiels. [34]



**Figure I.3.** Localisation du sous bassin versant de Djebel Zerouala. [34]

## **I.2. Géologie régionale**

### **I.2.1. La litho-Stratigraphie**

Le gisement de calcaire du Djebel Zerrouala est caractérisé par une structure géologique complexe comme en témoignent les nombreuses discordances et les différents plissements ayant affecté les terrains. De plus, les travaux de sondage ont révélé l'existence de cassures et failles par le biais des rejets de fortes à moyenne amplitude.

Le gisement est constitué d'un calcaire Helvétien d'âge Miocène inférieur recouvre les plus anciennes formations de la région d'âge (Trias – Paléogène), reposant sur les grès et sur le conglomérat, il est en majeure partie fort en calcium, mais se réduit graduellement en calcaire siliceux. Les formations géologiques qui prennent part à la constitution du gisement sont les dépôts récents Plio-quaternaires, du miocène et de l'éocène. Les formations géologiques reconnues dans la région se traduisent du bas en haut comme suit [39] :

#### **I.2.1.1. Le Trias**

Il est représenté par des grès, du gypse et des conglomérats. Sa puissance atteint environ 1500m.

#### **I.2.1.2. Le Crétacé**

Le crétacé couvre presque la totalité du massif de l'Atlas Blidéen avec une puissance de 1000m environ. Il est représenté par des calcaires, des grès et des argiles.

#### **I.2.1.3. Le Néogène**

Le Néogène affleure surtout au Sud-ouest de la wilaya et en lentilles dans la région de Blida et de Meftah. Ses formations apparaissent au Miocène et au Pliocène.

#### **I.2.1.4. Le Miocène**

Est constitué de marnes compactes et d'argiles marneuses avec des intercalations de grès peu importantes, sa puissance est de 1000 m.

#### **I.2.1.5. le Pliocène**

Est représenté par des argiles marneuses, des calcaires, du sable et des grès calcaireux. Sa puissance est de 150 m.

### **I.2.1.6. Le Quaternaire**

Il recouvre une grande partie de la Mitidja. Les dépôts de cet âge sont constitués de sable, d'alluvions anciennes, des galets de roches argilo-carbonatées, de terrasses marines, de limons sableux, alluvions et délutions. La puissance de cette série atteint environ 3000 m.

## **I.3. Géologie locale**

Cette synthèse géologique est inspirée essentiellement de l'étude géologique effectuée auparavant, complétée par l'exploitation des travaux de Glangeand et Ayme (1964), de Bennie and Partners (1983) et Watts, Griffis and Mac Ouat Ltd(2009) ainsi que par nos observations de terrain.

Le Djebel Zerouala et le massif montagneux situé à l'Est de Larbaa correspondent au flanc Nord du grand anticlinal atlasique ou au flanc Sud du synclinal Mitidjien. Ici, l'érosion a découpé profondément la surface structurale primitive en mettant à nu sous le Pliocène et le Miocène, les terrains éocènes, secondaires et primaires. [39]

### **I.3.1. Stratigraphie**

Nous ne décrivons ici que les formations observables localement.

#### **I.3.1.1. Marnes de l'Helvétien et calcaires à Mélobésiées**

Les marnes sont jaunes en surface, grises en profondeur, refermant des huîtres avec empreintes de végétaux (Algues).

Au Sud-est de Khemis-El-Khechna, ces marnes de 50m de puissance contiennent des lentilles de calcaires à Mélobésiées. Le faciès de mélobésiées ou calcaires de Meftah se substituent complètement au faciès marneux dans le djebel Zerouala.

Les calcaires de Meftah atteignent au maximum 40 ou 50m d'épaisseur au Sud de Meftah où ils renferment des Foraminifères et Lamellibranches (Pecten). Les marnes à Khemis-El-Khechna et les calcaires, à 4km à l'Est de Meftah, reposent sur les tufs éruptifs (m2δ) dont les éléments sont empruntés aux coulées miocènes émises au Nord-est de Meftah. Ces tufs n'atteignent d'ailleurs guère plus de un mètre d'épaisseur.

Comme les calcaires reposent en transgression et discordance sur le Cartennien et l'Eocène supérieur, ils ont été attribués, à l'Helvétien.

A l'Est de Sidi-El-Mokhfi et Ouled Tahar, les calcaires débutent en plusieurs endroits par un niveau riche en galets roulés empruntés aux poudingues Cartennien sous-jacent.

Ces calcaires de couleur jaune clair à blanchâtre, dures à moins dures, cristallins, à grains fins riches le plus souvent en débris de coquilles sont parcourus de veinules stylolytiques le long des parois de la carotte et quand ils sont fissurés, on note très souvent la présence d'argile rougeâtre avec filonets de calcite. Ces fissures ont des dimensions variables qui vont de quelques millimètres à plusieurs dizaines de centimètres auxquelles l'argile rouge est toujours associée. On note également la présence de karsts et cavités.

### **I.3.1.2. Marnes et argiles cartenniennes**

Elles sont dures et d'un gris bleuté en profondeur, plastiques et grises en surface, rarement jaunâtres localement sur le versant Nord du Djebel Zerouala, elles n'ont fourni que des débris d'Echnides indéterminables; elles sont recouvertes par les calcaires de Meftah et passent latéralement à l'Est à des bancs de grès, probablement cartenniens.

### **I.3.1.3. Grès cartennien**

Ce sont des grès littoraux gris, roses ou verdâtres avec quelques bancs de cailloutis et des lentilles de marnes avec cristaux de gypse. Ils paraissent représenter un faciès latéral des marnes. Leur puissance atteint 150m dans le djebel Zerouala et diminue progressivement à l'Est.

### **I.3.1.4. Grès et poudingues cartennien**

Les poudingues à ciment de couleur rouge ont emprunté leurs éléments aux quartzites du Crétacé et de l'Eocène supérieur. Ces poudingues de formation continentale ou littorale, dominant au Sud du parallèle passant par Meftah et passent peu à peu au Nord de ce parallèle aux grès précédents.

La formation présente plus de 200mètres aux Ouled Tahar; elle diminue d'épaisseur à l'Ouest et n'a plus que quelques mètres à l'extrémité Sud-Ouest de Djebel Zerouala. Elle est dépourvue de fossiles.

Un tuf gréseux renfermant quelques débris éruptifs et affleurant dans l'Oued M'Sallah, a été attribué au Cartennien.

Les poudingues se trouvent à la base des calcaires précédents. Ils sont constitués d'un ciment rouge brique. Ce sont des roches très dures ressemblant à des quartzites avec des épaisseurs considérables. Ils sont rugueux également au toucher et très souvent se trouvent associés aux argiles de même couleur.

On observe des poudingues à grains fins et grains grossiers. De même on rencontre des poudingues à ciment rouge mais également des poudingues de couleur bleuâtre. La puissance de cette assise est considérable puisqu'elle est déjà visible au pied du Djebel Zerouala.

### **I.3.1.5. Grès quartzeux mouchetés**

Ils constituent les termes supérieurs de la série Eocène et forment souvent des escarpements. Au centre des synclinaux, les couches marquées peuvent représenter une partie de l'Oligocène qui serait ici azoïque. [39]

### **I.3.2. Tectonique de la région**

Dans le massif de l'Atlas Blidéen comme la plupart des massifs de la région du littorale, plusieurs phases de plissements ont superposé leurs effets pendant le tertiaire.

- ✓ Des plissements post-Eocène qui ont duré probablement jusqu'au début du quaternaire et se manifestent par des plis simples.
- ✓ Une phase tectonique majeure d'âge Lutétien supérieur-Priabonien inférieur ayant violemment disloqués les couches.

On peut séparer les deux phases en observant que le flysch d'âge éocène supérieur est transgressif et discordant sur les plis d'âge Lutétien ( Koudiat-El-Maden, Koudia-Tichatect..).

Dans les plissements post-Eocène on distingue :

- A. Des plissements intéressant le Néogène et le Quaternaire.
- ✓ Au Nord –Ouest, l'anticlinal post-astien du Sahel d'Alger, bordé au Sud par la flexure nord- mitidjienne.
  - ✓ Le synclinal ou « flexur-graben » correspond à la plaine mitidjienne.
  - ✓ Une flexure (flexure submitidjienne) borde la Mitidja au Sud d'une ligne passant par Meftah, Khemis-El-Khechna. Le long de cette ligne toutes les couches néogènes sont

redressées. Les couches pliocènes elles-mêmes sont verticales au voisinage de Meftah.

- ✓ Au Sud de cette flexure, le Djebel Zerouala correspond à un brachyanticlinal de direction Sud-Ouest Nord-Est.

B. Des plissements intéressant l'Eocène supérieur et les terrains antérieurs.

- ✓ Au Nord, le synclinal de l'Arbatache.
- ✓ Une zone anticlinale se présentant sous forme d'un chapelet de dômes, dôme de Korilla, du Djebel Guergour et du Koudiat-El-Madene.
- ✓ Synclinal de Dra-El-Diss.
- ✓ Anticlinal de Djraïdia.
- ✓ Synclinal du Djebel Zima.

Enfin, la bordure de la région de Meftah est suivie par une zone anticlinale où affleure largement le Crétacé.

Les dernières manifestations orogéniques dans cette région sont nettement postérieures à l'Astien et paraissent même avoir intéressé les marnes d'El-Harrach (Pliocène supérieur, quaternaire inférieur). [34]

#### **I.4. Hydrogéologie**

Sur la base de la synthèse litho stratigraphique et structurale mais également sur la base de la coupe NW-SE réalisé auparavant à travers le Djebel Zerouala, nous avons pu identifier les formations aquifères suivantes :

- ✓ Aquifère des calcaires à Mélobésiées de l'Helvétien ;
- ✓ Aquifère des grès et poudingues du Cartennien ;
- ✓ Grès du Cartennien ;

La structuration géologique du Djebel Zerouala forme un synclinorium faillé. Les calcaires helvétiques sont discordants sur les formations carténiennes et l'ensemble épais de 250m environs repose en discordance sur les terrains de l'Eocène.

Le report des sources et points d'eau inventoriées sur la carte géologique montre que toutes les émergences jaillissent dans les formations calcaires. Cet aspect est également souligné par le facies chimique des eaux analysés. [34]

## I.5. Hydroclimatologie

L'Atlas blidéen jouit d'un climat méditerranéen subhumide caractérisant l'ensemble des régions côtières. Le climat devient plus humide et continental sur les reliefs du Sud où l'on enregistre une baisse sensible des températures.

### I.5.1. Les vents

La moyenne mensuelle des vitesses de vent est de 5 à 6 Km/h. Les vents dominant dans la région d'étude sont généralement ceux de l'Ouest et Nord-est, comme le montre le tableau suivant. Le sirocco provenant du désert affecte la région surtout en période estivale avec une moyenne de 18 jours par an.

**Tableau I.2.** Fréquences des vents en pourcentage. [34]

Direction	N	NE	E	SE	SW	S	W	NW
FV%	10	15,6	5,6	1,6	10,2	3,1	18,6	5,2

### I.5.2. Les températures et les précipitations

D'après les résultats des températures nous pouvons subdiviser l'année en quatre saisons :

- ✓ Une saison froide de janvier en mars avec des températures de 13,4° à 15,4° ;
- ✓ Une saison moins chaude, d'avril en juin avec des températures oscillantes entre 16,8 et 25,18° ;
- ✓ Une saison chaude de juillet en septembre (32,4-44,7°) ;
- ✓ Une saison moins froide d'octobre en décembre (22,6-15,13°).

La moyenne annuelle des précipitations varie entre 600 à 700 mm à l'échelle du bassin versant d'Oued El Harrach et 750 mm pour la partie amont de ce bassin. [34]

**Tableau I.3.** Evolution des températures et précipitations pendant l'année (2004). [34]

Mois	Jan	Fév	Mars	Avril	Mai	Juin	Juill	Aout	Sept	Oct	Nov	Déc
T(c°)	13.42	13.87	15.40	16.84	20.65	25.18	27.41	28.83	25.73	22.61	17.94	15.13
P(mm)	109.98	75.31	48.14	70.15	45.11	7.45	2.62	4.99	29.54	53.44	83.99	101.77

## Conclusion

A l'issue des travaux géologiques qui ont été accomplis par la firme canadienne WATTS GRIFFIS & MCOUAT LIMITED, le gisement de calcaire reconnu est important et est en mesure de fournir du calcaire de bonne qualité pour les besoins de la cimenterie de Meftah qui l'exploite avec un taux de production annuel de l'ordre de 1 500 000 tonnes.

# Chapitre 02

*Les caractéristiques du massif rocheux*

## Introduction

La reconnaissance des massifs rocheux permet d'appréhender les problèmes qui peuvent se poser lors de l'étude d'un projet d'exploitation. La reconnaissance des propriétés d'un terrain constitue le lien entre la cause d'un sinistre et les remèdes que l'on se propose de mettre en place.

Les propriétés physico-mécaniques des roches et des sols sont une source capitale dans la compréhension de son comportement dont la complexité est avérée. Ces dernières ont une grande influence sur la stabilité des talus et des pentes.

Parmi les propriétés physiques, les plus importantes sont : la masse volumique, la porosité, l'humidité et la dureté...

Les propriétés mécaniques sont : la résistance à la compression, la résistance à la traction et la résistance au cisaillement (l'angle de frottement interne et la cohésion).

### II.1. Définition d'un massif rocheux

Le massif rocheux est une structure très complexe formé d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes et des discontinuités. Il est assimilé à un assemblage de blocs constitués de matrices rocheuses délimités par des discontinuités qui sont des sites de faiblesse mécanique et des lieux privilégiés de circulation d'eau. [23]

### II.2. Structure d'un massif rocheux

Pour mieux étudier le comportement mécanique d'un massif rocheux, nous l'assimilerons à un assemblage de bloc :

- Les blocs constitués par un matériau que nous appellerons la matrice rocheuse ;
- Les blocs sont délimités par des fissures naturelles que nous désignerons sous le terme de discontinuités. [23]

## **II.2.1. Matrice rocheuse**

### **II.2.1.1. Définition**

La matrice rocheuse est définie comme un volume de roche intacte qui possède des propriétés hétérogènes et non coupées par des discontinuités.

La description de la matrices rocheuses passe par la détermination des caractéristiques (physiques, mécaniques,...etc.) du matériau la constituant ; cela fait appel à un nombre d'identification et à des essais en laboratoire, effectués sur des échantillons prélevés in situ.

Les techniques de prélèvement d'échantillon sont diverses, on en cite :

- Le carottage à partir de la surface ; (annexe1).
- Le découpage de blocs au moyen d'une tronçonneuse à roches ;
- L'arrachage des blocs prédécoupés par des fissures, ou le prélèvement de blocs provenant d'un éboulement ou d'un tir à l'explosif (bien que dans ce cas on risque de provoquer une dégradation de la roche). [11]

### **II.2.1.2. Description pétrographique**

La description pétrographique consiste à déterminer la nature des différents minéraux, leur abondance relative, leur degré d'altération, leur taille et leur agencement, ainsi que l'existence éventuelle de pores.

## **II.2.2. Les discontinuités**

Tout massif rocheux possède des défauts qui correspondent à des zones de faiblesses, le long desquelles les propriétés mécaniques de la roche sont fortement dégradées. Ces zones correspondent aux discontinuités mécaniquement, ils présentent des propriétés plus faibles que celles du matériau rocheux (faible résistances au cisaillement, résistances à la traction négligeable, grande déformabilités et conductivité hydraulique...etc.). [41]

### **II.2.2.1. Type des discontinuités**

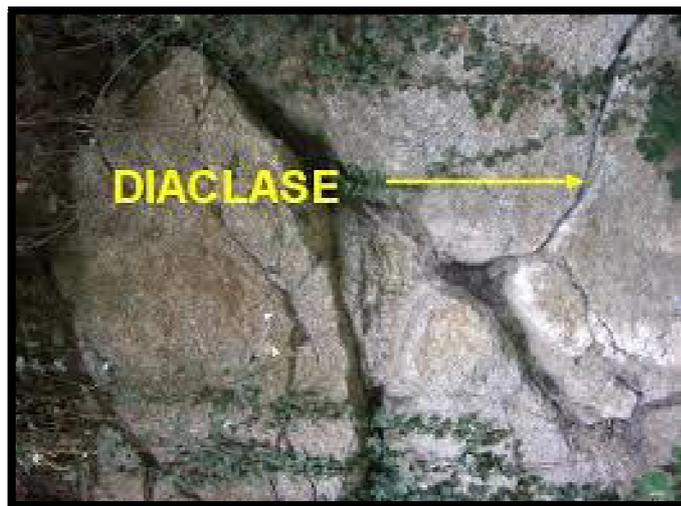
#### **a) Joints de stratification**

C'est l'interface entre couches sédimentaires disposées en parallèle. Certain plans de stratification peuvent aussi devenir des zones potentielles d'altération et de poches d'eau souterraines. [41]



**Figure II.1.** Plans de stratification. [41]

- b) **Fracture** : terme général désignant toute cassure dans la roche.
- c) **Diaclases** : du grec “ dia“, à travers, et klasis, ce sont fracture sans mouvement de cisaillement.



**Figure II.2.**Exemple d'une diaclase. [41]

- d) **Fissure** : discontinuité ne traversant pas complètement l'objet considéré.
- e) **Failles** : ce sont des discontinuités planes résultant d'un mouvement de cisaillement (le déplacement).

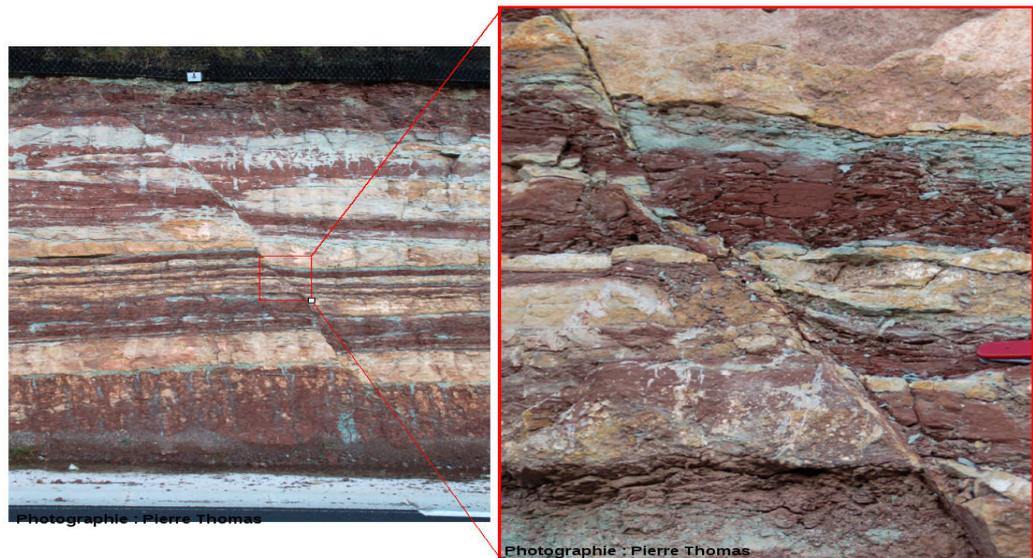


Figure II.3. Exemple des failles. [41]

### II.2.2.2. Les paramètres géométriques

- **Position dans l'espace** : C'est la localisation de la discontinuité dans l'espace par ses coordonnées dans un repère choisi (Ox, Oy, Oz)
- **Orientation** : L'orientation du plan moyen d'une discontinuité est définie par deux angles, un pendage (inclinaison : l'angle que fait une ligne de fissure avec le plan horizontal) et un azimut (c'est l'angle que fait l'horizontale du plan de la discontinuité avec le Nord magnétique). L'orientation des discontinuités contrôle la possibilité de condition instables ou de déformation, et détermine la forme des blocs rocheux.

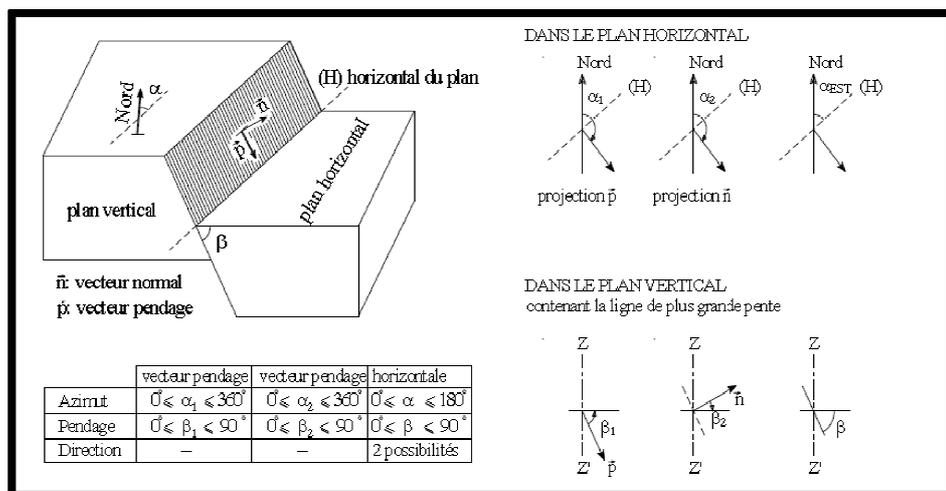


Figure II.4. Mesure de l'orientation du plan de discontinuité. [41]

- **Extension** : Surface totale de la discontinuité, que l'on peut approcher par la longueur de son intersection avec la surface d'observation (trace), à condition que celle-ci soit suffisamment étendue. Elle joue un rôle essentiel dans la connectivité des blocs.
- **Espacement** : distance moyenne qui sépare deux intersections successives d'une ligne droite (d'échantillonnage), avec les traces des fractures d'un affleurement.
- **Fréquence des joints** : La fréquence ( $\lambda$ ) est définie comme le nombre de joints par mètre linière. C'est l'inverse de l'espacement des joints ( $S_j$ ).
- **Ouverture** : ce paramètre affecte la perméabilité des discontinuités et leur comportement hydromécanique. Il est défini comme étant la distance entre les deux épontes (lèvres) d'une discontinuité. [41]

### II.2.3. L'influence des discontinuités structurales sur l'efficacité de tir

C'est un fait bien connu que l'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif. La distance entre les discontinuités a également une grande influence sur l'efficacité d'un tir.

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

Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone, par contre, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée. [17]

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

Donc on peut dire que les discontinuités dans le massif rocheux ont une grande influence sur les travaux miniers, surtout, sur le travail de l'explosif pendant les travaux d'abattage des roches. [35]

## **II.3. Propriétés physico-mécaniques des roches**

### **II.3.1. Propriétés physiques des roches**

#### **II.3.1.1. La porosité**

La porosité traduit la faculté d'un sol à stocker un fluide (air, eau) dans ses interstices, également appelés pores. Elle ne dépend pas essentiellement de la taille des grains mais surtout de leur agencement.

C'est le rapport du volume des vides  $V_v$  de la roche au volume total  $V_t$ .

La détermination de la porosité se donne par la formule suivante :

$$n = \frac{V_v}{V_t} \times 100$$

La porosité du calcaire de Meftah est  **$n = 8.34 \%$** .

La porosité du calcaire de Meftah se situe dans l'intervalle donné pour les roches calcaires et est cohérente avec ce qui a été présenté par Farmer en 1968 comme le montre le tableau ci-dessous

**Tableau II.1. :** Intervalles de porosité de plusieurs roches communes. [22]

Roche (pierre)	Porosité (%)
Granite	00.5-1.50
Gabbro	00.1-0.20
Rhyolite	4.00-4.60
Andésite	10.0-15.0
Basalte	0.10-1.00
Grés	5.00-25.0
Schiste	10.0-30.0
<b>Calcaire</b>	<b>5.00-20.0</b>
Dolomite	1.00-5.00
Gneiss	0.50-1.50
Marbre	0.50-2.00
Quartzite	0.10-0.50
Ardoise	0.10-0.50

### II.3.1.2. La masse volumique

C'est la masse de l'unité de volume de la roche (g/cm<sup>3</sup>). Suivant l'état du matériau, on définit  $\rho_s$  : la masse volumique absolue ou masse volumique du solide,  $\rho_h$  la masse volumique naturelle,  $\rho_d$  la masse volumique sèche et  $\rho_{sat}$  la masse volumique saturée.

$$\rho_s = \frac{M_s}{V_s} ; \rho_d = \frac{M_s}{V_t} ; \rho_h = \frac{M_h}{V_t} ; \rho_{sat} = \frac{M_{sat}}{V_t}$$

Avec :

$M_s$  : la masse du matériau sec (g) ;

$V_s$  : le volume des grains après broyage (cm) ;

$V_t$  : le volume de l'échantillon (cm<sup>3</sup>) ;

$M_h$  : la masse naturelle (g) ;

$M_{sat}$  : la masse de l'échantillon saturée (g).

$\rho_d$  Dépend de la porosité de la roche, par contre  $\rho_s$  ne dépend que de la minéralogie. [8]

### II.3.1.3. La densité

La densité c'est le rapport de la masse d'un certain volume d'un corps ou d'un échantillon, à celle du même volume d'eau. La densité s'exprime en g/cm ou t/m<sup>3</sup> et dépend de la composition chimique ainsi que de la structure. [15]

### II.3.1.4. La perméabilité

Est la vitesse de percolation de l'eau à travers un massif d'une épaisseur de 1 m. caractérisée par le coefficient de perméabilité K [m/sec].

$K=10^{-2}$ m/s	Matériaux très perméable (cas de graviers)
$K=10^{-13}$ m/s	Matériaux très imperméable (cas des argiles)

### II.3.1.5. La teneur en eau ( $w_e$ )

C'est le rapport de la masse d'eau  $M_w$ , à la masse du solide sec.

Où :

$M_w$  est la masse d'eau.

$M_t$  est la masse totale de l'échantillon.

$M_s$  est la masse sèche des grains solides.

### II.3.1.6. Le degré de saturation

C'est le rapport du volume de l'eau contenue dans l'échantillon au volume des vides.

$$S_r = \frac{V_w}{V_v} \times 100$$

$V_w$  : volume de l'eau dans l'échantillon, cm<sup>3</sup>.

$V_v$  : volume des vides, cm<sup>3</sup>. [22]

### II.3.1.7. La dureté

La dureté est la caractéristique d'un matériau à résister à une déformation permanente. La dureté de la roche dépend de plusieurs facteurs, y compris la composition minérale et la densité. [42]

La relation qui donne la dureté de la roche est celle du professeur PROTODIAKONOV, est la suivante :

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

A.N :

$$f = \frac{366}{100}$$

$$f = 3.66$$

### II.3.1.8. Le degré de fissuration des roches

Les fissures ou les discontinuités sont la clef du comportement des roches et des massifs rocheux. On peut les définir comme des vides plats dont le rapport de l'épaisseur à la longueur est de l'ordre de  $10^{-3}$ . Sous l'effet des charges, ces fissures se referment progressivement, donc avec un changement de géométrie et, comme pour les sols, avec une non-linéarité entre efforts et déformations, du moins tant que les fissures ne sont pas complètement fermées, ce qui se produit à des pressions variables selon les roches et leur état de fissuration, mais qui peut être de l'ordre de 25 à 50 MPa pour un calcaire (soit la pression géostatique correspondant à une profondeur de 1 000 à 2 000 m).

La présence des fissures a une importance considérable (à l'échelle du joint de grains).

L'indice de fissuration est égal à la distance moyenne entre les fissures :

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

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

n : nombre de fissures sur la partie mesurée. [36]

### II.3.1.9. L'abrasivité

L'abrasivité mesure l'abrasion de la roche par rapport à d'autres matériaux, ex. acier. L'abrasivité est fortement influencée par le pourcentage de quartz dans la roche. Une forte

teneur en quartz entraîne une plus grande abrasivité. L'abrasivité est mesurée par des essais, ex. l'essai de Cerchar qui donne l'indice d'abrasivité Cerchar (IAC).

**Tableau II.2.**L'abrasivité d'un certain type des roches. [42]

La roche	L'abrasivité
Quartzite	4.3-5.9
Ardoise	2.3-4.2
Gneiss	3.5-5.3
Calcaire	1.0-2.5
Schiste argileux	0.6-1.8
Grés	1.5-3.5 /2.8-4.2
Basalte	2.0-3.5
Andésite	2.7-3.8
Diorite	4.2-5.0
Granite	4.5-5.3

#### **II.3.1.10. L'altérabilité**

On appelle altérabilité la sensibilité d'une roche aux modifications du milieu environnant. L'altération physico-chimique traduit la capacité de gonflement, de délitage ou de dissolution d'une roche. Divers essais existent pour quantifier l'altérabilité d'une roche ; aucun cependant ne s'est véritablement imposé.

En France, pour la réutilisation en terrassement des matériaux rocheux, a été défini un coefficient de dégradabilité, fondé sur l'évolution granulométrique de granulats après des cycles d'immersion-séchage conventionnels : l'essai met bien en évidence le caractère évolutif des roches marneuses ou schisteuses.

## **II.4. Les propriétés mécaniques des roches**

### **II.4.1. La résistance à la compression**

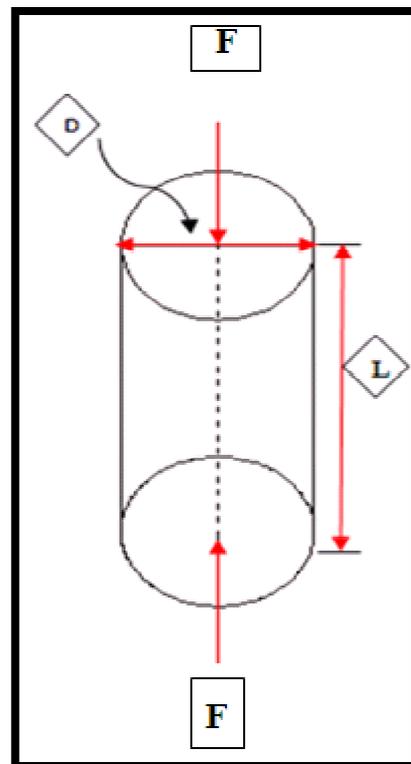
Elle est déterminée lors des essais de compression simple. Dans cet essai, l'échantillon est pris sous la forme d'une carotte (éprouvette cylindrique), d'élanement L/D (L : hauteur, D : diamètre) compris entre 2 à 2,5 avec deux faces planes, lisses et parallèles obtenues par une rectification soignée.

L'échantillon est ensuite placé entre les plateaux d'une presse et la force axiale est augmentée jusqu'à la rupture de l'éprouvette. On appelle résistance à la compression (notée  $R_c$ ) la contrainte maximale supportée par l'échantillon avant la rupture lors d'un essai de compression. La valeur maximale  $F$  de la force permet de calculer la résistance en compression uniaxiale  $R_c$  de la roche : [26]

$$R_c = F/S \text{ [en kgf/cm}^2\text{]}$$

$F$  : effort (charge) maximale atteinte (juste avant la rupture).

$S$  : est la surface de la section de l'éprouvette sur laquelle on applique l'effort  $F$ .



**Figure II.5.** Dispositif expérimental. [26]

**Figure II.6.** Schéma de la Compression uniaxiale. [26]

#### II.4.2. La résistance au cisaillement

Approximativement elle est déterminée par rapport à la résistance à la compression par la formule suivante : [37]

$$R_{cis} = R_c/3$$

$$R_{cis} = 366/3$$

$$R_{cis} = 122\text{Kgf/cm}^2$$

## **II.5. Travaux et essais effectués à l'échelle du périmètre**

### **II.5.1. Echantillonnage**

L'échantillon est une partie d'un ensemble choisi pour représenter une ou plusieurs propriétés caractéristiques de cet ensemble. L'objectif de l'échantillonnage est de prélever une partie représentative d'un ensemble ou d'un lot de minerai pour déterminer avec la plus grande précision possible la teneur moyenne en divers éléments de cet ensemble.

#### **II.5.1.1. Mode opératoire**

Le prélèvement des échantillons destinés aux analyses chimiques a été fonction des variétés lithologiques des roches rencontrées. En présence de matière régulière, l'intervalle des échantillons a été pris à 3m mais peut tomber jusqu'à 1m ou même 50cm avec la rencontre d'un passage d'un calcaire gréseux ou d'argile.

Ceux destinés aux essais physico- mécaniques réduits (EMPR), sont prélevés sous forme de morceaux de carottes complètes de 30 à 40cm de longueur tous les 15m et ce suivant toute la profondeur du sondage. Pour la détermination de l'humidité naturelle, chacun des échantillons a été paraffiné et enveloppé dans un sachet en matière plastique.

### **II.5.2. Travaux de laboratoire**

Tous les essais et analyses ont été effectués avec les moyens humains et matériels propres des différents laboratoires du CETIM. Chaque essai réalisé renvoie à la norme de référence utilisée.

### II.5.2.1. Caractéristiques chimiques

**Tableau II.3.** Composition chimique moyenne pondérée par sondage et moyenne générale du gisement. [40]

N° Sondage	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	SO <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>	PF	Cl
SG-09-622	7,34	24,50	1,04	49,16	3,55	0,01	0,24	0,09	0,14	0,07	39,42	0,009
SG-09-623	3,94	0,98	0,67	52,51	0,30	0,01	0,08	0,02	0,10	0,04	42,02	0,010
SG-09-624	5,57	1,34	0,77	51,16	0,25	0,01	0,13	0,04	0,17	0,05	40,56	0,010
SG-09-625	5,52	1,32	0,89	51,08	1,00	0,01	0,13	0,03	0,1	0,05	40,57	0,009
MAX	<b>7,34</b>	<b>24,50</b>	<b>1,04</b>	<b>52,51</b>	<b>3,55</b>	<b>0,01</b>	<b>0,24</b>	<b>0,09</b>	<b>0,17</b>	<b>0,07</b>	<b>42,02</b>	<b>0,010</b>
MIN	<b>3,94</b>	<b>0,98</b>	<b>0,67</b>	<b>49,16</b>	<b>0,25</b>	<b>0,01</b>	<b>0,08</b>	<b>0,02</b>	<b>0,10</b>	<b>0,04</b>	<b>39,42</b>	<b>0,009</b>
MOY	<b>5,59</b>	<b>7,04</b>	<b>0,84</b>	<b>50,98</b>	<b>1,28</b>	<b>0,01</b>	<b>0,15</b>	<b>0,05</b>	<b>0,13</b>	<b>0,05</b>	<b>40,64</b>	<b>0,010</b>
Moyenne générale gisement	<b>4,25</b>	<b>4,00</b>	<b>0,74</b>	<b>51,96</b>	<b>0,72</b>	<b>0,01</b>	<b>0,15</b>	<b>0,05</b>	<b>0,13</b>	<b>0,05</b>	<b>41,49</b>	<b>0,010</b>

### II.5.2.2. Etude pétrographique

L'étude pétrographique par microscopie a été réalisée selon la méthode universelle en lumière polarisée selon la norme NF EN 932-3 à partir de la confection des lames minces. .

Le but de cette étude pétrographique est assez large et permet entre autre la détermination des composants détritiques et carbonatés de la roche, sa structure, la texture, ainsi que le ciment et sa matrice. En outre, elle étudie également la nature des microfossiles, leur évolution séquentielle au sein de la formation (état de conservation des empreintes, les formes et dimensions).

**Tableau II.4.** Les résultats des analyses pétrographiques. [40]

	Calcite (%)	Argile O.fer (%)	Bioclastes (%)	Quartz (%)	Mat.phos (%)	Glau,cham, (%)
MF-09-09	18	15	64	3	0	0
MF-09-10	15	10	70	5	0	0
MF-09-11	32	12	50	2	<1	4
MF-09-12	<b>45</b>	<b>12</b>	<b>36</b>	<b>4</b>	<1	3
MF-09-13	28	15	50	2	5	<1
MF-09-01	29	10	60	1	0	<1
MF-09-02	26	15	53	2	0	4
MAX	<b>45</b>	<b>15</b>	<b>70</b>	<b>5</b>	<b>0</b>	<b>&lt;1</b>
MIN	<b>15</b>	<b>10</b>	<b>36</b>	<b>1</b>	<b>0</b>	<b>0</b>
MOY	<b>30</b>	<b>12,5</b>	<b>53</b>	<b>3</b>	<b>0</b>	<b>0</b>

**II.5.2.3. Résultats des essais physico-mécaniques****Tableau II.5.** Résultats des échantillons de laboratoires. [40]

N° Sondage	Code échantillon	Masse volumique réelle (t/m <sup>3</sup> )	Masse volumique imbibée (t/m <sup>3</sup> )	Humidité naturelle (%)	Coefficient d'absorption	Porosité (%)	Résistance à la compression (MPa)
S-622	MF-09-30	2,004	2,154	0,10	7,510	15,049	12,0
S-622	MF-09-31	2,26	2,358	0,89	5,934	13,207	18,3
S-625	MF-09-148	2,498	2,549	2,350	2,022	5,050	39,2
S-625	MF-09-149	2,628	2,644	0,680	0,626	1,646	61,30
	<b>MAX</b>	2,628	2,644	2,35	7,51	15,049	61,30
	<b>MIN</b>	2,223	2,154	0,10	0,626	1,646	12,0
	<b>MOY</b>	<b>2,4255</b>	<b>2,399</b>	<b>1,225</b>	<b>4,068</b>	<b>8,3475</b>	<b>36,60</b>

## Conclusion

Dans ce chapitre, il a été souligné l'importance des propriétés physiques et mécaniques des massifs qui demeurent indispensables pour la reconnaissance géotechnique du site étudié.

A l'aide des résultats des essais d'identification, nous pourrons établir une base de données sur laquelle s'appuiera notre étude de stabilité des talus.

Toute étude de stabilité doit donc s'attacher non seulement à bien connaître le comportement du massif proprement dit, mais aussi à identifier les caractéristiques, les « défauts » de ce dernier qui peuvent engendrer sa rupture.

# Chapitre 03

*Conditions technico-minières et  
l'ouverture de la carrière*

## Introduction

Le plan d'exploitation est établi en fonction des conditions qualitatives du calcaire notamment en CaO, les besoins en quantité de la roche. Pour atteindre les objectifs de production, la carrière de calcaire doit fournir une quantité mensuelle de 168 000 tonnes,

L'ouverture du gisement consiste à construire des ouvrages permettant d'accéder à un premier niveau.

Cette étape comprend deux phases principales :

- La réalisation des tranchées d'accès.
- La réalisation des tranchées de découpages.

### III.1. Les conditions technico-minière de la carrière

#### III.1.1. Organisation des travaux d'exploitation

Pour assurer le bon fonctionnement de la carrière de calcaire, le personnel est réparti en équipes tels que :

- Deux équipes de sondeurs et mineurs pour la foration des trous de mine et préparer le tir de mine à l'explosif.
- Deux équipes constituées : De conducteurs d'engins pour assurer l'abattage, le chargement et le transport du calcaire et du personnel qui assure la marche des ateliers de concassage.

L'entretien et la réparation du matériel roulant de la carrière sont assurés par le département Entretien du Matériel Roulant (E M R).

L'entretien et la maintenance des ateliers de concassage calcaire sont assurés par le département de maintenance de l'usine.

Vu les besoins croissants et compte tenu de la matière première, la carrière est dotée d'un régime de travail de 14 heures par jour effectué selon le calendrier :

- 1<sup>er</sup> poste .....de 6.00 h à 13.00 h.
- 2<sup>ème</sup> poste .....de 13.00 h à 20.00 h.

Quant à l'usine de traitement, elle est dotée d'un régime de travail de 24h/24 h, une équipe astreinte assure la permanence de l'usine pendant la nuit.

### III.1.1.1. Le nombre de jours ouvrables par an

La carrière n'ouvre que cinq (5) jours par semaine. Donc les jours ouvrables par an seront :

$$N_{j-o/an} = N_{j/an} - N_{j-f} - N_{j-r} ;(\text{jour}) ;$$

Ou:

- $N_{j/an}$ : Nombre de jours par an ;  $N_{j/an} = 365$  jours.
- $N_{j-f}$ : Nombre de jours fériés par an ;  $N_{j-f} = 13$  jours.
- $N_{j-r}$ : Nombre de jours de repos par an ;  $N_{j-r} = 104$  jours.

Ainsi que :

$$N_{j-o/an} = 365 - 13 - 104 = 248 \text{ jours.}$$

$$N_{j-o/an} = 248 \text{ jours.}$$

Le nombre des postes par an sera :

$$N_{p/an} = N_{j-o/an} \times n$$

$$N_{p/an} = 248 \times 2$$

Tel que :

$n$  : nombre de poste par jour  $n = 2$  postes.

Donc :

$$N_{p/an} = 496 \text{ postes/an.}$$

### III.1.1.2. Le nombre des heures de travail par jour

$$N_{h/j} = N_{p/j} \times T_p ;$$

Tel que :

$N_{h/j}$ : Le nombre des heures de travail par jour.

$N_{p/j}$ : Le nombre des postes par jour.

$T_p$  : La durée d'un poste.

A.N :

$$N_{h/j} = 2 \times 7$$

$$N_{h/j} = 14 \text{ heures.}$$

### III.1.1.3. Le nombre d'heures de travail par mois

$$N_{h/m} = N_{h/j} \times N_{j/m}$$

Tel que :

$N_{h/j}$ : le nombre des heures de travail par jour.

$N_{j/m}$ : Le nombre de jours ouvrables par mois ;  $N_{j/m} = 248/12 = 21$  jours.

A.N :

$$N_{h/m} = 14 \times 21$$

$$N_{h/m} = 294 \text{ heures.}$$

### III.1.1.4. Le nombre des heurs de travail par an

$$N_{h/an} = N_{h/m} \times 12$$

A.N:

$$N_{h/an} = 294 \times 12$$

$$N_{h/an} = 3528 \text{ heures.}$$

## III.1.2. Préparation mécanique (concassage)

Il existe trois (3) concasseurs au niveau de l'entreprise. Le *concasseur birotor FCB* avec un débit horaire de 450T/H et une puissance de 2x400KW est destiné pour le concassage du tuf et du calcaire. Le *concasseur birotor KHD* avec un débit horaire de 1000T/H et une puissance de 2x1000KW est destiné pour le concassage du calcaire uniquement. Les diamètres des blocs pour ces deux concasseurs à l'entrée et à la sortie sont respectivement 0/1m et 0/30mm. Le troisième, le *concasseur Hazemag*, concasseur à

percussion (mono rotor) a un débit de 250T/H et une puissance de 400KW, il est utilisé pour concasser les ajouts (argile, minerai de fer, sable). Les blocs sont de 0/350mm à l'entrée et de 0/25mm à la sortie du concasseur.

**Tableau III.1.** Les caractéristiques du concasseur utilisé dans la carrière.

Concasseur	Marque	Type	Débit T/H	D max entrée blocs (m <sup>2</sup> )
KHD	KHD HUMBOLDT Wedag	1-IDS 2000x2520	1000	1

### III.1.2.1. La capacité de production

Le concasseur de la matière calcaire (KHD) existant au niveau de l'entreprise, produit environ 4000 T/Poste ce qui nous mène à calculer la production horaire, journalière, mensuelle puis enfin estimer la durée de vie de notre carrière dans ce qui suit

#### a) La production annuelle

L'objectif visé par l'entreprise est d'atteindre une production annuelle en agrégat égale à 1 500 000 t/an.

#### b) La production horaire

$$P_h = \frac{P_p}{T_p}$$

Tel que :

$P_p$ : La production par poste T/p;

$T_p$  : Le temps d'un poste (h).

Donc :

$$P_h = \frac{4000}{7}$$

$$P_h = 571.42 \text{ T/h.}$$

**c) La production journalière**

$$P_j = P_p \times N_p$$

Tel que :

$P_p$  : La production par poste  $P_p = 4000$  T/p;

$N_p$  : le nombre de poste  $N_p = 2$ .

Donc :

$$P_j = 4000 \times 2$$

$$P_j = 8000 \text{ T/jours.}$$

**d) La production mensuelle**

$$P_m = P_j \times N_{j/m}$$

Tel que :

$N_{j/m}$  : Le nombre de jours ouvrables par mois, qui est égal à 21 jours.

Donc :

$$P_m = 8000 \times 21$$

$$P_m = 168\,000 \text{ t/mois.}$$

**III.1.3. L'évaluation des réserves**

La détermination de la quantité de minerai dans le gisement suivant la quantité et le type à partir des données des travaux de prospection s'appelle l'évaluation des réserves.

La méthode générale d'évaluation des réserves consiste à diviser la surface du gisement en secteurs qui ressemblent à tel ou tel corps géométrique, à multiplier la

surface de ce secteur par la puissance de son gisement, puis par le poids spécifique du minerai pour obtenir le poids des réserves en tonnes ce qu'on appelle méthode des blocs géologiques.

### III.1.3.1. Estimation des réserves exploitables et calcul des volumes

Le calcul des réserves exploitables est réalisé avec la méthode des sections géologiques suivant les courbes de niveau topographique, avec intervalle de 10 m (hauteurs des gradins).

Les surfaces topographiques ont été déterminées à l'aide du logiciel Auto-CAD; les calculs des réserves ont été effectués dans l'intervalle entre le niveau 325 m jusqu'au niveau 295 m, avec Le contour supérieur du calcul des réserves est le niveau 325 m tandis que le contour inférieur correspond à la cote 295 m

Les formules adaptées pour calculer les réserves exploitables sont les suivantes :

Si :  $(S_i - S_{i+1})/S_i < 40\%$

Donc :

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} \times L$$

Si le contraire :

$$V = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \times S_2}}{3} \times L$$

Avec :

V : le volume du matériau en tonnes ( $m^3$ ) ;

$S_1$  : La surface du niveau 1 ( $m^2$ ) ;

$S_2$  : La surface du niveau 2 ( $m^2$ ) ;

L : l'intervalle entre les deux niveaux (m) ;

Les surfaces sont mesurées à l'aide du logiciel Auto-CAD, et résumées dans le tableau suivant :

**Tableau III.2.** Calcul des surfaces de chaque niveau.

Niveaux (m)	Surfaces (m <sup>2</sup> )
325	6 764.7795
315	11 094.5282
305	16 436.4822
295	19 000.6472
<b>Total</b>	<b>53 296.4371</b>

**Tableau III.3.** Calcul des volumes des tonnages de chaque niveau.

N° de sections	Niveaux (m)	Surface des sections (m <sup>2</sup> )	Volumes des sections (m <sup>3</sup> )	La masse volumique $\gamma$ (t/m <sup>3</sup> )	Tonnage (T)
<b>1</b>	295	19 000.6472	<b>177185.647</b>	2.5	<b>442964.118</b>
	305	16 436.4822			
<b>2</b>	305	16 436.4822	<b>137655.052</b>	2.5	<b>344137.63</b>
	315	11 094.5282			
<b>3</b>	315	11 094.5282	<b>89296.5385</b>	2.5	<b>223241.346</b>
	325	6 764.7795			
<b>Total</b>	/	/	<b>404137.238</b>	/	<b>1010343.1</b>

### III.1.4. Durée de vie de la carrière

La durée de vie d'exploitation de la carrière est estimée par la formule suivante :

$$T = \frac{Q_{exp}}{P_a} \text{ (ans)}$$

Où :

$Q_{exp}$ : Les réserves exploitables (t);

$P_a$  : Production annuelle en tout venant de carrière (t/an)

$$T = \frac{10103434.1}{1500000}$$

$$T = 0.67 \approx 1 \text{ an}$$

$T = 1 \text{ an}$
--------------------

### III.2. Ouverture de la partie proposée pour l'exploitation

L'ouverture de la carrière est une opération déterminante pour le déroulement du processus d'exploitation qui consiste à construire des ouvrages permettant d'accéder à un premier niveau. Cette étape comprend :

- Traçage de la piste principale et des pistes secondaires ;
- La réalisation des tranchées d'accès ou principales qui permettent l'accès au gisement ;
- La réalisation des tranchées de découpages qui préparent le champ de carrière à l'exploitation, autrement dit ; ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation.

L'évolution dans le temps et dans l'espace des tranchées de découpage donne naissance aux gradins. La réalisation de ces tranchées se fait par des travaux de forage et de tir pour les gisements constitués de roches dures et très dures ou à l'aide d'excavateurs directement pour les roches de faible dureté.

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert le mode d'ouverture dépend de certains facteurs qui sont :

- ✓ Les facteurs géologiques (le relief du terrain, la forme et les dimensions de la carrière, la puissance, la profondeur et le pendage du gisement).
- ✓ Les facteurs organisationnels (la productivité et la durée de vie de la carrière, durée de service des équipements adoptés, et la sécurité de travail des moyens de mécanisation).
- ✓ Les facteurs économiques (le rendement et les dépenses consenties pour la construction de la mine).

L'ouverture choisie doit assurer :

- ✓ L'exploitation du gisement la plus rentable
- ✓ Le bon fonctionnement de la carrière
- ✓ La productivité planifiée
- ✓ La sécurité de travail. [13]

### **III.2.1. Traçage des pistes et leurs caractéristiques**

Dans une grande mesure, l'efficacité du travail de transport par camions/dumpers en carrière, se détermine par l'état des pistes. Des pistes bien tracées et bien construites ont un effet positif sur la productivité, car :

- ✓ Elles autorisent des vitesses de circulation plus élevées ;
- ✓ Réduisent les temps d'arrêt nécessaires pour la maintenance et la réparation des dumpers ;
- ✓ Occasionnent moins de fatigue au volant.

Un bon entretien des pistes de circulation réduit les coûts d'exploitation et de réparation ainsi que la consommation de carburant et augmente la durée de vie des pneus.

La piste principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, des dimensions techniques des engins de transport, de la production et de la durée de vie de la carrière. [2]

#### **III.2.1.1. Itinéraire de la piste**

Le départ de la piste principale se fait au point de déversement de la matière utile, à la station de concassage située au Nord-est du gisement; dans une région présentant un relief pratiquement plat. La piste principale ne présente qu'un seul virage avec un rayon de courbure supérieur à 23m, ce qui satisfait largement les exigences des dumpers utilisés. Ensuite, la piste suivra la courbe de niveau 295 m jusqu'au niveau 340 m pour atteindre les limites des réserves du gisement ou se fera la construction d'une plate forme de travail (limite supérieure) qui est une préparation pour le début de l'exploitation, tout en respectant la pente limite (la pente de la piste ne doit pas dépasser 12%) une longueur plus économique et la plus sécurisée.

### III.2.1.2. Largeur de la piste

À partir de la piste principale on réalise des pistes secondaires qui nous permettent la préparation des niveaux. Ces pistes ont une largeur moins importante que la largeur de la piste principale.

La largeur de la piste dépend de la largeur de la benne du dumper (engin de transport), de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation.

Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :

- a) Circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

$$T = a + (2 \times C)$$

Ou :

T : Est la largeur de la bande de transport, (m) ;

a : la largeur de la benne d'un dumper (a = 4m), valeur approximative ;

C : la largeur de la bande de sécurité, (m) ;

$$C = 0.5 + 0.005 V$$

Ou :

V : La vitesse moyenne de circulation des dumpers (V = 25km/h).

Donc :

$$C = 0,62 \text{ m}$$

Alors :

$$T = 4 + (2 \times 0,62)$$

$$T = 5,24 \text{ m}$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à une seule voie est : T= 5,24 m.

- b) Circulation à double voie (pour la piste principale) :

$$T = 2 \times (a + C) + X + r$$

Ou :

r : La largeur de la rigole d'évacuation d'eau r = 0.4 m.

X : Distance entre les bennes des camions, X = 2×C [m].

$$X = 2 \times 0.62.$$

Donc :

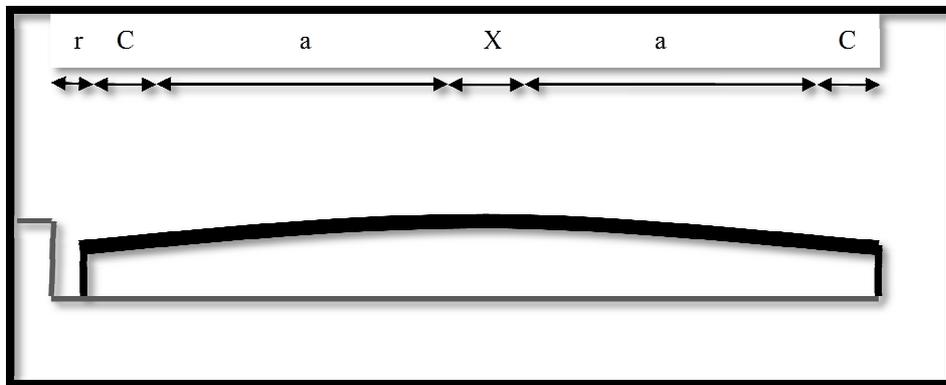
$$X = 1.24 \text{ m}$$

Alors :

$$T = 2 \times (4 + 0.62) + 1.24 + 0.4 = 10,88 \approx 11 \text{ m}.$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est :

$$T = 11 \text{ m}.$$



**Figure III.1.** Profil en largeur de la piste.

### III.2.1.3. La longueur de la piste principale

La piste principale possède une longueur totale de **1500 m** (déterminée avec Auto-CAD). A partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de la construction de la plate forme de travail au niveau 325m.

Dans l'évolution des travaux d'abattage qui conduit au déplacement du front de taille, on aménagera des pistes dites "provisoires". Seule celle qui mène vers la station de concassage sera définitive.

### III.2.1.4. Pente de la piste

Le tracé des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins de transport de la matière utile vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des dumpers

pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites, on doit veiller à ne pas dépasser 12%. [12]

Pour le cas de notre piste les pentes ne dépassent pas les 12%, elles varient entre 10 et 11 % parfois un peu moins. Ces pentes sont pratiquement surmontables par les dumpers envisagés pour le transport, surtout si nous prenons en considération que ces derniers vont circuler à vide en montée et à charge en descente (exploitation du haut vers le bas).

### III.2.1.5. L'angle du talus de la demi-tranchée

L'angle de bord de la demi tranchée d'accès dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches dont principalement la dureté et la durée de service de celle-ci.

**Tableau III.4.** Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté.

Type de tranchées	Angle des talus des tranchées			
	Dureté des roches			
	2-4	5-9	10-14	15-20
Accès	60°	65°	70°	80°
Découpage	60°	70°	75°	80°-85°

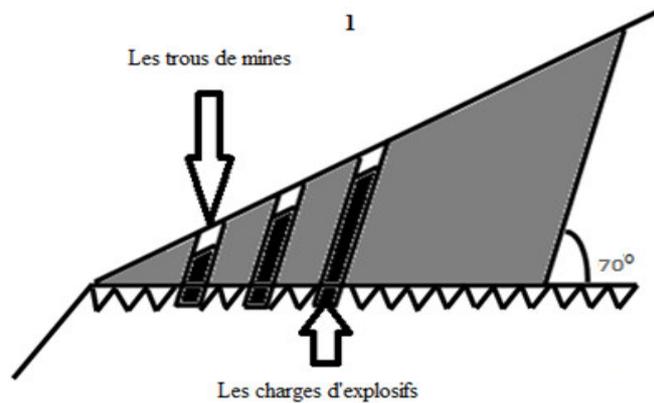
Dans notre cas, le calcaire de la carrière de Meftah est de dureté de  $f=3.66$  donc l'angle de bord de la demi tranchée d'accès approprié sera égal à  $\alpha= 60^\circ$ .

### III.2.2. Mode de creusement de la demi-tranchée

Le creusement des tranchées d'accès se fait du bas vers le haut en plusieurs étapes.

#### III.2.2.1. La phase 01: Préparation de la plate forme

Dans cette étapes, on fore des trous de mine d'une profondeur varie de 1 jusqu'à 5m à l'aide d'un marteau perforateur, puis on les charge et on les tire par explosif

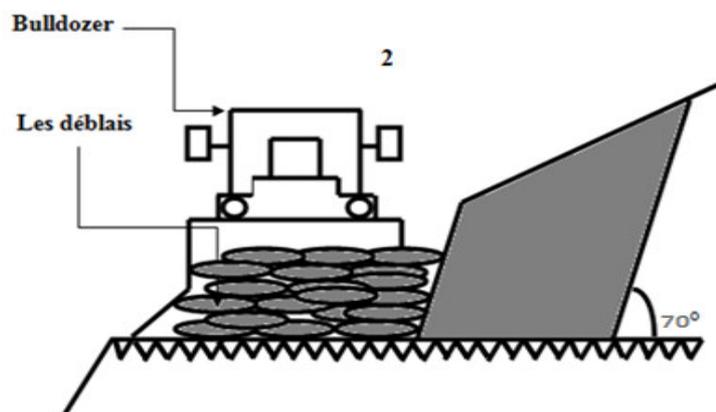


**Figure III.2.** Préparation de la plate forme.

### III.2.2.2. La phase 02: Evacuation des déblais

On évacue les déblais à l'aide d'un bulldozer pour préparer la plateforme de travail là où le chariot de forage peut forer des trous inclinés et horizontaux afin d'effectuer un élargissement égale à la largeur de la tranchée d'accès.

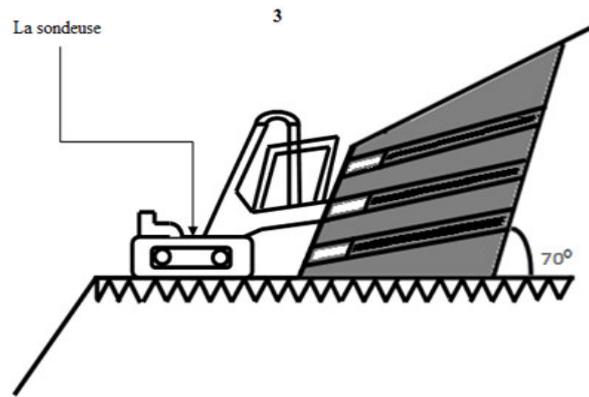
On répète à chaque fois ces procédures jusqu'à atteindre le sommet du gisement.



**Figure III.3.** Evacuation des déblais

### III.2.2.3. La phase 03: Foration des trous avec un chariot de type « crawlair ».

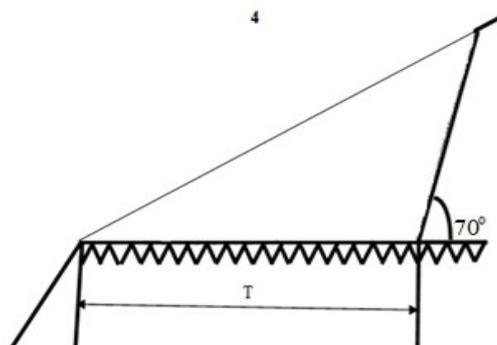
Après l'évacuation des déblais, on introduit le chariot qui va forer des trous inclinés ou horizontaux, ce sont les trous d'élargissement.



**Figure III.4.** Foration des trous de mine.

#### III.2.2.4. La phase 04: Tir et chargement des déblais

De cette manière, on fait la réalisation de la demi-tranchée d'accès jusqu'au sommet avec les travaux de tirs et d'évacuation avec le bulldozer. Il y a des cas où l'évacuation se fait par bulldozer directement dans le cas des roches tendres. Et à chaque fois en réglant la plate forme a l'aide d'un bulldozer qui pousse les déblais sur les versants.



**Figure III.5.** Tir et chargement des déblais.

## **Conclusion**

La première phase dans l'exploitation d'une carrière est la réalisation d'une piste d'accès vers la zone à exploitée. La piste principale est évaluée de l'ordre de 1500 m (plans d'exploitation chapitre V).

L'organisation des travaux est faite telle que les travaux continuent même pour les journées des tirs de mine. Dans ce chapitre nous avons présenté le régime de fonctionnement, l'évaluation des réserves, et une estimation de la durée de vie de cette partie proposée pour l'étude.

# Chapitre 04

*Processus de la technologie  
d'exploitation du gisement*

## Introduction

Compte tenu de la nature du minerai exploité, en l'occurrence du calcaire dur et du fait qu'il s'agit d'exploitation d'un gisement superficiel situé en montagne. La méthode d'exploitation appropriée est l'exploitation à ciel ouvert (en gradin).

On distingue les processus principaux de la technologie d'exploitation du gisement en quatre parties telles que :

1. Abattage des roches;
2. Chargement des roches;
3. Déplacement et transport des roches;
4. Formation des terrils.

À chaque processus principal correspondant les travaux auxiliaires dont la réalisation de faciliter son exécution.

### IV.1. Généralités sur les méthodes d'exploitation

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert peuvent être définies comme étant l'ordre d'exécution dans le temps et dans l'espace d'un ensemble de travaux d'enlèvement de stérile et du minerai, établi pour des conditions déterminées. Cet ordre dépend de la variété du nombre de mécanisme, d'engins utilisés à cet effet et de l'organisation de ces derniers.

L'élaboration de l'exploitation de la carrière de Meftah doit prendre en compte les exigences fondamentales pour la mise en exploitation rapide du gisement et sa rentabilité.

Pour cela on détermine les paramètres suivants :

- Le contour de la carrière et ses éléments;
- Le plan topographique ;
- Les réserves géologiques exploitables ;
- La durée de vie de la carrière, la production annuelle et le calendrier de l'exploitation ;
- Le sens d'avancement des travaux miniers;
- La méthode d'exploitation;
- L'exécution des travaux miniers. [29]

### IV.1.1. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert

La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert peut être comme suit :

**IV.1.1.1. méthode d'exploitation sans transport :** cette méthode est divisée en deux types :

- **Simple :** les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs directement par les excavateurs;
- **Avec remaniement des déblais au terril :** les déblais peuvent être ensuite remaniés dans les terrains;

**IV.1.1.2. Méthode avec emploi d'engins de transfert :** les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'engins de transfert mobiles (ponts de transfert);

**IV.1.1.3. Méthode spéciale :** les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : excavateurs à tourelle, scrapers à roues, appareils hydromécaniques, grues.

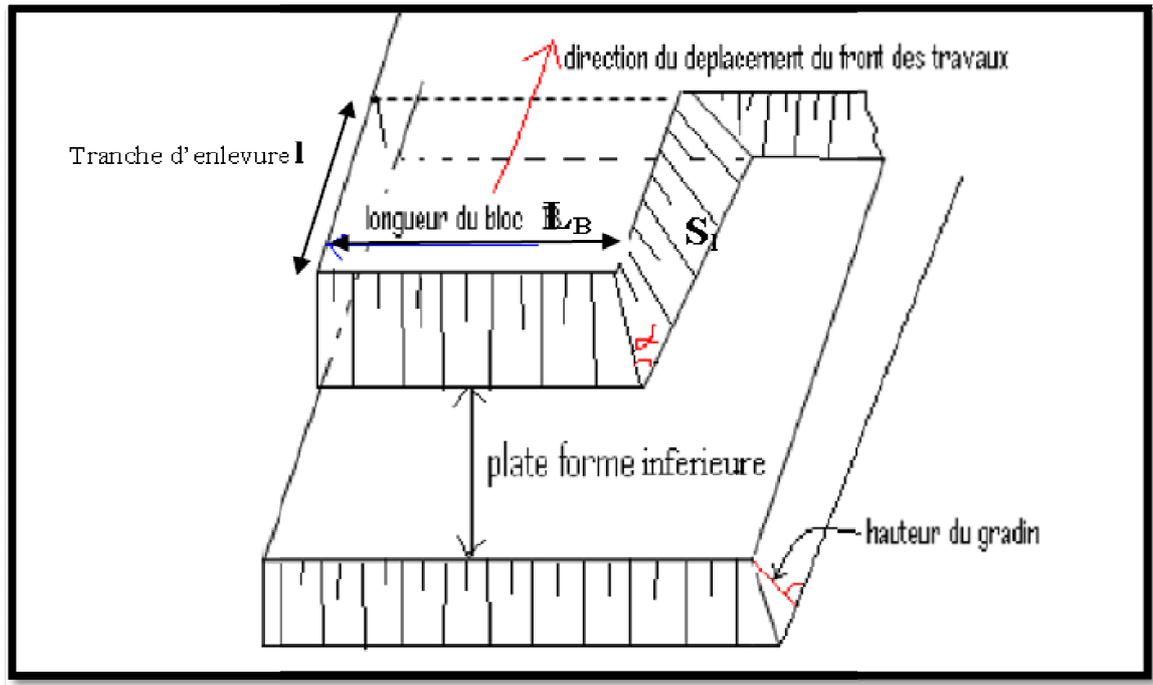
**IV.1.1.4. Méthode avec transport des déblais :** les déblais sont transportés par locomotives et wagons ou par des camions vers des terrils externes ou internes;

**IV.1.1.5. Méthodes mixtes :** les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés jusqu'aux terrils intérieurs ou extérieurs sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins de transferts; autres combinaisons entre les quatre premières méthodes. [25]

### IV.1.2. Principaux éléments du système d'exploitation

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, qui sont :

- Le gradin;
- Le front des travaux du gradin et de la carrière;
- La plate-forme de travail;
- La zone de travail;
- La vitesse d'avancement;
- Longueur du bloc;
- Les paramètres du plan de tir. [24]



**Figure IV.1.** Éléments de système d'exploitation.

#### IV.1.2.1. Le gradin

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

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

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

L'élément fondamental des exploitations à ciel ouvert est le gradin. Les gradins sont caractérisés par :

- Leur hauteur;
- Le talus;
- L'angle du talus du gradin;
- Arête inférieure et supérieure du gradin;
- Tranches d'enlevures;

- La largeur des plates-formes de travail supérieure et inférieure.
- **La hauteur du gradin**

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin [25] :

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

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

La carrière de calcaire de la cimenterie de Meftah est exploitée par gradins de 10mètres de hauteur. L'accès aux gradins se fait par une piste principale longeant la partie Est du gisement et des pistes secondaires reliant chaque niveau.

#### - **L'angle de talus du gradin**

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80°; dans notre cas on prendra un angle de talus  $\alpha = 80^\circ$ .

#### **IV.1.2.2. La largeur d'enlevure**

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

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

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

$$A = W + (n-1) \times b$$

Tel que :

W : La banquette pratique (m).

n : le nombre des rangée (2 rangée).

b : la distance entre deux rangée successives.

AN:

$$A = 3,71 + (2-1) \times 3,71$$

$$\boxed{A=7,42 \text{ m.}}$$

#### IV.1.2.3. Plate-forme de travail

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée en fonction :

- Des dimensions des engins de chargement et de transport;
- Des dimensions du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure;
- Des propriétés physico mécaniques des roches
- Des paramètres de l'explosif (consommation spécifique);
- 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 par explosif; la largeur minimale de la plate-forme est la suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Ba + Z$$

Où :

$L_{pt}$ : Largeur de la plateforme de travail, (m);

A : largeur d'enlevure en massif, (m);

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

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

$K_f$  : coefficient de foisonnement des roches, (1.5).

$H_t$  : hauteur du tas  $(0.5 \div 0.9) \times H_g$ , (m); et pour les calcaires  $H_t = 0,9 \times H_g$

$$H_g = 10\text{m} \Rightarrow H_t = 0,9 \times 10$$

$$\boxed{H_t = 9 \text{ m}}$$

Donc,

$$X = 7,42 \left( 2 \times 1,5 \times \left( \frac{10}{9} \right) - 1 \right)$$

$$\boxed{X=17,31 \text{ m}}$$

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

Est donnée par la formule suivante :

$$C = 0,2 \times H_g, \text{ (m);}$$

AN :

$$C = 0.2 \times 10$$

$$\mathbf{C = 2 \text{ m}}$$

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

$$\mathbf{T = 11 \text{ m.}}$$

Ba : La largeur de la voie auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installation auxiliaires (m). (Ba = 3 – 8m) On prend

$$\mathbf{Ba = 3m}$$

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

$$Z = H_g \times (\cotg \gamma - \cotg \alpha), \text{ (m).}$$

$\gamma$  : L'angle de talus de gradin en liquidation, ( $60^\circ - 70^\circ$ ), on prend  $\gamma = 70^\circ$  ;

$\alpha$  : L'angle de talus de gradin en exploitation,  $80^\circ$ ;

Donc,

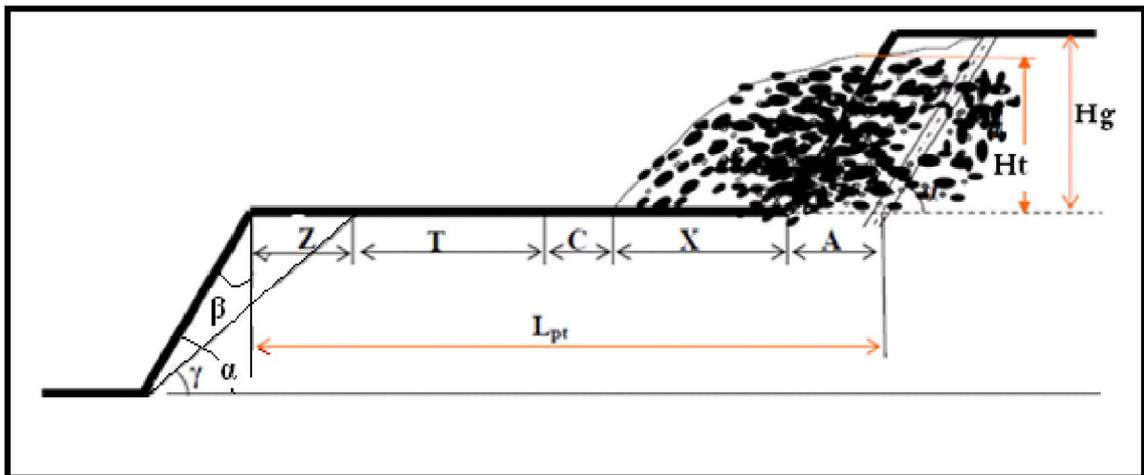
$$H_g = 10\text{m} \Rightarrow Z = 10 \times (\cotg 70 - \cotg 80),$$

$$\mathbf{Z = 1,88 \text{ m}}$$

Donc la largeur de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 7,42 + 17,31 + 2 + 11 + 3 + 1,88$$

$$\mathbf{L_{pt} = 42,51 \text{ m.}}$$



**Figure IV.2.** Schéma de la plateforme de travail (abatage à l'explosif).

#### IV.1.2.4. Vitesse de déplacement du chantier

La vitesse de déplacement d'un chantier dépend de la largeur d'enlèvement, de la production journalière et de la hauteur du gradin. Elle est déterminée par la formule suivante :

$$V_{ch} = \frac{Pj}{A \times Hg}$$

Tel que :

Pj: La production journalière de la carrière m<sup>3</sup>/jour.

A : La largeur d'enlèvement (m).

Hg: La hauteur du gradin (m).

AN:

$$H_g = 10 \text{ m} \Rightarrow V_{ch} = \frac{3200}{7,42 \times 10}$$

$$V_{ch} = 43,12 \text{ m/j}$$

## IV.2. dimensions du bloc maximal abattu

La forme et les dimensions du tas de roches abattues influent sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert.

Les exigences aux dimensions et à la forme du tas de roche sont dictées par la technologie appliquée et par le type d'engins utilisés.

Les principales exigences du tas des roches abattues sont les suivantes :

- Bon remplissage du godet d'excavateur tout le long du tas ;
- Sécurité du travail.

Suivant la sécurité, la hauteur du tas ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur et près du talus elle doit être minimale.

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

- de la capacité du godet de l'excavateur (E), 9 m<sup>3</sup>:

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{E}, \text{ (m);}$$

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{9}$$

$$\mathbf{d \leq 1,66 \text{ m.}}$$

- de la capacité de la benne du dumper (V<sub>g</sub>), 30m<sup>3</sup>:

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{Vg} \text{ (m);}$$

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{30},$$

$$\mathbf{d \leq 1,55 \text{ m}}$$

- Dimensions d'ouverture de la trémie de réception ou bien du concasseur (A) :

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

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{1}$$

$$\mathbf{d \leq 0,8 \text{ m}}$$

Il est nécessaire non seulement que les blocs ne dépassent pas les dimensions admissibles mais aussi que toute la masse minière soit fragmentée à telle granulométrie où ces engins aient la productivité maximale.

Le tas répondant aux exigences indiquées assure la meilleure utilisation des excavateurs, des moyens de transport, de main-d'œuvre ainsi que la sécurité maximale des travaux dans le chantier. [4]

La forme et les dimensions du tas peuvent être réglées par les paramètres des travaux de forage et de tir et par l'explosion successive des charges en utilisant le tir à microretard.

### **IV.3. Technique d'abattage**

L'abattage est l'opération de destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des

morceaux de dimensions nécessaires et admissible pour le travail efficace des engins de chargement et de transport ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire).

Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend des facteurs suivants [14] :

- Du type de roches, et leur état naturel;
- Des propriétés physico-mécaniques et technologiques des roches;
- De la production ;
- Des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

On distingue l'abattage par pelle et par excavateur pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures.

#### **IV.3.1. Mode d'abattage par pelle et par excavateur**

L'abattage par pelle et par excavateur est pratiqué dans les milieux rocheux tendres, les excavateurs sont des machines destinées à la prise de la roche dans le massif vierge par leur godet jusqu'au lieu de déversement (engin de transport). [2]

#### **IV.3.2. Mode d'abattage à l'explosif**

L'abattage des roches par explosion est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/m<sup>2</sup>.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer [15] :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement;
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

D'après les critères de choix de la méthode d'abattage des roches, on va appliquer le mode d'abattage à l'explosif dans le massif rocheux de calcaire du gisement de Meftah.

## **IV.4. Les explosifs**

### **IV.4.1. Définition**

Un explosifs est une substance ou mélange de substances susceptible de se décomposer très rapidement, par réaction chimique, en libérant brutalement une grande quantité d'énergie. [18]

### **IV.4.2. Catégories d'explosifs**

Les explosifs fabriqués par l'ONEX sont des explosifs brisant qui comprennent :

- **Les dynamites** de consistance gélatineuse identifiée sous une appellation commerciale de GEONIT et GELANIT *I* et *II* contenant beaucoup d'huile (plus de 12% de nitroglycérine). Ce sont des explosifs brisant insensibles à l'eau et utilisés dans la recherche sismique et dans les travaux en roches dures (calcaire cristallin, grès durs et granit).
- **Les explosifs nitrates**, sous forme pulvérulente reconnus sous une appellation commerciale de CARRINIT et MARMANIT *I*, *II* et *III* ainsi que l'ANFOMIL et N18 BIS. Ils sont hygroscopiques et utilisés pour les roches tendres à mi-dures (schistes, molasse, marnes).

### **IV.4.3. Caractéristiques des explosifs**

#### **IV.4.3.1. Vitesse de détonation**

L'ONEX fabrique des explosifs dont la vitesse de détonation varie entre 2500 m/s et 7000 m/s.

#### **IV.4.3.2. Coefficient de Self Excitation**

Le coefficient de self excitation est important lors du bourrage des trous de mine. Pour les explosifs de l'ONEX, le C.S.E varie entre 0 et 18 cm.

#### IV.4.3.3. Puissance et brisance

Elle est déterminée au laboratoire par des essais et est exprimée couramment par le Coefficient d'Utilisation Pratique CUP ou encore par l'essai TRATZEL.

#### IV.4.3.4. Densité

L'ONEX produit une gamme d'explosifs dont la densité varie entre 0,95 et 1,5. C'est ainsi qu'on peut avoir les cartouches de même volume mais des poids différents, ce qui permet au mineur d'avoir des densités de chargement variables. [18]

### IV.4.4. Explosifs utilisés dans la carrière de Meftah

Les travaux de tir nécessitent d'utiliser des produits chimiques (explosifs) destinées pour libérer leur énergie potentielle en un temps très court, qui s'accompagne de dégagement d'un important volume gazeux et une température très élevée. Chaque produit explosif se caractérise par sa capacité de travail, sa brisance ou vitesse de détonation, sa sensibilité à l'onde explosive, son aptitude à transmettre la détonation, sa résistance à l'humidité ou l'eau, son état physique et son mode de présentation. Dans la carrière de Meftah les explosifs utilisés sont de deux types :

- 30% de **MARMANIT II** comme charge de pied.
- 70% d'**ANFOMIL** comme charge de colonne.

#### IV.4.4.1. MARMANIT II

La MARMANIT II est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT. Ce type d'explosif est caractérisé par une densité d'encartouchage moyenne. Elle est utilisée pour l'abattage des roches semi dures

##### a) Utilisation

- Utilisable dans les terrains secs ou faiblement humides.
- Elle est adaptée aux terrains à roches tendres à mi-dures.

##### b) Avantage

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

#### IV.4.4.2. ANFOMIL

L'ANFOMIL est un explosif nitraté de couleur blanche-rose, d'aspect fluide, contenant comme combustible du fuel oil domestique. Il est amorcé au moyen de cordons détonant ou un autre explosif brisant.

##### a) Utilisation

Il est utilisé dans les mines à ciel ouvert en milieu sec, il peut être associé avec les explosifs brisants (GELANIT /MARMANIT/ TEMEX) pour un bon rendement du tir "cout d'abattage réduit" surtout pour les grandes exploitations.

##### b) Avantage

- Economique.
- Facile à transporter et à charger dans les trous de mine.
- Explosif de sureté peu sensible aux actions mécaniques.
- Un bon remplissage des trous de mine "espace granulaire".

Les caractéristiques des explosifs MARMANIT II et l'ANFOMIL sont données dans le tableau IV.1.

**Tableau IV.1.** Caractéristiques des explosifs utilisés à Meftah. [32]

caractéristique	MARMANIT II			ANFOMIL
densité	1.05			0.9
Vitesse de détonation, (m/s)	4500			2600±100
Volume de GAZ, (l/Kg)	868			967
Enrgie, (KJ/Kg)	3987			3000
Résistance à l'eau	Médiocre			Médiocre
conditionnement	En cartouche			En sac de 25 kg
	Diamètre (mm)	Longueur (cm)	Le poids (kg)	
	65	75	2,5	

#### IV.4.5. Effets de l'explosif sur la roche

Le processus de la fracturation à l'explosif repose sur l'action combinée de l'onde de choc et des gaz d'explosion. En effet l'action de l'explosif dans un massif rocheux peut être caractérisée par la succession de plusieurs phénomènes :

- Tout d'abord, lors de la détonation d'un explosif, une onde de choc (onde de compression), va engendrer des contraintes supérieures à la résistance en compression de la roche. Cet état de contrainte va donc broyer la roche en fines particules, dans une zone autour du trou désignée par « zone de broyage ». La décroissance de ces contraintes est cependant très rapide : à courte distance (3 à 5 fois le rayon de la cartouche), les contraintes sont inférieures à la résistance en compression ;
- On observe ensuite la création de fissures radiales : l'onde de choc perd en intensité, mais les contraintes tangentielles qu'elle crée sont encore suffisantes pour fracturer la roche via des contraintes tangentielles de traction. Malgré une décroissance en  $1/r^3$  dans la zone de broyage et en  $1/r^2$  par la suite, les contraintes demeurent supérieures à la résistance en traction de la roche, dans une zone appelée zone transitoire (entre 20 et 50 de rayon de la cartouche). Au-delà de cette zone, aucune fissuration microscopique marquante n'apparaît : c'est la zone sismique. L'onde contribue à affaiblir le massif, sans pour autant mettre en cause sa structure globale par des pré-fissurations ;
- En suite les ondes de choc initialement créées vont rencontrer des surfaces libres (typiquement, le front à abattre ou les discontinuités du massif) sur lesquelles elles vont se scinder en une onde transmise et une onde réfléchie. Dans le cas d'une interface roche-air, cette réflexion est presque totale. L'onde de compression initiale se réfléchit en une onde de traction. Cette onde réfléchie engendre dans le massif rocheux des contraintes de traction, qui vont dépasser les caractéristiques mécaniques de la roche et provoquer une fissuration appelée écaillage, dans une zone proche de l'interface. De plus, les ondes réfléchies, en se propageant, vont réinitialiser les fissures créées par la première phase ;
- La dernière étape de l'abattage à l'explosif consiste que les ondes de contraintes ont joué leur rôle, fissurant ou affaiblissant le massif, les gaz d'explosion emprisonnés vont pouvoir se détendre, poursuivant leur propagation et leur action. Ils filent

dans les discontinuités, participant éventuellement à la fissuration, et mettant surtout l'ensemble en mouvement. [10]

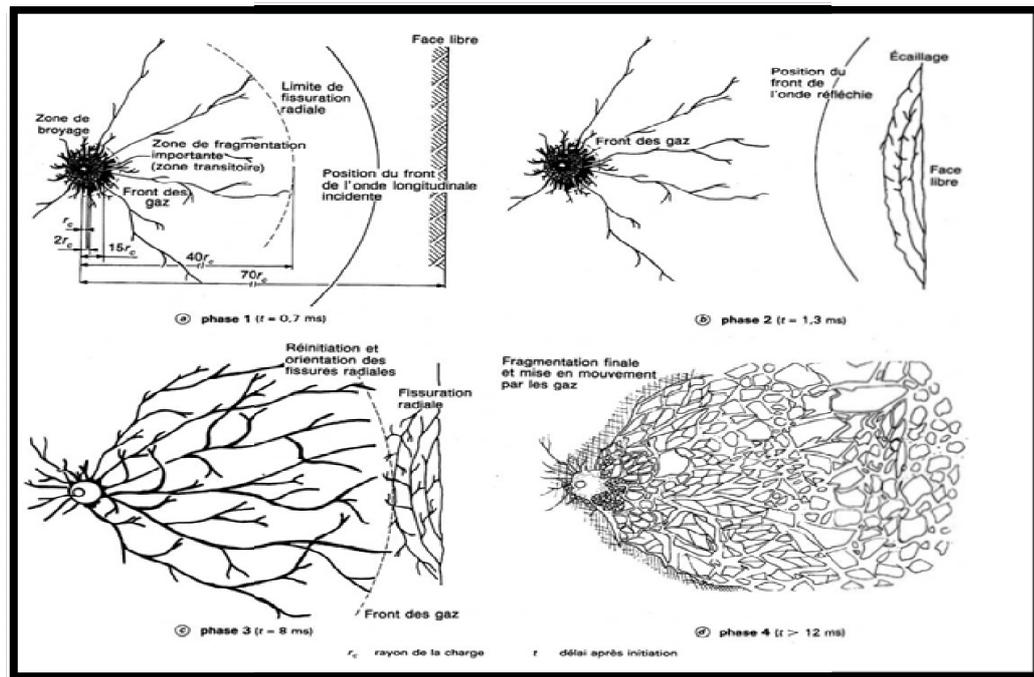


Figure IV.3.L'effet des explosifs sur la roche. [10]

## IV.5. La conception du plan de tir

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 et de la hauteur à forer ;

- 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 [31]:

- 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.

#### **IV.6. Les paramètres d'un plan de tir**

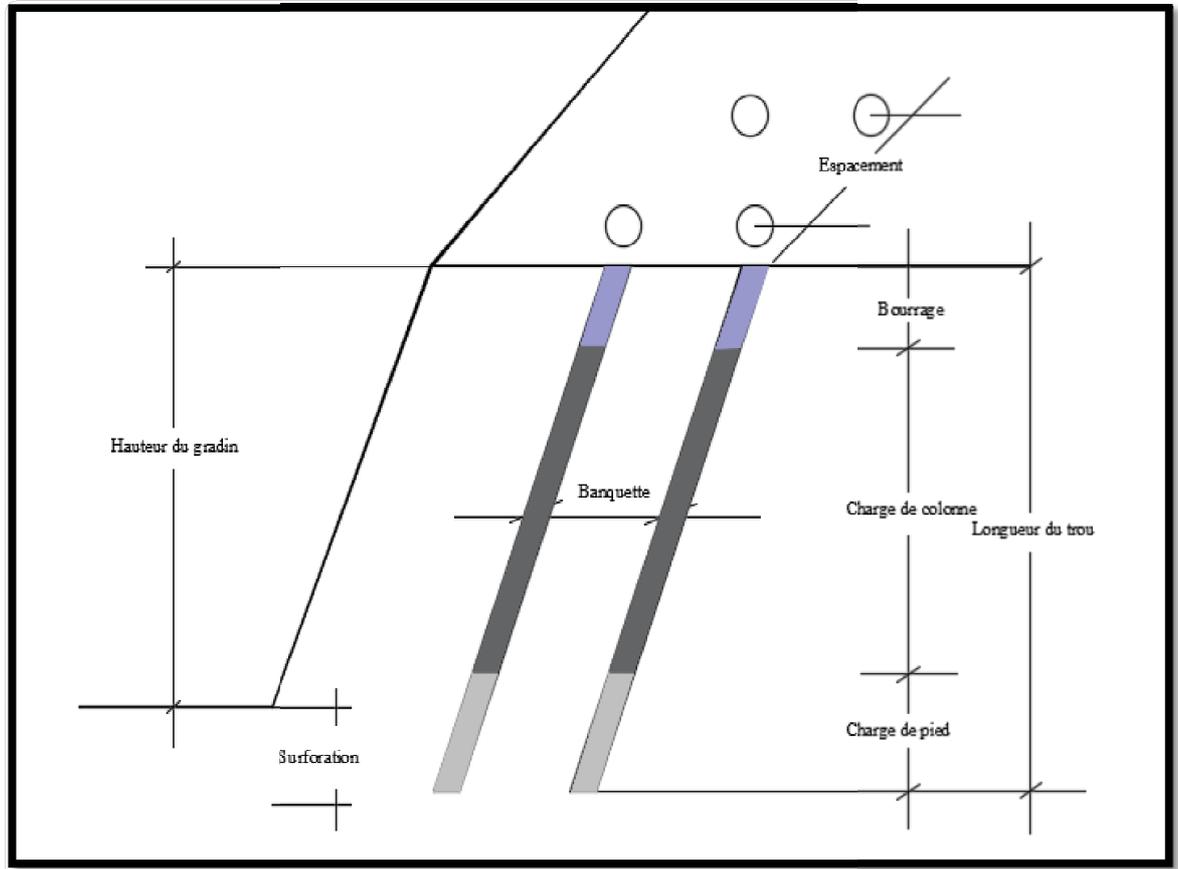
Le plan de tir élaboré à partir des résultats des essais préliminaire et après reconnaissance géologique du terrain.

Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés.

Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres tels que [15] :

- la hauteur du gradin, ( $H_g$ );
- la profondeur du trou ( $L_{tr}$ );
- la sous-foration ( $L_s$ );
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, ( $\beta$ ) ;
- la ligne de moindre résistance (résistance au pied de gradin), ( $W$ ) ;
- le diamètre du trou ( $d$ );
- la maille ou le rapport banquette/écartement entre trous;
- la distance entre les trous dans une rangée ( $a$ );

- la distance entre les trous (b);
- la qualité et quantité de la charge;
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage).



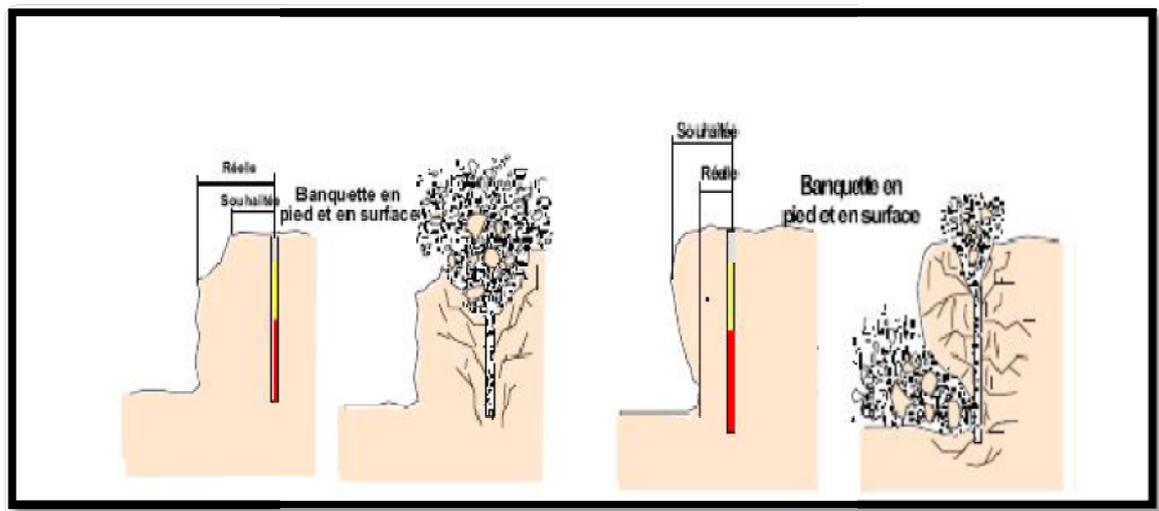
**Figure IV.4.** Géométrie et terminologie du plan de tir

#### IV.6.1. Qualité de la foration

La foration est un des éléments primordial de la réussite d'un tir. En effet, de cette opération dépendra, hors erreurs de conception du plan de tir, la sortie du pied, l'absence de projections, une granulométrie compatible avec le matériel de concassage et un foisonnement correct des matériaux. Le boutefeux a la possibilité d'interagir dans une certaine mesure, sur une foration qui ne répondrait pas à ses attentes. [6]

### IV.6.1.1. Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées en figure IV.5 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.

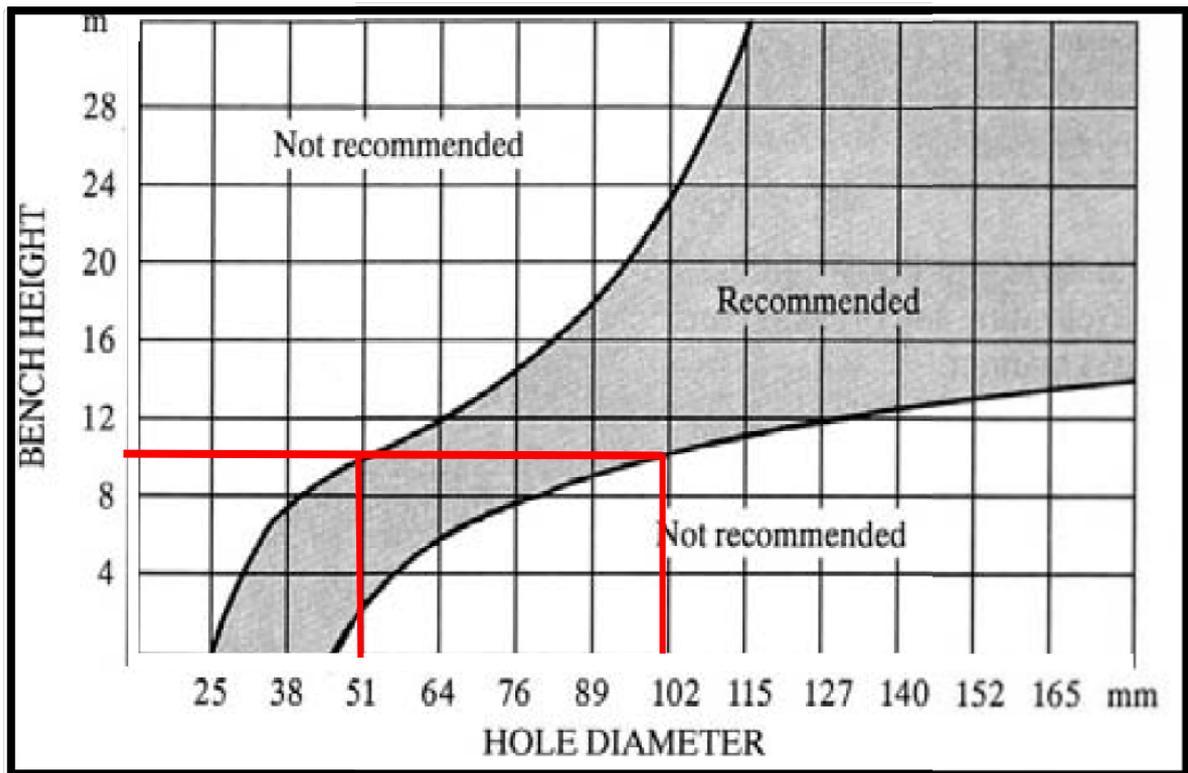


**Figure IV.5.** Effet de positionnement des trous par rapport au front d'abattage. [16]

### IV.6.2. Diamètre du trou

Il dépend du type de réalisation d'excavation et du degré de fragmentation ciblée de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels (débitage secondaire). 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.

Pour un meilleur choix du diamètre du trou de foration en fonction de la hauteur du gradin et du diamètre de la sondeuse on se réfère à la figure IV.6.



**Figure IV.6.** Choix de diamètre du trou en fonction de la hauteur du gradin. [20]

La figure IV.6 montre la relation existant entre le diamètre du trou et la hauteur du gradin. Pour une hauteur de 10 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 50/100mm.

Dans notre cas d'étude, le diamètre choisi pour la foration des trous est de l'ordre de 89mm.

### IV.6.3. Inclinaison du trou

L'inclinaison du trou est un paramètre très intéressant pour déterminer le bon foisonnement de la roche. La réglementation limite 10 à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. On prend l'inclinaison de 10° pour notre cas. Les avantages obtenus portent sur [24] :

- meilleure rupture de 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.

#### IV.6.4. La ligne de moindre résistance (Banquette maximale)

##### $B_{\max}$

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. [6]

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$B_{\max} = \frac{d}{34} \times \sqrt{\frac{\rho \times RWS}{\bar{c} \times f \times \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

Tel que :

d: Diamètre du trous (mm).

$\rho$  : La masse volumique de la charge explosif du pied (MARMANIT II,  $\rho=1.05 \text{ Kg/cm}^3$ ).

E/B : Rapport écartement sur banquette.

RWS MARMANIT = 85 %

C : Constante de roche ( $\text{kg/m}^3$ )

##### -Résistance au tirage (rock constant)

C'est la résistance au tirage représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, c'est donc la quantité minimale d'explosif pour abattre  $1\text{m}^3$  de roche (pour le calcaire,

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

**Tableau IV.2.**Résistance au tirage de quelques roches.

Roche	R ( $\text{kg/m}^3$ )
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0,25
<b>Calcaire moyen à dur</b>	0,35 ÷ 0,40
Diorite	0,45
Granite dur	0,45
Grés fins	0,40
Quartzite pate fine	0,53
Quartzite fracturé	0,30

C: Correction de la résistance au tirage de la roche, pour une roche très jointée :

$$\bar{c} = C + 0,05$$

$$\bar{c} = 0,4 + 0,05$$

$$\bar{c} = 0,45 \text{ kg/m}^3$$

f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine ( $\beta$ ).

**Tableau IV.3.** La valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou. [19]

L'angle $\beta$ (°)	0	10	20	30
f	1	0,95	0,90	0,85

Dans notre cas  $\beta = 10^\circ$

Donc :

$$f = 0,95$$

f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine ( $\beta$ ).

E/B : le rapport de la maille dépend essentiellement des objectifs poursuivis :

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

$$E/B = 1,25 \text{ m}$$

Donc la valeur de la banquette maximale est :

$$B_{\max} = \frac{89}{34} \times \sqrt{\frac{1 \cdot 05 \times 0 \cdot 85}{0 \cdot 45 \times 0 \cdot 95 \times 1 \cdot 25}}$$

$$B_{\max} = 3,38 \text{ m}$$

### -Correction de la banquette du fait de la déviation des forages

Les erreurs de foration (alignements ou déviations) doivent être prises en compte ; cependant, il faut veiller à ce que ces déviations ne soient pas supérieures à 0,03 m/m de foration ; dans ce cas, LANGEFORS considère que la banquette à prendre en compte est :

$$B = B_{\max} - 0,05 \times H_g$$

AN:

$$B = 3,38 - 0,05 \times 10$$

$$\boxed{B=2,88 \text{ m}}$$

L'expérience a montré que la qualité des forages est importante et la formule retenue généralement est :

$$B = B_{\max} - a \times d - \frac{b}{100} \times H_g$$

Tel que :

$H_g$ : La hauteur du gradin ;

$d$ : Le diamètre de forage ;

$a$  : Coefficient qui dépend de la précision de la mise en fiche, de l'implantation et de la nature des équipements utilisés (barres, outils,...) ;

- $a = 1$  pour une foration très prudente ;
- $a = 2$  pour une foration correcte ;
- $a = 4$  pour une foration convenable.

$b$  : coefficient dépendant de la qualité de la foration et la limitation de la déviation

- $b = 1$  pour une foration très précise ;
- $b = 2$  pour une foration assez précise ;
- $b = 3$  pour une foration peu précise.

En vu de l'équipement et les personnels de foration imposé par l'entreprise, On choisi,  $a=4$  et  $b=3$ .

AN:

$$B = 3,38 - 4 \times 0,089 - \frac{3}{100} \times 10$$

$$\boxed{B=2,72 \text{ m}}$$

#### IV.6.5. L'espacement

L'espacement  $E$  séparant les trous d'une même rangée, est défini à partir de la valeur  $B$ . L'expérience pratique a montré qu'un espacement efficace de 1.25 fois la ligne de moindre résistance donne des bons résultats. [5]

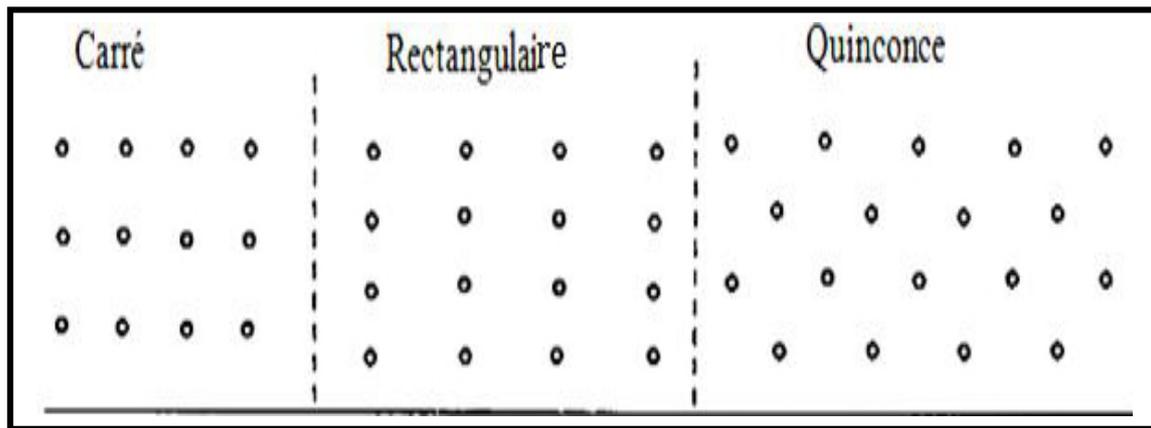
AN:

$$E = 1,25 \times 2,72$$

$$E = 3,4 \text{ m}$$

#### IV.6.6. Taille et configuration du tir

Les lignes de tir sont classiquement disposées en configuration parallèle ou en quinconce comme illustré sur la figure IV.7.



**Figure IV.7.** Principaux types de mailles utilisées pour les tirs en ciel ouvert. [6]

#### IV.6.7. L'excès de forage (Le sous-foration)

Le sous-foration sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement. [28]

D'après LANGEFORS l'excès de forage est calculé par la formule suivante :

$$L_s = 0,3 \times B_{\max}, (\text{m}).$$

AN:

$$L_s = 0,3 \times 3,38.$$

$$L_s = 1,01 \text{ m}$$

#### IV.6.8. Détermination de la longueur de foration

La longueur de foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage

à garantir une déviation faible. Elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison de la foration. L'inclinaison de la foration favorise le dégagement du pied et diminue les effets arrière. [2]

En tout état de cause, il est préférable de prévoir une longueur au moins deux fois supérieure à la banquette maximale. Dans le cas contraire, LANGEFORS préconise de revoir l'ensemble du dimensionnement en fonction des abaques qu'il propose. La longueur de la foration est déterminée par la formule suivante :

$$L_f = \frac{H_{gr}}{\cos\alpha} + L_s, \text{ (m).}$$

Où :

$H_{gr}$ : hauteur du gradin, (m);

$L_s$ : Le sous-foration (m);

$\alpha$  : L'inclinaison du trou par rapport à la verticale (°).

AN :

$$L_f = \frac{10}{\cos 10} + 1,01.$$

$$\boxed{L_f = 11,16 \text{ m}}$$

#### IV.6.9. La hauteur de la charge du pied

La charge de pied, c'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 sur-profondeur : [19]

$$L_p = 1.3 \times B$$

Tel que :

B: La banquette (m).

AN :

$$L_p = 1.3 \times 2,72$$

$$\boxed{L_p = 3,54 \text{ m}}$$

#### IV.6.10. Charge linéaire de pied

Elle est donnée par la relation suivante : [19]

$$C_p = 0.88 \times \frac{f}{s_p} \times \frac{E}{B} \times \left[ \frac{0.07}{W} + C + 0.004 \times B \right] \times B^2$$

$$C_p = 0.88 \times \frac{0.95}{0.85} \times 1,25 \times \left[ \frac{0.07}{2,72} + 0,4 + 0.004 \times 2,72 \right] \times 2,72^2$$

$$C_p = 3,97 \text{ kg/m}$$

#### IV.6.11. Quantité d'explosif au pied du gradin

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne, certains auteurs considèrent que la moitié de la charge doit être dans le 1/3 de la longueur du trou (au fond du trou). Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied. [8]

$$Q_p = C_p \times L_p;$$

AN:

$$Q_p = 3.97 \times 3,54.$$

$$Q_p = 14,05 \text{ kg}$$

#### IV.6.12. La hauteur du bourrage

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.

$$H_b = B$$

$$H_b = 2,72 \text{ m}$$

#### IV.6.13. La hauteur de la charge de colonne

La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, et est déterminé par la formule suivante :

$$L_c = L_f - 1.3 \times W - H_b$$

$$L_c = 11,16 - 1.3 \times 2,72 - 2,72$$

$$L_c = 4,9 \text{ m}$$

#### IV.6.14. Charge linéaire de colonne

La charge de colonne, dont l'énergie volumique est, selon LANGEFORS, environ 2.5 fois plus faible que celle de la charge de pied. [8]

$$C_c = 0.5 \times C_p$$

AN :

$$C_c = 0.5 \times 3,97$$

$$C_c = 1,98 \text{ kg/m}$$

#### IV.6.15. Quantité d'explosif en colonne

Est déterminé par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c$$

AN:

$$Q_c = 4,9 \times 1,98$$

$$Q_c = 9,7 \text{ kg}$$

#### IV.6.16. Quantité de charge d'explosifs dans un trou

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne. Elle est égale à :

$$Q_{\text{tot}} = Q_c + Q_p$$

AN :

$$Q_{\text{tot}} = 9,7 + 14,05$$

$$Q_{\text{tot}} = 23,75 \text{ kg}$$

#### IV.6.17. Consommation spécifique d'explosif

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 exigé de la fragmentation. La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m<sup>3</sup> de roche. [27]

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$Q_s = \frac{Q_{\text{tot}}}{W \times E \times \left(\frac{H_g}{\cos \beta}\right)}$$

Tel que :

$Q_{\text{tot}}$  : La quantité totale d'explosif dans un trou (Kg).

$W$  : la banquette pratique (m).

$E$  : l'espacement entre deux trous d'une même rangée (m).

$H_g$  : la hauteur du gradin (m).

$\beta$  : L'inclinaison du trou par rapport à la verticale (°).

AN :

$$Q_s = \frac{23,75}{2,72 \times 3,4 \times \left(\frac{10}{\cos 10^\circ}\right)}$$

$$Q_s = 0,25 \text{ kg/m}^3$$

#### IV.6.18. Volume de roche abattu par un trou

Le volume de la roche abattu par un trou est déterminé par la formule suivante :

$$V_{\text{tr}} = B \times E \times \frac{H_g}{\cos 10^\circ}$$

AN:

$$V_{\text{tr}} = 2,72 \times 3,4 \times \frac{10}{\cos 10^\circ}$$

$$V_{tr} = 93,9 \text{ m}^3$$

Qui correspond à la quantité « Q<sub>tr</sub> » en tonnes.

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \rho.$$

$\rho$ : La masse volumique du bloc (m<sup>3</sup>).

AN :

$$Q_{tr} = 93,9 \times 2,5.$$

$$Q_{tr} = 234,76 \text{ t}$$

#### IV.6.19. Nombre de trous forés nécessaire en une semaine

Le nombre de trous forés en une semaine est déterminé en fonction de :

- La production hebdomadaire (P<sub>he</sub>);
- Quantité de la roche abattue par trou (Q<sub>tr</sub>).

$$N_{tr} = \frac{P_{he}}{Q_{tr}}$$

AN:

$$N_{tr} = \frac{8000 \times 5}{234,75}$$

$$N_{tr} = 170,39 \approx 171 \text{ trou}$$

#### IV.6.20. 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 par 2 rangées des trous.

#### IV.6.21. Volume de roche abattu par deux volées

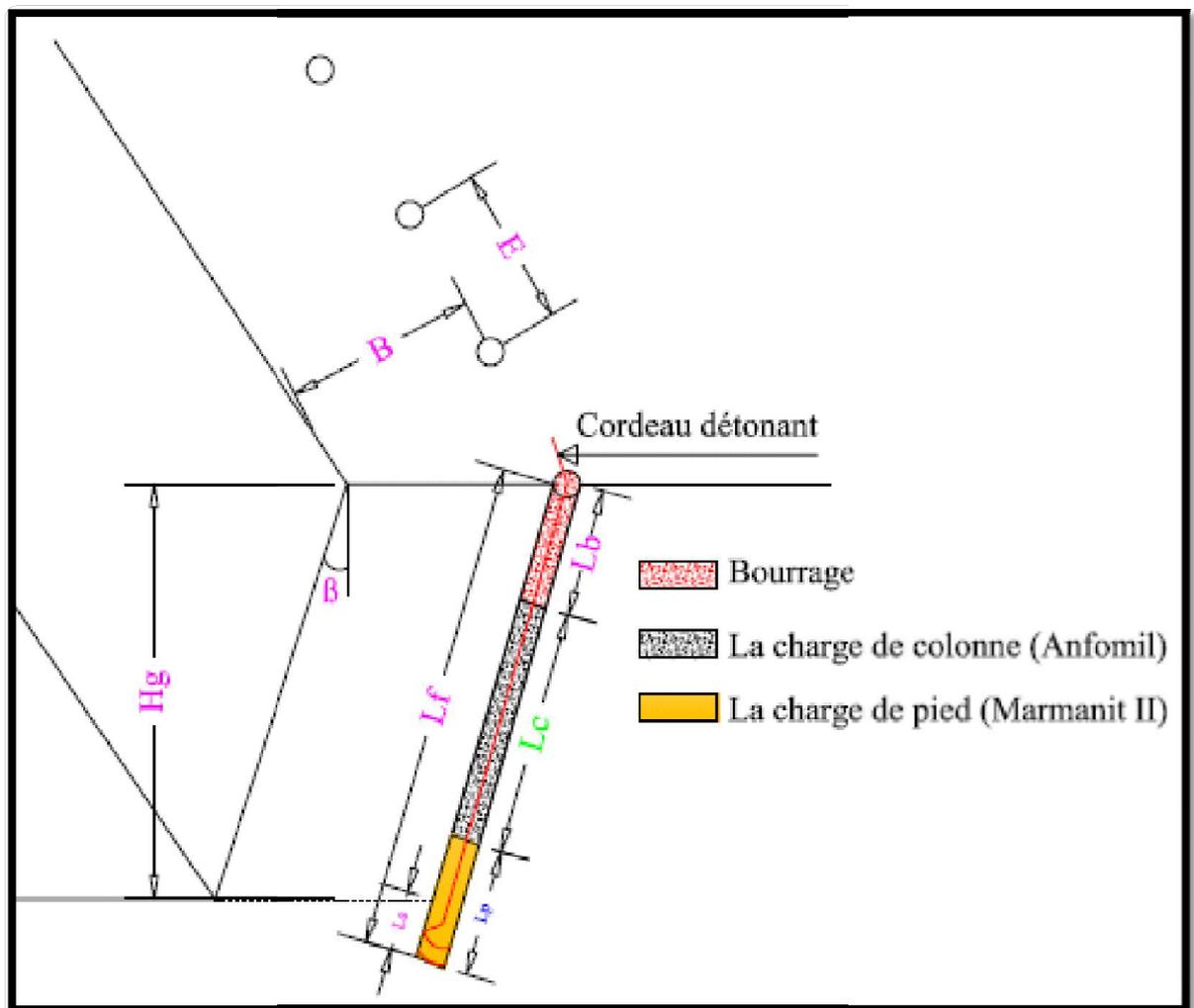
Il est donné par la relation suivante :

$$V_{vo} = N_{tr} \times V_{tr}$$

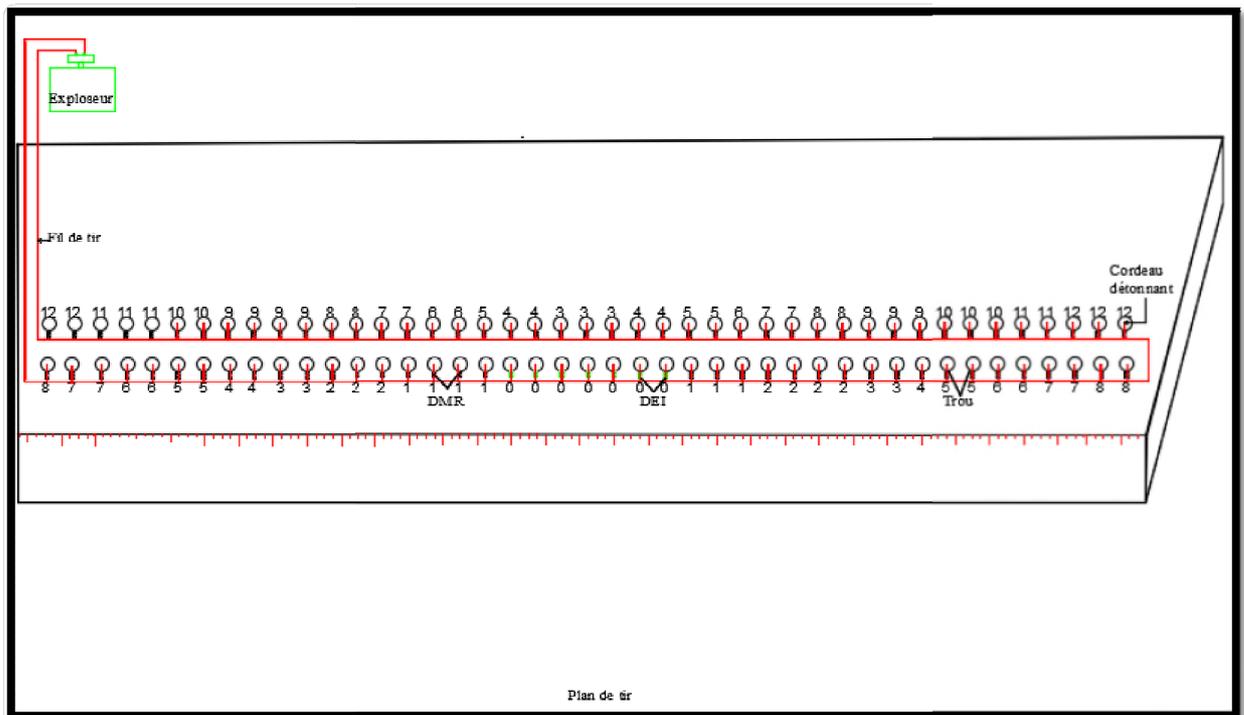
AN:

$$V_{vo} = 171 \times 93,9$$

$$V_{vo} = 16056,9 \text{ m}^3$$



**Figure IV.8.** Paramètres de chargement dans un plan de tir.



**Figure IV.9 :** le plan de tir avec une séquence d'amorçage pour des tirs en V.

## IV.7. Foration

L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs. Il est donc nécessaire de forer les trous de mines à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur et le bon diamètre; la précision avec laquelle ces paramètres seront respectés aura une grosse influence sur les résultats.

La réalisation d'un abattage consiste en la mise en œuvre d'explosifs à l'intérieur de trous de forage. Le résultat dépend pour une part importante de la qualité des trous, donc de l'exécution et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant mieux transmise à la roche qu'elle est confinée dans le trou de mines, conduit à recherche d'une bonne qualité de la paroi de forage.

Le forage des trous dans le massif de roche s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'actions : cisaillement, coupe et abrasion. Le forage des trous peut être effectué sans action mécanique des outils lorsqu'on applique les phénomènes de l'action physique sur la roche.

La foration doit prendre en compte [21] :

- Les caractéristiques mécaniques de la roche;
- La structure du massif;
- La géométrie du dérochement.

#### **IV.7.1. Les paramètres caractérisant l'engin de Foration**

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par différents paramètres [33] :

- le diamètre de foration : dans la pratique la gamme des diamètres disponibles peut varier de 40 à 800 mm;
- la profondeur à forer;
- la quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètre forés en fonction du diamètre et de la maille. 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.
- la vitesse de perforation;
- le type de perforatrice.

#### **IV.7.2. Choix du matériel de foration**

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de trois critères [21] :

- Caractéristiques du gisement : dont la forabilité dépend de la nature du matériau et de la géométrie de la masse rocheuse à abattre. Les caractéristiques de la roche (résistance à la compression, abrasivité), ainsi que la structure du massif (hétérogénéité, puissance, position du toit, discontinuité) sont généralement déterminantes;
- Les caractéristiques d'exploitation : matériel de reprise (pelle, chargeuse), granulométrie recherchée et programme de production;
- L'environnement : présence d'habitation, vibration et bruits, poussières.

## IV.8. Dimensionnement des matériels utilisés dans le processus de production

### IV.8.1. Chariot de forage

Dans les conditions de la carrière de Meftah, le mode de forage utilisé est roto-percutant.

Il est assuré par des sondeuses de modèle et de type: ATLAS COPCO ROC L6.

#### IV.8.1.1. Rendement du chariot de forage

La vitesse moyenne de foration des trous de mines de diamètre 89 mm et longueur de 16 m est de l'ordre de 0,79 m/mn d'où le temps nécessaire pour forer ce trou est de :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{B_v}$$

Où :

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

$L_{tr}$ : La longueur de trou ;

$B_v$ : La vitesse d'avancement, 0,79 m/min.

$$T_f = \frac{11,16}{0,79}$$

$$T_f = 14,13 \text{ min/trou}$$

**Donc :**

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

$$R_s = \frac{T \times K_u}{T_f} \text{ trou/post ;}$$

Tel que :

$R_s$ : Le rendement de la sondeuse (trous/post);

$T$  : la durée d'un poste (7heurs = 420 min) ;

$K_u$ : Le coefficient d'utilisation de la sondeuse(0,87) ;

$T_f$ :  $L_e$  temps nécessaire pour la foration d'un trou, (14,13min).

AN :

$$R_s = \frac{420 \times 0,87}{14,13} \text{ trous/post ;}$$

$$R_s = 25,86 \approx 26 \text{ trous/post}$$

#### IV.8.1.2. Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurer la production souhaitée

Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante :

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{R_s \times N_{p/j} \times N_{j/an} \times Q_{tr}}$$

Où :

$P_a$ : La production annuelle souhaitée :  $P_a = 1500000 \text{ t/an}$ .

$K_r$  : Le coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ÷ 1.25); On prend :  $k_r = 1,25$ ;

$R_s$ : Le rendement de la sondeuse (trous/post);

$N_{p/j}$  : Le nombre de postes de travail par jour ;(1 poste)

$N_{j/an}$  : Le nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, ( $N_{j/an} = 252$  jours) ;

$Q_{tr}$  : La quantité (en tonne) de la roche abattue par un trou ( $V = 234,76 \text{ t/ trou}$ ).

$$N_s = \frac{1500000 \times 1,25}{26 \times 2 \times 252 \times 234,76}$$

$$N_s = 0,61 \approx 1 \text{ sondeuse.}$$

Donc, on utilise une seule sondeuse dans les travaux de forage.

Pour un meilleur rendement ce résultat peut être obtenu dans des conditions normales et pour une meilleure exécution de la production, il faut 02 sondeuses, lorsque un chariot est arrêté pour entretien préventif ou curatif l'autre le remplace.

#### IV.9. Système d'amorçage

Le type d'amorçage a une influence importante sur les résultats de tir. Des études comparatives, réalisées notamment avec des moyens « cinématographie rapide », ont montré dans certains cas l'avantage de l'amorçage des mines en fond de trou par rapport à l'amorçage hors de trou.

L'amorçage permet de faire les constatations suivantes et dépend de:

- L'explosif: l'amorçage (et non l'initiation traitée ci-après) résulte essentiellement des caractéristiques de l'explosif; sa force dépend de la sensibilité de l'explosif.
- Du diamètre du trou de mine: la sensibilité de l'explosif augmente avec le diamètre (et le confinement).
- De l'environnement: l'amorçage en fond de trou diminue généralement les vibrations.
- Des objectifs du chantier: les objectifs de forme de tas ou de qualité de plateforme donnent généralement la préférence à l'amorçage en fond de trou.

### **IV.9.1. Le type d'amorçage**

#### **IV.9.1.1. Amorçage hors de trou**

Avec ce type d'amorçage l'explosif atteindra rapidement sa vitesse de détonation optimale qui restera de plus régulière le long de la colonne. Au cours de tir avec un amorçage hors de trou, l'onde de choc se propage presque perpendiculairement à l'axe du trou de mine.

La distance de parcours de l'onde de choc dans l'explosif est faible, aussi le plus souvent, la détonation n'atteint pas son origine stable. Cette diminution du rendement de l'explosif est confirmée par les mesures. L'onde de choc remontant vers le bourrage est faible, ce qui signifie que la fragmentation y est insuffisante à priori. Dans ce type d'amorçage, les gaz sont formés d'abord en tête de colonne. L'expulsion du bourrage est rapide ce qui entraîne des projections éventuelles et en conséquences le déplacement du pied et de l'ensemble du tas est plus faible.

On peut donc attendre de l'amorçage hors de trou :

- Un rendement parfois plus faible de l'explosif.
- Une fragmentation moins poussée du massif.
- De la projection éventuelle.
- Un déplacement du pied insuffisant.
- Des blocs au niveau du bourrage.

#### **IV.9.1.2. Amorçage fond de trou**

L'amorçage fond de trou se fait perpendiculairement à l'axe du trou et la détonation n'a pas le temps d'atteindre son régime stable. La charge détonne à vitesse faible. Dans l'amorçage ponctuel au pied, l'onde de choc qui descend dans le massif sous-jacent est

faible, alors que celle qui remonte dans la zone de bourrage et qui se réfléchit à la surface est puissante. De plus, les gaz formés d'abord au pied sont mieux confinés, ainsi le pied est-il bien dégagé. Le bourrage est soumis à une pression des gaz moins importante et plus tardive, d'où les résultats suivants [6] :

- Diminution de la projection des roches.
- Bon déplacement du pied.
- Bonne fragmentation générale et plus particulièrement dans la zone du bourrage.

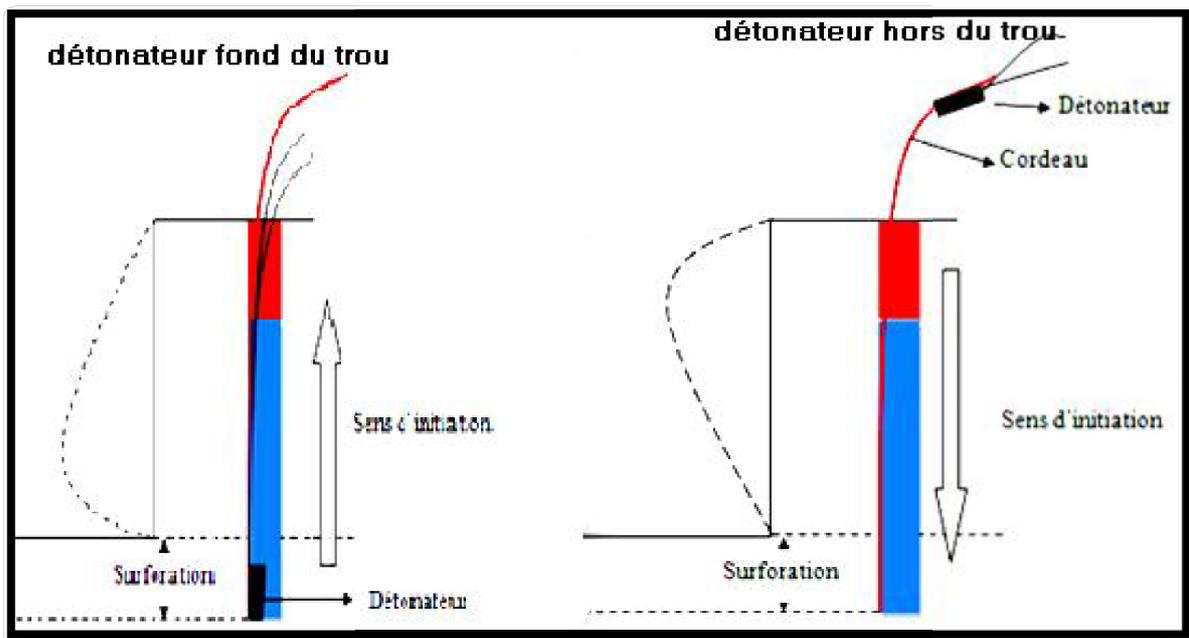


Figure IV.10. Amorçage fond de trou et hors de trou.

#### IV.9.2. L'efficacité du type d'amorçage

L'onde de choc se propage perpendiculairement à l'axe du trou de mine l'onde dans l'explosif est faible, aussi le plus souvent, la détonation stable. Cette diminution du rendement de l'explosif est confirmée par les mesures.

L'onde de choc remontant vers le bourrage est faible, ce qui signifie que la fragmentation y est insuffisante à priori.

Dans le cas de l'amorçage latéral comme dans le cas de l'amorçage en tête, les gaz sont formés d'abord en tête de la colonne. L'expulsion du bourrage est rapide (risques de projection) et en conséquence le déplacement du pied et de l'ensemble du tas est plus faible.

On peut donc attendre de l'amorçage latéral :

- Un rendement parfois plus faible de l'explosif.
- Une fragmentation moins poussée du massif.
- Des projections éventuelles.
- Un déplacement du tas insuffisant.
- Des blocs au niveau du bourrage.

Pour ce qui concerne l'amorçage en tête ou antérieur, d'ailleurs peu utilisé, on va atteindre un régime stable de la détonation avec un meilleur rendement de l'explosif, mais on retrouve une partie des inconvénients de l'amorçage latéral.

D'autre part, une puissante onde de choc descend dans le massif sous-jacent provoquant des vibrations supplémentaires mais aussi une dégradation de la résistance du massif.

Dans le cas de l'amorçage au pied ou postérieur l'onde de choc qui descend dans le massif sous-jacent est faible, alors que celle qui remonte dans la zone de bourrage et qui se réfléchit en surface est puissante. De plus, les gaz formés d'abord au pied sont mieux confinés, ainsi le pied est-il bien dégagé, ainsi que le bourrage est soumis à une pression des gaz moins importante et plus tardive, d'où les résultats suivants:

- Bon déplacement du pied.
- Bonne fragmentation générale et dans la zone de bourrage.
- Diminution des projections.
- Protection du massif sous-jacent. [38]

## **IV.10. 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. Il s'avère comme le principal poumon 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).

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement se base sur les facteurs suivants [6] :

- La production ciblée.
- La nature des matériaux.
- Les mesures de sécurité.

#### IV.10.1. Dimensionnement de chargement

Le chargement de la matière du front de taille est assuré par des chargeuses sur pneu de capacité de godet de 9 m<sup>3</sup>. Ce type de chargeuse offre l'avantage d'être mobile ce qui permet un déplacement rapide d'une plateforme de chargement à l'autre.

Dans les conditions de la carrière de Meftah, les chargeuses sont de type Caterpillar 990 II.

**Tableau IV.4.**Caractéristiques techniques de la chargeuse CAT 990 II. [9]

Paramètres	Unités	Valeurs
Type CAT 990	-	-
Longueur	Mm	12341
Largeur	Mm	4450
Hauteur	Mm	8091
Rayon de braquage	Mm	2000
Puissance du moteur	Kw	503
Capacité du godet	M <sup>3</sup>	9
Vitesse maximale de déplacement	Km/h	20,8
Poids de la chargeuse	Kg	23100
Moteur	-	3412EDITA ATAAC

##### IV.10.1.1. Détermination du temps de cycle de la chargeuse

Après un certain nombre de chronométrage réalisé à la carrière de Meftah, les mesures de temps obtenus ont donné les résultats dans le tableau IV.5.

**Tableau IV.5.**Chronométrage du temps de cycles de la chargeuse CAT990.

Cycle	$t_r$ (s)	$t_{mc}$ (s)	$t_{dé}$ (s)	$t_{mv}$ (s)
1	12,85	8,1	4,1	5,36
2	12,76	8,3	3,5	4,22
3	13,42	7,59	3,42	5,45
4	12,53	6,4	3,8	3,9
5	13,78	8,1	3,63	4,72
6	13,81	7,5	3,76	4,9
Moyen	13,19	7,66	3,79	4,88

Le temp de cycle moyen  $t_c$  de la chargeuse est donné par :

$$t_c = t_r + t_{mc} + t_{dé} + t_{mv}$$

$$t_c = 13,19 + 7,66 + 3,79 + 4,88$$

$$t_c \approx 30s$$

#### IV.10.1.2. Détermination du coefficient de remplissage du godet de la chargeuse

Pour les roches fragmentées à l'explosif avec fragmentation moyenne et aptitude au cavage difficile, la valeur du coefficient de remplissage est comprise entre  $0,75 \div 0,9$ .

Nous prenons  $K_r$  : coefficient de remplissage du godet,  $k_r = 0,8$ .

#### IV.10.1.3. La capacité de godet de la chargeuse

Pour assurer la production souhaitée par l'entreprise il est préférable d'utiliser une Chargeuse (CATERPILLAR 990 II) avec une capacité de godet de  $9 \text{ m}^3$ .

#### IV.10.1.4. Le rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \gamma \times K_u}{T_c \times K_f} \text{ (t/poste)}$$

Où :

$V$  : la capacité du godet de la chargeuse

$K_r$  : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ( $K_r = 0,8$ ) ;

T : durée d'un poste de travail (T = 7 heures);

$\gamma$  : masse volumique ;  $\gamma = 2.5 \text{ t/m}^3$  ;

$K_u$  : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail ( $K_u = 0.90$ ) ;

$K_f$  : Le coefficient de foisonnement,  $K_f = 1.5$  ;

$t_c$  : durée d'un cycle de chargement ; ;

$$t_c = t_r + t_{mc} + t_d + t_{mv} \text{ (s)} ;$$

$t_r$  : temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement.

$t_{mc}$  : temps de parcour (marche) de la chargeuse chargée vers le lie de déchargement

$t_d$  : temps de déchargement du godet ;

$t_{mv}$  : temps de parcour (marche) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus).

Donc : le rendement de la chargeuse est:

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 9 \times 0,8 \times 7 \times 2,5 \times 0,9}{30 \times 1,5} \text{ (t/poste)}$$

$$R_{ch} = 9072 \text{ t/ poste.}$$

#### IV.10.1.5. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un dumper

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un dumper est calculé par la relation suivant :

$$N_g = \frac{Q_c \times K_f}{V \times K_r \times \gamma}$$

Avec :

$Q_c$  : capacité du camion,  $Q_c = 30 \text{ T}$ .

$k_f$  : coefficient de foisonnement,  $k_f = 1,5$  ;

V : capacité du godet de la chargeuse;

$k_r$  : coefficient de remplissage du godet,  $k_r = 0,9$  ;

$\gamma$  : Poids volumique de la roche  $\gamma = 2,5 \text{ T/m}^3$ .

$$N_g = \frac{30 \times 1,5}{9 \times 0,9 \times 2,5}$$

$$N_g \approx 3 \text{ godets.}$$

#### IV.10.1.6. La durée de chargement d'un dumper

La durée de chargement d'un dumper est calculée par la relation suivante :

$$T_{ch} = t_c \times N_g; (s)$$

$t_c$  : la durée d'un cycle de chargeuse.  $t_c = 30$  secondes.

$N_g$  : nombres de godets nécessaires pour le chargement d'un camion de.

$$T_{ch} = 30 \times 3$$

$$T_{ch} = 90 \text{ s.}$$

Pour un meilleur rendement et meilleure marche de la production il faut 02 chargeuse, qui assurent la réalisation du programme lorsque une chargeuse est arrêtée pour entretien préventif ou curative l'autre la remplace.

### IV.11. Le transport

Le transport à ciel ouvert prédétermine dans une très large mesure. Le but principal du transport de la carrière est le déplacement qui sont le stérile pour les roches stériles et le calcaire pour les stocks ou la trémie de la réception des installations de traitement.

Dans carrières contemporaines, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières. La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte. La simplicité des constructions des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport. [25]

Le choix rationnel des équipements de transport dépend des facteurs suivants :

- La production annuelle de la carrière.
- La distance de transport.
- Le type d'engin de chargement.
- La nature des roches à transporter.

- La méthode d'exploitation.
- La méthode d'ouverture.

#### **IV.11.1. Choix du mode de transport**

Le choix du mode de transport tient compte [6] :

- Des propriétés de la roche extraite
- Des conditions géologiques du gisement
- Des dimensions de la carrière
- De la distance de transport
- Du rendement de la carrière

Les différents modes de transport possibles sont les suivants :

- Par camion.
- Par voie ferrée.
- Par convoyeur à bandes.
- Par skip.
- Par couloir de chute.

Le transport de la roche abattue dans notre cas se fait avec des dumpers CATERPILLAR 775E de capacité de 75 tonnes.

Le parcours du transport maximal est de 1500 m (longueur de la piste qui relie le niveau supérieur et la station de concassage primaire).

#### **IV.11.2. Dimensionnement des engins de transport**

Le type de dumper utilisé dans la carrière de Meftah est CATERPILLAR CAT775E. Les caractéristiques techniques de ce dumper sont données dans le tableau IV.6 ci-dessous.

**Tableau IV.6.**Caractéristiques techniques du dumper Caterpillar 775E. [9]

Paramètres	UNITES	VALEURS
Type CAT775	-	-
Capacité de charge	Tonne	65
Capacité de la benne	m3	31.4
Puissance du moteur	KW	544
Rayon de braquage	mm	9200
Poids à vide	Tonne	47.5
Poids à charge	Tonne	112.5
Longueur	mm	9209
Largeur	mm	5076
Hauteur	mm	4410
Vitesse maximale avant	Km/h	65.8
Vitesse maximale arrière	Km/h	12

#### IV.11.2.1. Calcul du rendement d'un dumper par poste

Il est déterminé par la formule suivante :

$$R_d = \frac{3600 \times Q_d \times T_p \times K_q \times K_u}{T_c \times k_f} \text{ [t /poste]}$$

Tel que :

$Q_d$  : La capacité de la benne d'un dumper (t) ;

$t_p$ : La durée d'un poste (7 h) ;

$K_q$  : Le coefficient d'utilisation de la capacité de charge d'un dumper ( $K_q \leq 1$ , On prend  $K_q = 0.9$ ) ;

$K_u$  : Le coefficient d'utilisation d'un dumper durant un poste de travail /  $K_u = 0.9$  ;

$T_c$  : Le temps de réalisation d'un cycle (s).

$$T_c = t_r + t_{mc} + t_{dé} + t_{mv} + t_m$$

Avec :

$t_r$  : Le temps de remplissage d'un dumper ;

$t_{mc}$  : Le temps de marche à charge ;

$t_{dé}$  : Le temps de déchargement ;

$t_{mv}$  : Le temps de marche à vide.

$t_m$  : Le temps du manœuvre.

$K_f$  : Coefficient d foisonnement,  $K_f = 1,5$ .

Comme pour la chargeuse, nous avons aussi réalisé un certain nombre de chronométrage pour les dumpers ce qui nous donne :

**Tableau IV.7.**Chronométrage du temps de cycles du dumper 775E.

N° Cycle	Temps de remplissage (s)	Temps de déchargement (s)	Temps du manœuvre (s)
1	145.17	20.55	7.81
2	84.66	19.16	8.22
3	90.33	19.81	9.54
4	110.43	20.13	9.36
5	115.26	18.64	11.01
<b>Moyenne</b>	<b>109.17</b>	<b>19.658</b>	<b>9.188</b>

– **Calcul du temps de marche à vide et en charge :**

➤ **À vide :**

$$t_{mv} = \frac{L}{V}$$

Tel que :

L : Longueur de la piste qui relie le niveau supérieur et la station de concassage primaire,  $L = 1.5 \text{ km}$  ;

V : C'est la vitesse du dumper à vide,  $V=24 \text{ km/h}$ .

$$t_{mv} = \frac{1.5}{24}$$

$$t_{mv} = 0.0625 \text{ h} = 3.75 \text{ minutes} = 225 \text{ secondes}$$

➤ **En charge :**

$$t_{mc} = \frac{L}{V}$$

Tel que :

$V_c$  : C'est la vitesse du dumper en charge,  $V = 20 \text{ km/h}$ .

$$t_{mc} = \frac{1,5}{20}$$

$$t_{mc} = 0.075 \text{ h} = 4.5 \text{ minutes} = 270 \text{ secondes.}$$

$$t_{mc} = 270 \text{ s}$$

$$T_c = 109.17 + 270 + 19.658 + 225 + 9.188$$

$$\boxed{T_c = 633.016 \text{ s}}$$

Donc :

Le rendement d'un dumper sera comme suit :

$$R_d = \frac{3600 \times 75 \times 7 \times 0.9 \times 0.9}{633.016 \times 1.5}$$

$$\boxed{R_d = 1612.282 \text{ t/poste}}$$

#### IV.11.2.2. Calcul du nombre de dumpers

Le nombre des dumpers nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante :

$$N_d = \frac{P_j \times K_i}{R_d \times N_p}$$

Tel que :

$N_d$  : Nombre de dumpers ;

$P_j$  : La production journalière souhaitée par l'entreprise (t/j) ;

$K_i$  : Coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2 On prend  $k_i=1.2$ ) ;

$R_d$  : Rendement d'un camion durant un poste de travail (t/poste) ;

$N_p$  : Le nombre de poste par jour.

$$N_d = \frac{8000 \times 1.2}{1612.282 \times 2}$$

$N_d = 2.97 \approx 3 \text{ dumpers}$
--

Donc le nombre de dumpers nécessaires pour assurer la production journalière est trois (3), mais afin de garantir la continuité du travail au niveau de la carrière on doit tenir compte d'un dumper en réserve.

## Conclusion

Dans ce chapitre nous avons présenté, d'une part, les différents paramètres d'exploitation, en commençant par les éléments de la carrière, le mode d'abattage, les conditions de travail suivant le régime de travail de la carrière.

Et d'autre part, on a dimensionnée les matériels utilisés toute en assurant la production projetée par l'entreprise, la sécurité du personnels.

# Chapitre 05

*Plans d'exploitation de la carrière de  
Djebel Zerouala*

## Introduction

L'exploitation du gisement de Djebel Zerouala se fera par des gradins horizontaux de 10 m de haut en bas, entre le niveau de sommet 325 m et de base du gisement 295 m. L'exploitation sera conduite sur quatre phases principales sur une durée de 1 année environ avec une cadence d'un peu plus d'un million de tonnes durant cette année.

### V.I . Phases d'exploitation de la carrière Djebel Zerouala

L'exploitation de ce gisement fait appel au plan topographique sur lequel on réalise une piste d'accès au gisement (plan initial), la distance de cette piste est utilisée pour le dimensionnement du matériels de transport, après l'accès au gisement on commence par la création des gradins et ce qu'on va présenter par la suite.

#### V.I.I. Phase N°1

Cette première phase sera consacrée à l'ouverture de la carrière à partir du côté Sud du gisement et entre le niveau supérieur 340 m et le niveau 325 m.

On commence l'exploitation par le niveau 340 m (arrête supérieure du 1<sup>er</sup> gradin) suivant la direction Nord, avec création de la 1<sup>ère</sup> berme de sécurité dont l'altitude variée varié de 340 jusqu'à 325.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD :

1er Niveau 325:

$$V1 = 89296.5385 \text{ m}^3$$

$$T1 = 89296.5385 \times 2.5 = 223241.346 \text{ tonnes.}$$

Le plans N° 01 montre le processus de la création du premier gradin, ce dernier a une hauteur allant jusqu'à 15 m.

#### V.1.2. Phase N°2

Après avoir achevé l'exploitation du 1er gradin du niveau (325 m), on entame l'exploitation du 2<sup>ème</sup> niveau qui est représenté sur le plan topographique avec les courbes de niveau (325-315), l'extension de la carrière est toujours suivant la direction Sud avec la réalisation de la 2<sup>ème</sup> berme de sécurité.

Les réserves exploitables sont estimés à :

2ème Niveau 315 :

$$V2 = 137655.052 \text{ m}^3$$

$$T2 = 137655.052 \times 2.5 = 344137.63 \text{ tonnes}$$

Le niveau 315 est représenté par le plan d'exploitation N° 02.

### V.1.3. Phase N°3

Cette phase consiste à exploiter le niveau 305 m (plans N° 03) suivant la direction Sud qui est représentée par les courbes de niveau (315-305), avec l'apparition d'une 3<sup>ème</sup> berme de sécurité.

Les réserves exploitables sont :

3<sup>ème</sup> Niveau :

$$V3 = 177185.647 \text{ m}^3$$

$$T3 = 177185.647 \times 2.5 = 442964.118 \text{ tonnes.}$$

### V.1.4. Phase N°4

Cette phase consiste à exploiter le niveau 295, plan final du gisement Djebel Zerouala, qui est le dernier gradin avec création d'une quatrième berme de sécurité (plans N° 04).

Les résultats obtenus à l'aide du logiciel Auto-CAD sont résumés dans le tableau suivant :

**Tableau V.1** : Tableau récapitulatif des réserves exploitables.

N° de sections	Niveaux (m)	Surface des sections (m <sup>2</sup> )	Volumes des sections (m <sup>3</sup> )	La masse volumique $\gamma$ (t/m <sup>3</sup> )	Tonnage (T)
<b>1</b>	295	19 000.6472	<b>177185.647</b>	2.5	<b>442964.118</b>
	305	16 436.4822			
<b>2</b>	305	16 436.4822	<b>137655.052</b>	2.5	<b>344137.63</b>
	315	11 094.5282			
<b>3</b>	315	11 094.5282	<b>89296.5385</b>	2.5	<b>223241.346</b>
	325	6 764.7795			
<b>Total</b>	/	/	<b>404137.238</b>	/	<b>1010343.1</b>



# Conclusion générale

## **Conclusion :**

Au terme de notre projet de fin d'études : "processus d'exploitation du gisement de calcaire de Djebel Zerouala", nous sommes arrivés aux conclusions suivantes:

- L'étude géologique et topographique du gisement de Djebel Zerouala a permis l'évaluation de ses réserves exploitables qui sont estimées de l'ordre de 1 010 000 tonnes. Avec une production annuelle de 1 500 000 tonnes, l'entreprise pourra alimenter la cimenterie pendant 1 an de plus.
- Les conditions géologiques, minières et techniques du gisement sont favorables pour son exploitation.
- Pour entamer l'exploitation, on réalise tout d'abord une piste d'accès partant du bas vers le haut d'une longueur de 1500 m, tandis que l'exploitation de gisement se fait dans le sens contraire, par quatre gradins de 10 m.
- Nous avons choisi et défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, les paramètres de la piste d'ouverture et de transport ; les éléments du système d'exploitation, etc.
- L'exploitation se fait de haut vers le bas, avec 04 gradins de 10 m, pour cela un schéma de plan de tir a été proposé.
- Le volume total des réserves à exploiter est 1 010 343.1 tonnes. Ce qui permet de conclure que les volumes calculés avec le logiciel Auto-CAD pour chaque phase d'exploitation sont en accord avec le calcul des réserves d'exploitation et à fortiori la durée de vie de la carrière estimée à 1 an.

# Références bibliographiques

## Référence bibliographique

[1] : **ALIOUCHE M.** ; [2008] “ Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l’environnement ; Etude de cas dans l’Est Algérien (Les gisements de Djebel Salah, Région de Constantine) “. Mémoire de Magister de l’Université Mentouri de Constantine.

[2] : **AMARI G.** ; [2010] “Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula, Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) “. Mémoire de fin d’études de l’école nationale polytechnique.

[3] : **BACHAR ASSED M A.** ; [2004/2005] “cours d'exploitation des mines à ciel ouvert“, ENP

[4] : **BENMOTEF A M.**, [2006] “Résultats des essais et commentaires exécutés sur le gisement de calcaire Djebel Sadjar, Ain Smara – Constantine “.

[5] : **BERDOUDI S.** ; “ Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes “. Thèse de doctorat de l’Université Badji Mokhtar Annaba.

[6] : **BOUDJELLAL H. BOUKLOUHA H.** ; [2015] “Optimisation des paramètres d’abattage à l’explosif pour améliorer les résultats de tir (carrière Chouf-Amar) “. Mémoire de fin d’études de l’ECOLE NATIONALE SUPERIEURE DES MINES ET METALLURGIE

[7] : **BOUKHALFA A.** ; [2011] “ Analyse des paramètres de coupe (Abattage mécanique) “. Mémoire de Magister de l’Université Badji Mokhtar Annaba.

[8] : **BEREST P, BILLAUX D, BOULON M, CORNET F et AL.** ; [2000] “ Comportement mécanique des discontinuités. Manuel de mécanique des roches, Tome 1 : Fondements “. Les Presses de l’École des Mines Paris.

[9]: **Caterpillar Performance Handbook Edition 33**; Wheel Loaders Integrated Tool carriers.

[10]: **CECILE C.** ; [2011] “ Analyse et optimisation des pratiques d'abattage a l'explosif dans une carrière de granulats “. L'école des mines de Paris.

[11]: **CHALHOUB M.** ; [2010], “Massifs rocheux Homogénéisation et classification numériques “. Edition Paris Tech les press.

[12]: **CHELOUCHE F.** ; “ Ouverture et l'exploitation du gisement de baryte de draissa (Wilaya de Bechar) “. Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique.

[13]: **CHIBKA N.** ; [1980] “exploitation des gisements métallifères“.

[14]: **CHARLES P, COSTE G et al.** ; [1995] “ Memento des mines et carrières “. Régie Publicité industrielle 61, boulevard de picpus 75012 Paris.

[15]: **DJARFOUR Dj.** ; [2006] “Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar (Ain Smara, W. Constantine) “. Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.

[16]: **DOUAI C.** ; “ *Abattage des roches (deuxième partie) – 0213 /0300* “. Ecole des Mines page 788 pages 1 à 17.

[17]: **FOURNEY W L; SIMBA K R. Y AND HOLLOWAY D. C.**; [1982] “Pre-splitting and stress waves. A dynamic photo elastic evaluation “. Rock Mechanics.

[18]: **GHARBI K.** ; [2007] “ L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier “. Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique.

[19]: **GUILLORE J.** ; [2008] “ Guide de mise en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique “.

[20]: **HEINIÖ M.**; 1999 « Rock Excavation Handbook».

[21]: **HERRMANN K.** ; [1971] “ Précis de forage des roches “. Edition DUNOD Paris.

[22] : **JACQUES L.** ; [2006] “ cours de la géotechnique “. Institut National Des Sciences Appliquées de Toulouse.

[23] : **Jaques F.** ; [1998] “Le soutènement des galeries minières“. Ecole des Mines Paris.

[24] : **KOVALENKO K, AMBARTSOUMIAN N, M LAHMER K.** ; [1986]

“ Exploitation des carrières “. Edition Office des publications universitaires.

[25] : **KOVALENKO V.** ; [1986] “ exploitation des carrières“ OPU.

[26] : **LAVASSEUR M.** ; [2003] “ Contribution des systèmes d'information géographique à l'analyse quantitative de l'aléa “glissement de terrain” Exemple d'application au secteur de Ville de La Baie, Québec “. Mémoire de maîtrise de l'université du Québec INRS.E.T ; 213 pages.

[27] : **LOUNIS F.** ; [2007] “ Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha “. Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.

[28] : **MENACER K.** ; [2011] “ Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA) “. Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.

[29] : **MERABET D.** ; [1989] “ principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert “. Edition Office des publications universitaires.

[30] : **NEFIS M.** ; [2010] “ Modèle d'un plan de tir “. Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.

[31] : **NEGGAZI A.** ; [2010] “Projet d'Exploitation de la colline Est du gisement de Dolomie-Calcaire à El-Maleh (Ain-Temouchent) “. Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.

[32] : **OFFICE NATIONAL DES SUBSTANCES EXPLOSIFS,** “ Techniques d'utilisation des explosifs “.

[33] : **POULARD F.** ; [2005] “ Rapport d'étude la partie 2 : Typologie des événements redoutés au droit d'exploitations pentées et/ou filoniennes “.

[34] : Rapport interne de la Société des ciments de la Mitidja.

[35] : **SAADOUN A.** ; [2012] “ Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar. M'sila “. Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.

[36] : **SOUKATCHOFF V.** ; [2007] “ Cours de géotechnique “ de l'école nationale supérieure des mines de Nancy ; 100pages.

[37]: **TERZAGHI K, PECK B.R, MESRI G.** ; [ 1996] “Soil Mechanics in Engineering Practice“; 3<sup>th</sup> JOHN WILEY & SONS, INC; 665pages;.

[38] : **THIARD R, BLANCHIER A.** ; “ Utilisation des explosifs dans le génie civil “.

[39] **WATTS, GRIFFIS. Mc, OUAT LTD.** ; [1970] “Cimenterie de MEFTAH (W de Blida “. Etudes géologiques, Volume I.

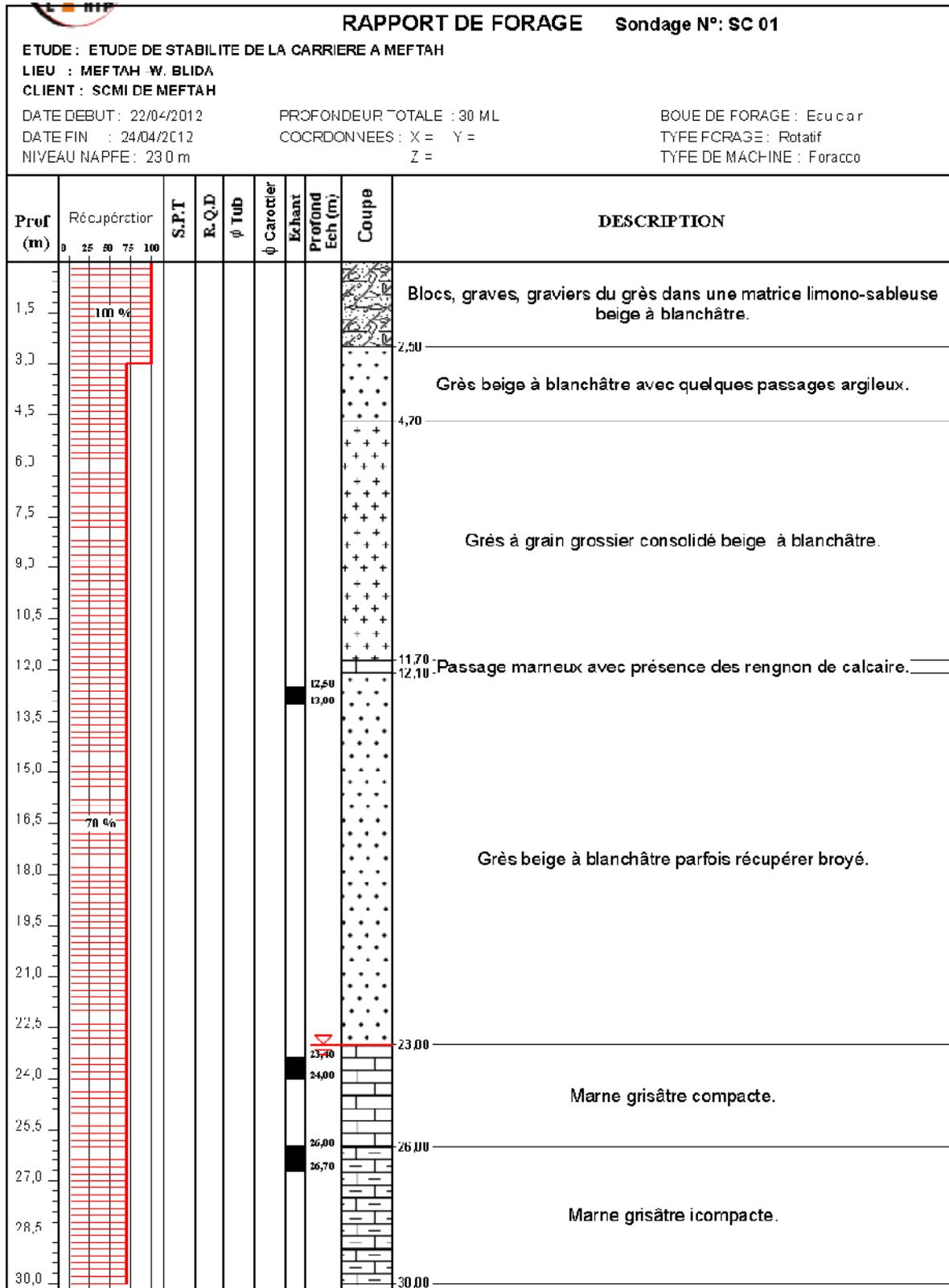
[40] : **WATTS, GRIFFIS. Mc OUAT LTD.** ; [1970] “ Cimenterie de MEFTAH (W. de Blida) : Sommaire des sondages “, Volume II.

[41] : **ZHAO J.** ; [2008], “Rock Machanic, Mécanique des roches, roches et massifs“

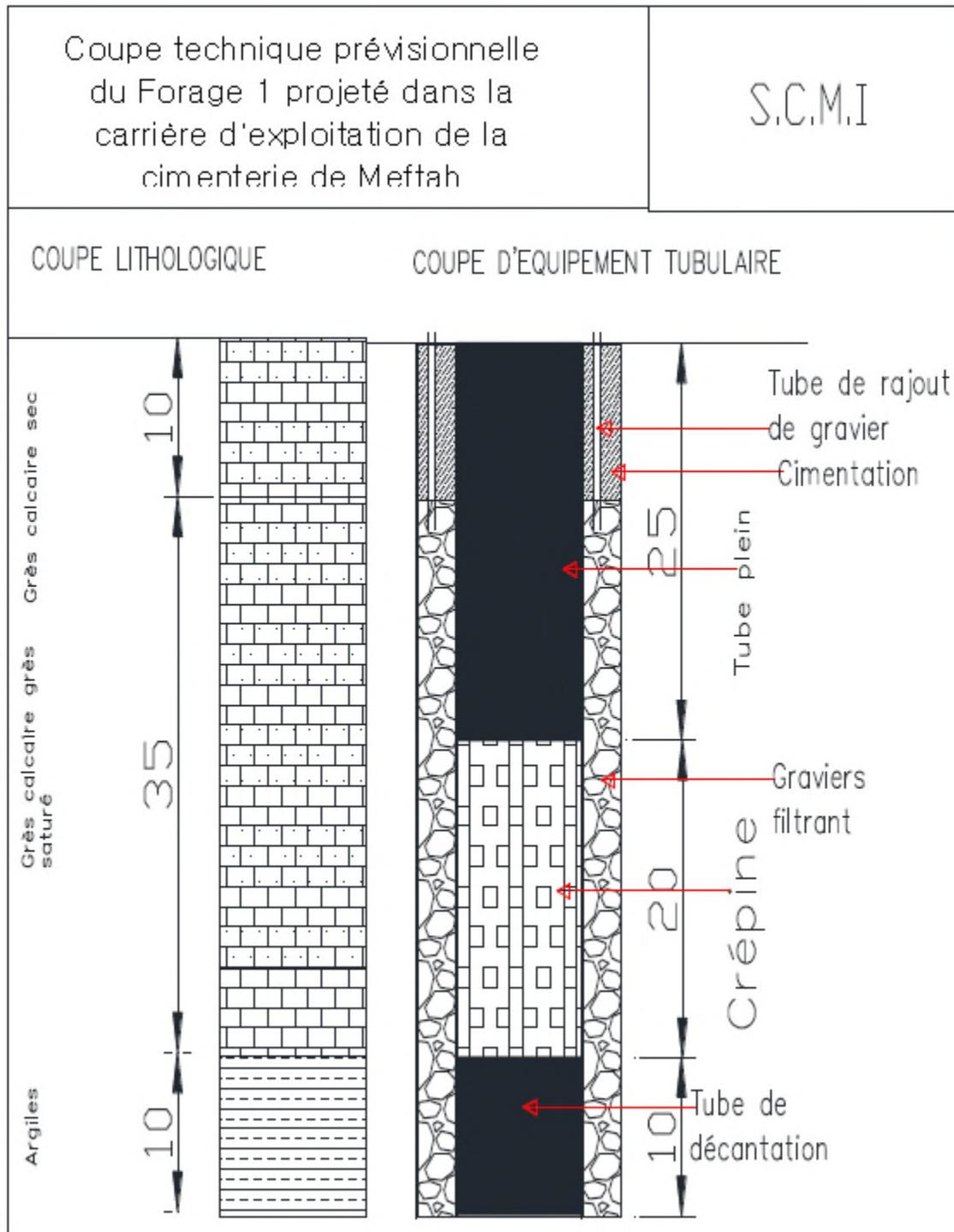
[42] : **ZHAO J.** ; [2007] “ Cours de la mécanique des roches “.

# Annexes

# Annexe 1 Les sondages













## **Résumé :**

*La présente étude a pour objectif d'établir un plan d'exploitation de la partie sud-est de la carrière de Djebel Zerouala, Meftah.*

*D'abord, une description géologique de la région d'étude et une caractérisation du massif rocheux ont été établies. Ensuite, on a abouti à présenter les conditions technico-minières afin de connaître les paramètres essentiels influant sur l'exploitation de la zone d'étude ainsi que le calcul et la détermination des paramètres du plan de tir qui ont été réalisés en se basant sur les règles de LANGEFORS.*

*Enfin, des plans d'exploitation et une piste principal, afin d'avoir dimensionnée le matériels utilisés dans les différentes opérations de production.*

**Mots clés :** calcaire, plan d'exploitation, réserves, plan de tir, LANGEFORS.

## **Abstract :**

*The present study aims to establish a plan of exploitation of the south-eastern part of the career of Djebel Zerouala, Meftah.*

*Initially, a geological description of the area of study and a characterization of the rock solid mass were established. Then, one led to present the conditions technico-mines in order to know the essential parameters influencing the exploitation of the zone of study as well as calculation and the determination of the parameters of the shot-firing pattern which were carried out in bases on the rules of LANGEFORS.*

*Lastly, of the plans of exploitation and a track the main thing, in order to have dimensioned materials used in the various operations of production.*

**Key words :** limestone, plan of exploitation, reserves, pattern shot-firing, LANGEFORS.

## **ملخص :**

إن الهدف من هذه الدراسة هو تأسيس مخطط لاستغلال الجهة الجنوبية الشرقية لمحجرة جبل زواله لمؤسسة مفتاح لإنتاج الإسمنت من خلال هذه الدراسة تطرقنا :

أولاً، إلى وصف جيولوجية المنطقة مع ذكر خصائص الكتلة الصخرية.

ثانياً، عرضنا الشروط التقنية و المنجمية لمعرفة أهم العوامل المؤثرة من أجل استغلال محجرة جبل زواله، مع تحديد

عوامل مخطط التفجير المنجزة مركزين على قواعد LANGEFORS.

و أخيراً، تحجيم المعدات المستعملة في مختلف عمليات الإنتاج.

كلمات مفتاحية : حجر الكلسي، مخطط الاستغلال، مخزونات، مخطط التفجير. LANGEFORS.