



Université Abderrahmane Mira de Bejaia  
Faculté de Technologie  
Département des Mines et géologie

# *Memoire de Fin d'Etudes*

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

Option : Exploitation Minière

*Présenté par*

**OUADADA Lotfi**  
**OUADAH TSABET Sabah**

**Thème**

***Projet d'exploitation d'un gisement de dolomie  
(Cas de la carrière EL-OULDJA-Sétif)***

Soutenu le 19 / 06 / 2016 devant le jury composé de:

Président: Mr DJEZAIRI.O

Promoteur: Mr MAZARI.M

Examineur: Mr AYADEN.B

*Année Universitaire: 2016-2017*

# REMERCIEMENT

*À l'issu de cette étude, Nous tenons à exprimer nos vifs remerciements à toutes les personnes qui nous ont aidé tout au long de notre travail.*

*Notre reconnaissance va plus particulièrement à :*

*-Notre promoteur Monsieur **MAZARI Massaoud** pour avoir accepté de nous encadrer, Nous lui exprimons par la présente toute notre gratitude pour la confiance qu'il nous a prodigué, pour ses encouragements continus, pour le suivi de près de notre travail et pour ses qualités humaines.*

*-Notre respect au président du jury et les membres du jury qui nous feront l'honneur d'apprécier notre travail*

*-Aussi L'ensemble des enseignants qui nous ont suivis durant notre cycle d'étude.*

*-À tous les employeurs de la Carrière de bir-El Arch,  
Specialement Mr :**HALIM** , Mr**A.HAMMANI**.*

***L. Ouadada & S. Ouadah Tsabet***



## *Dédicaces*

*Je dédie ce modeste travail :*

- A mes chers parents ;*
- A mes frères et sœurs; spécialement : **FATIMA, YOUNES***
- A **MOZ** « **Y.N** » ;*
- A tous les membres de ma famille ;*
- A tous mes amis « **Noudi, Souma, Zika .....** »*
- A mes collègues « **Hadjer, Siham.....** »*
- A Mon binôme « **Lotfi** », mon promoteur « **Mr :Mazari** »*
- A tout l'équipe du carrière **EL-OUALDJA** spécialement ; **Mr.Halim,***  
***Mr. Abed Alli***

***OT. SABAH***

## Dédicace

Je dédie ce travail :

A ma mère

A mon père

A mes frères

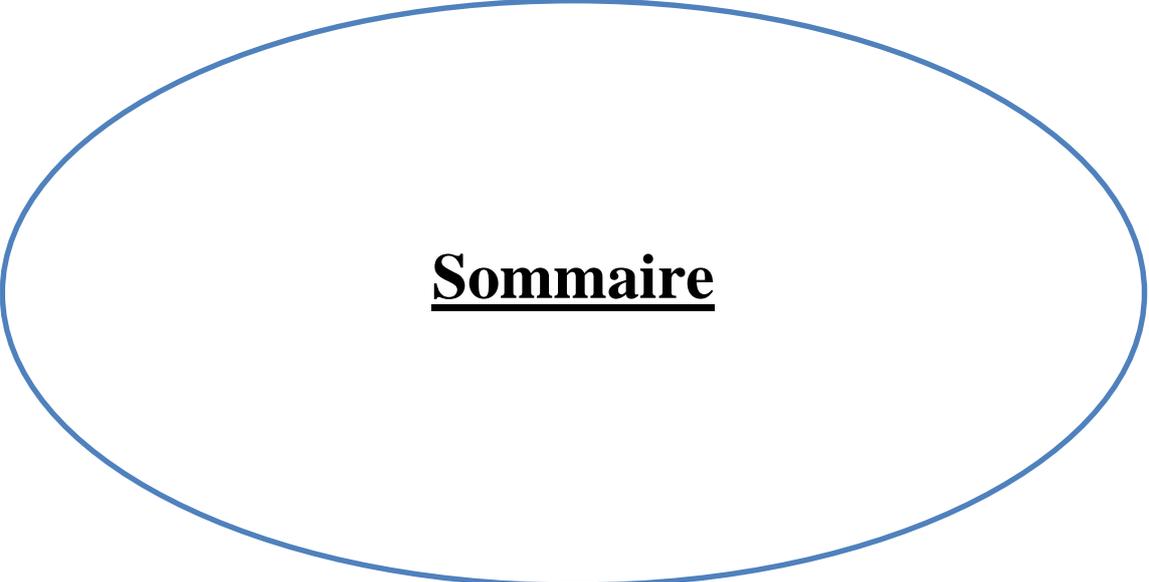
A ma sœur

A mon binôme Ouadeh Tsabet. S

A mon promoteur Mr Mazari. M

A tous mes amis.

Ouadada. L



# **Sommaire**

## Table des matières

Liste d'abréviations

Liste des figures

Liste des tableaux

Introduction générale

### Chapitre I : Généralités sur le gisement de Djebel Tnoutit

Introduction.....	2
I.1.Localisation de gisement de Djebel Tnoutit.....	2
I.1.1.Localisation de site.....	2
I.1.2.Localisation de périmètre d'étude .....	3
I.2.Cadre géologique .....	3
I.2.1.Géologie de la région .....	3
I.2.1.1.Stratigraphie .....	3
I.2.1.2.Tectonique .....	4
I.2.2.Géologie du gisement .....	4
I.2.3.Caractéristiques hydrogéologiques.....	4
I.2.4.Réserves géologiques .....	5
I.2.4.1.Délimitation du bloc de réserves géologiques .....	5
I.2.4.2.Estimation des réserves géologiques .....	5
I.3.Aspect de paysager.....	6
I.4. Aspect climatique.....	7
I.4.1.Pluviométrie.....	7
I.4.2.Température.....	8
I.4.3.Vents.....	9
I.5.Hydrographie .....	9
Conclusion .....	9

### Chapitre II : Massif rocheux

Introduction.....	10
II.1.Les massifs rocheux.....	10
II.1.1.Description des discontinuités .....	10
II.1.1.1.Types de discontinuités.....	10

II.1.1.2.Caractéristiques individuelles des discontinuités.....	11
II.2.Caractéristiques de massifs rocheux .....	12
II.2.1.Caractéristiques minéralogiques.....	12
II.2.2.Propriétés chimiques .....	13
II.2.3.Propriétés intrinsèques.....	14
II.2.4.Caractéristiques physique .....	17
II.2.5.Propriétés technologiques de roche .....	19
II.2.6.Caractérisitiques mécaniques.....	21
Conclusion .....	23

### **Chapitre III : Ouverture du gisement de djebel tnoutit**

Introduction.....	24
III.1.Les facteurs de choix de mode d'ouverture.....	24
III.2.Choix du mode d'ouverture du champ de la carrière .....	25
III.3.Les différentes étapes lors de l'ouverture .....	25
III.3.1.La demi-tranchée d'accès.....	25
III.3.1.1.Technologie de creusement de la demi-tranchée d'accès.....	26
III.3.1.2.Calcul de la largeur du tracé.....	28
III.3.1.3.Calcul de la longueur de la demi-tranchée d'accès .....	28
III.3.1.4.Calcul du volume de la demi-tranchée d'accès .....	29
III.3.2.Tranchée de découpage .....	29
III.3.2.1.La longueur de la demi-tranchée de découpage .....	29
III.3.2.2.Calcul du volume de demi-tranchée de découpage .....	30
III.4.Méthode d'exploitation .....	31
III.4.1.Généralité sur les méthodes d'exploitation à ciel ouvert .....	31
III.4.2.Choix de la méthode d'exploitation .....	32
III.4.3.Principaux éléments du système d'exploitation .....	32
III.4.3.1.Gradins .....	32
III.4.3.2.La largeur d'enlevure .....	34
III.4.3.3.La plate-forme de travail .....	35
III.4.3.4.Vitesse d'avancement du chantier .....	37
III.4.3.5.Temps d'extraction du bloc.....	37
Conclusion .....	38

---

## Chapitre IV : Processus d'abattage au niveau de la carrière El-Ouldja

Introduction.....	39
IV.1.Abattage.....	39
IV.1.1.Le choix du mode d'abattage .....	39
IV.1.2.Les type d'abattage .....	39
IV.1.3.Dimension maximales des blocs abattus.....	40
IV.2.Les explosifs.....	41
IV.2.1.Déflagration et Détonation .....	41
IV.2.2.Le choix de types d'explosifs.....	41
IV.3.Amorçage .....	43
IV.3.1.Système d'amorçage .....	44
IV.3.2.Types d'amorçage.....	44
IV.4.Séquence d'initiation .....	46
IV.5.Plan de tir.....	47
IV.5.1.La conception d'un tir.....	47
IV.5.2.Paramètre de tir .....	48
IV.5.2.1.Diamètre de trou .....	48
IV.5.2.2.Langueur de trou.....	49
IV.5.2.3.La langueur de sous foration .....	50
IV.5.2.4.La ligne de moindre résistance .....	50
IV.5.2.5.La consommation spécifique.....	51
IV.5.2.6. Distance entre deux trous .....	55
IV.5.2.7.Nombre des range.....	56
IV.5.2.8.Distance entre deux rangé.....	56
IV.5.2.9.La langueur du bloc à tirer.....	56
IV.5.2.10.Volume du bloc .....	57
IV.5.2.11.Quantité d'explosif dans chaque trou .....	57
IV.5.2.12.La langueur de charge explosive .....	57
IV.5.2.13.La langueur de bourrage .....	57
IV.5.2.14.Volume des roches abattues par un trou .....	58
IV.5.2.15.Nombre des trous a foré dans un bloc .....	58
IV.5.2.16.Quantité d'explosif dans un bloc .....	58
IV.5.2.17.La langueur de tas de roches à abattre .....	58
IV.5.2.18.Rayon de la zone sismique .....	59

---

IV.5.3.Planification de tir .....	59
IV.6.Foration.....	61
IV.6.1.Choix du matériel de foration.....	62
IV.6.2.Paramètres caractérisant l'engin de foration.....	62
IV.6.3.Techniques de foration .....	62
IV.6.4.Réalisation de la foration.....	62
IV.6.5.Le mode de forage utilisé dans le carier de el oualdja .....	63
IV.6.5.1.Caractéristique de la roche abattu .....	63
IV.6.5.2.Diamètre de trou .....	64
IV.6.5.3.Hauteur de gradin .....	64
IV.6.6.Rendement de sondeuse .....	65
IV.6.7.Nombre de sondeuse .....	66
Conclusion .....	66

## **Chapitre V : Chargement et transport**

Introduction.....	67
V.1.Régime de fonctionnement de la carrière .....	67
V.2.Capacité de production de la station .....	67
V.3.Chargement.....	69
V.3.1.Les Types d’engins de chargements.....	69
V.3.2.Le choix de types des engins de chargement.....	69
V.3.3.Le chargement adopte à la carrière el oualdja .....	69
V.3.4.Capacité du godet de chargeuse.....	70
V.3.5.Rendement de chargeuse .....	71
V.3.6.Nombre des chargeuses .....	72
V.3.7.Nombre des godets nécessaires pour le chargement d’un camion .....	72
V.3.8.Temps de chargement d’un camion.....	72
V.4.Transport .....	72
V.4.1.Choix d’engin de transport .....	73
V.4.2.Rendement des camions .....	73
V.4.3.Nombre de camion nécessaire .....	74
V.5.L’influence des objectifs d’entreprise sur les Equipment .....	74
V.5.1.Chargement.....	74
V.5.1.1.Capacité du godet de chargeuse.....	74
V.5.1.2.Rendement de la chargeuse .....	75

V.5.1.3.Nombre des chargeuses .....	75
V.5.1.4.Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion.....	75
V.5.1.5.Temps de chargement d'un camion.....	75
V.5.2.Transport.....	75
V.5.2.1.Rendement des camions .....	75
V.5.2.2.Nombre de camion nécessaire .....	76
Conclusion .....	76

## **Chapitre VI : Plan d'exploitation proposé**

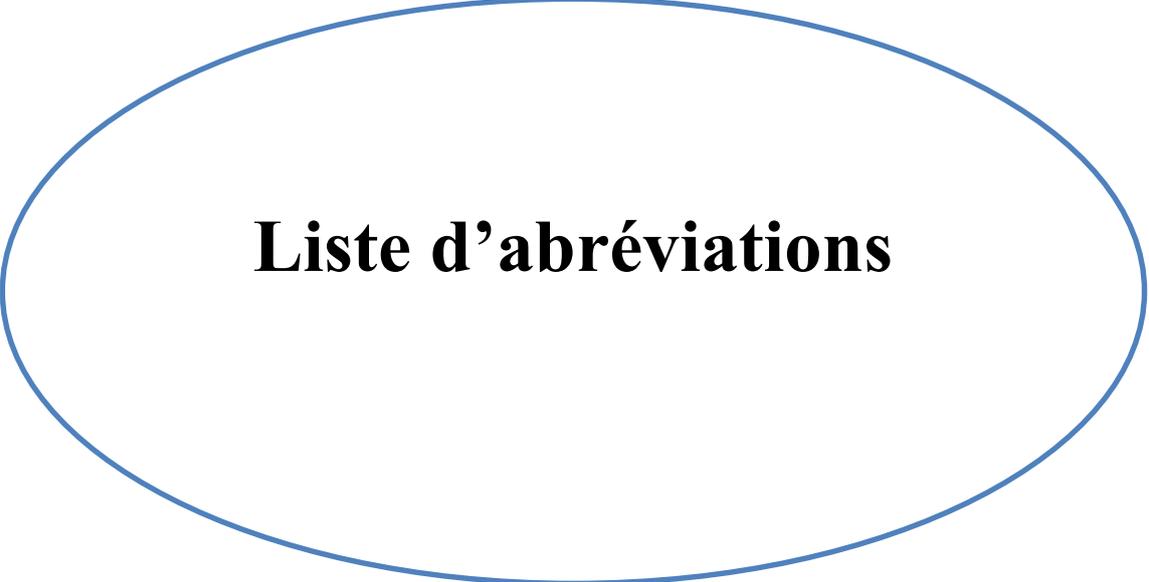
Introduction.....	77
VI.1.Les paramètres influent sur l'établissement de plan d'exploitation .....	77
VI.2.Les phases d'exploitation de la carrière El Ouldja.....	77
VI.2.1.Phase n° 1 .....	80
VI.2.2.Phase n° 2.....	83
VI.2.3.Phase n° 3.....	85
Conclusion .....	88

Conclusion générale

Références bibliographiques

Annexes

---



# **Liste d'abréviations**

## Liste d'abréviations

**UTM** : Cordonnée de localisation selon le mode UTM « Universel Transversal Mercator ».

**m** : Mètre.

**m<sup>3</sup>** : Mètre cube.

**t** : Tonne.

**t/m<sup>3</sup>** : Tonne / mètre cube.

**V** : Volume.

**T** : Tonnage.

**d** : Le poids volumique moyen de la roche.

**CaMg (CO<sub>3</sub>)<sub>2</sub>** : Dolomie.

**Ca(CO<sub>3</sub>)** : Calcite.

**Pf** : Perte au feu à 1 000 °C.

**LA** : Coefficient Los-Angeles.

**MDE** : Coefficient de broyabilité.

**F<sub>d</sub>** : Coefficient de fragmentation dynamique.

**ρ** : Masse volumique.

**σ<sub>c</sub>** : Résistance à la compression.

**σ<sub>t</sub>** : Résistance à la traction.

**f** : La dureté.

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

---



## **Liste des figures**

## Liste des figures

### Chapitre I : Généralité sur le gisement de Djebel Tnoutit

Figure I.1: Localisation du gisement de Djebel Tnoutit.....	2
Figure I.2: Répartition des moyennes mensuelles des précipitation .....	8
Figure I.3: Moyenne des températeure mensuelles, exprimée exprime en C° .....	8

### Chapitre II: Massif rocheux

Figure II.1: Matrice rocheuse de djebel tnoutit.....	10
Figure II.2: Les discontinue sur le massif de djebel tnoutit. ....	12
Figure II.3: Structure minéralogie de gisement djebel tnoutit.....	13

### Chapitre III : Ouverture du gisement de djebel Tnoutit

Figure III.1: Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 1.....	26
Figure III.3: Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 2.....	27
Figure III.3: Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 3.....	27
Figure III.4: Différentes parties d'un gradin.....	34
Figure III.5: La largeur de la plate-forme de travail .....	36

### Chapitre IV : Processus d'abattage au niveau de la carrière El-Ouldja

Figure IV.1: Le choix de mode d'abattage selon la résistance de comprésion.....	40
Figure IV.2: L'explosif brisant en cartouche (marmanit). ....	42
Figure IV.3: L'explosif en vrac (anfomil). ....	43
Figure IV.4: L'amorçage ponctuel.....	45
Figure IV.5: L'amorçage latéral.....	46
Figure IV.6: Sens d'initiation d'une charge explosif. ....	47
Figure IV.7: Trous forés à la carrière al oualdja.....	49
Figure IV.8: Schéma de disposition des trous. ....	56
Figure IV.9: Schéma de plan de tire. ....	60
Figure IV.10: La sondeuse de foration à la carrière El Ouldja. ....	65

### Chapitre V : Chargement et transport

Figure V.1: La pelle volvo utilisée à la carrière El Ouldja.....	70
Figure V.2: Le camion catrepillair utilisée à la carrière El Ouldja. ....	73

### Chapitre VI : Plan d'exploitation proposé

Figure VI.1: Levé topographie .....	78
-------------------------------------	----

Figure VI.2: Piste d'accès .....	79
Figure VI.3: Plan de préparation du gradin N°1 .....	81
Figure VI.4: Plan d'exploitation du gradin N°1 . .....	82
Figure VI.5: Plan d'exploitation du gradin N°2. ....	84
Figure VI.6: Plan d'exploitation du gradin N°3 .....	86
Figure VI.7: Plan final N°3 .....	87



# **Liste des tableaux**

## Liste des tableaux

### Chapitre I : Généralité sur le gisement de Djebel Tnoutit

Tableau I.1: Coordonnées des périmètres d'étude.....	3
Tableau I.2: Réserves de dolomie. ....	6
Tableau I.3: Répartition des moyennes mensuelles des précipitations. ....	7
Tableau I.4: Moyenne des températures mensuelles, exprimée en °C.....	8

### Chapitre II : Massif rocheux

Tableau II.1: Structure minéralogique de gisement Djebel Tnoutit.....	12
Tableau II.2: Composition chimique de gisement de Djebel Tnoutit. ....	14
Tableau II.3: Résultats des essais de los Angeles sur les échantillons.....	15
Tableau II.4: Classification de qualité de roche selon les résultats de Los-Angeles. ....	15
Tableau II.5: Résultats des essais de micro-deval sur les échantillons. ....	16
Tableau II.6: Classification des roches selon les résultats des essais de micro-deval.....	16
Tableau II.7: Résultats des essais de fragment dynamique sur les échantillons.....	17
Tableau II.8 : Résultats des essais de densité des échantillons .....	18
Tableau II.9: Essais d'absorption d'eau sur les échantillons.....	19
Tableau II.10: Classification des roches selon la dureté à l'échelle de PROTODIAKNOV. M	20
Tableau II.11: Résultats des essais de la résistance à la compression. ....	22
Tableau II.12: Classes de la résistance à la compression .....	22
Tableau II.13: Catégories de la résistance à la traction. ....	23

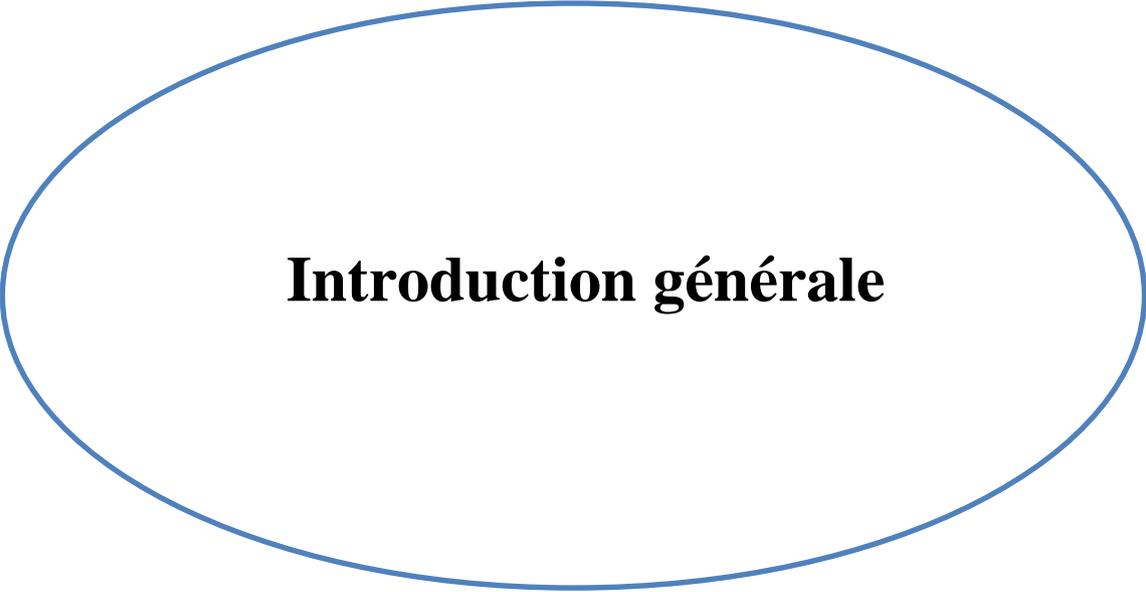
### Chapitre III : Ouverture de gisement de djebel Tnoutit

Tableau III.1: La largeur de tracé.....	28
Tableau III.2: Les valeurs de l'angle des talus des tranchées en fonction de la dureté .....	29
Tableau III.3: Les principaux paramètres de l'ouverture .....	30
Tableau III.4: Les gradins de gisement.....	34
Tableau III.5: Angle de talus stable du gradin.....	36
Tableau III.6: Paramètres de la méthode d'exploitation .....	37

### Chapitre IV : Processus d'abattage au niveau de la carrière El-Ouldja

Tableau IV.1: Les caractéristiques de ces deux explosifs. ....	43
Tableau IV.2: Coefficient tient au compte le degré de concentration de la charge.....	51
Tableau IV.3: La classification de la tirabilité selon la consommation étalon. ....	52

Tableau IV.4: Coefficient tient compte du nombre des surfaces dégagés.....	53
Tableau IV.5: La consommation spécifique en fonction la dureté des roches. ....	54
Tableau IV.6: Le coefficient d'approchement selon la dureté des roches. ....	54
Tableau IV.7: L'Angle moyen d'inclinaison de talus de gradins selon la dureté.....	55
Tableau IV.8: Organisation du plan de tir. ....	61
Tableau IV.9: Indices de forabilité des roches et leur classement. ....	64



# **Introduction générale**

## Introduction générale

En 1791, le minéralogiste français Déodat Gratet de Dolomieu avait identifié un type de calcaire différent dans les Alpes tyroliennes, cette substance minérale est la dolomie.

La Dolomite est le principal minéral de la dolomie, une roche sédimentaire abondante et l'une des ressources minières les plus demandées au marché pour différentes utilisations, dans le domaine de génie civil et travaux publics (construction) à cause de ces propriétés.

Au niveau de wilaya de Sétif, ils se trouvent plusieurs carrières pour la production des agrégats telle que la carrière EL OUALDJA qui appartient à l'unité INTERMAT, ce dernier a réussi à augmenter leurs ventes pour répondre à la demande de nombreux clients. Cette augmentation des ventes a été justifiée par la qualité de ces produits, qui ont des caractéristiques mécaniques qualifiables pour la production des agrégats de construction. Pour réaliser cette augmentation de production, l'entreprise doit refaire des nouveaux plans d'exploitation et faire un redimensionnement de matériels.

Notre travail consiste, en premier temps à présenter la géologie ainsi que les caractéristiques de la matrice rocheuse du gisement de DJEBEL TNOUTIT.

Ensuite, la préparation du plan de tir, en présentant les différentes étapes du processus d'exploitation, commencent par l'ouverture du gisement, suivi le mode d'abattage et la machine de forage la mieux adaptée à ce type de roche. Et finalement, le dimensionnement du matériel utilisé dans les étapes de foration, chargement et transport, afin d'arriver à préparer des plans d'exploitation pour la carrière objet de notre étude.

---

Chapitre I :  
Généralité sur le  
gisement de Djebel  
Tnoutit

## Chapitre I : Généralités sur le gisement de Djebel Tnoutit

### Introduction

Ce chapitre expose les résultats des recherches des travaux d'exploration menés au niveau du gisement de dolomie de Djebel TNOUIT (Wilaya de Sétif), dans le but de déterminer les réserves géologique de ce gisement.

### I.1. Localisation de gisement de djebel Tnoutit

#### I.1.1. Localisation de site

La carrière de dolomie de SARL INTERMAT est située à 20 Km Sud Est de la ville d'El Eulma-wilaya de Sétif l'accès au site se fait au Nord par la Route Nationale N° 5 menant de Sétif à Constantine. (Figure I.1) [1]

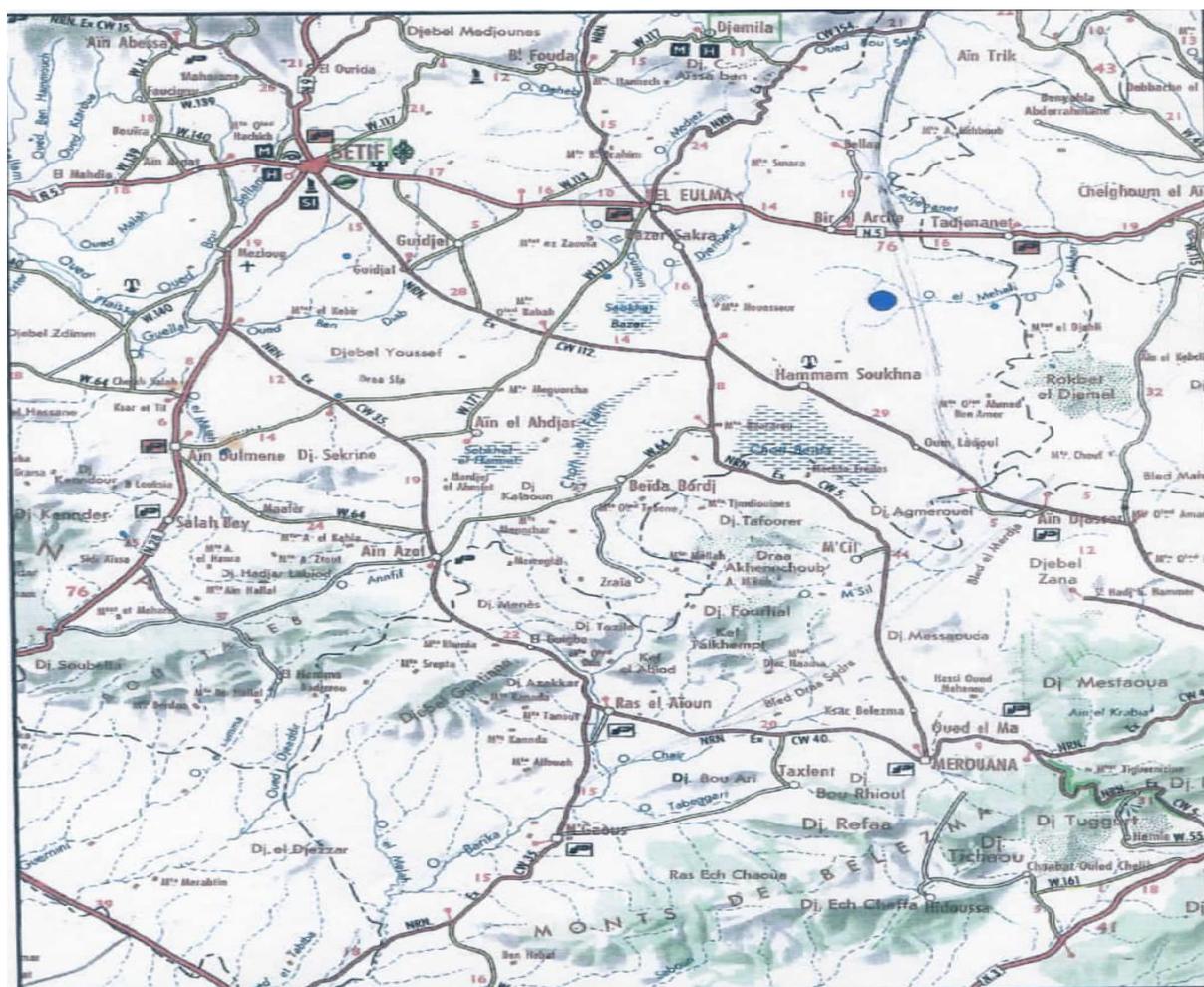


Figure I.1 : Situation géographique du gisement de Djebel Tnoutit.

### I.1.2. Localisation du périmètre d'étude

Le tableau ci- après présente les coordonnées délimitant le site d'étude.

**Tableau I.1:** Coordonnées des périmètre d'étude. [1]

Points	Coordonnées UTM		Coordonnées Lambert	
	X (m)	Y (m)	X (m)	Y (m)
1	759 300	3 994 600	786 375.37	311 860.78
2	759 600	3 994 600	786 675.13	311 861.69
3	759 600	3 994 300	786 676.04	311 561.93
4	759 300	3 994 300	786 376.28	311 561.03

## I.2. Cadre géologique

### I.2.1. Géologie de la région

La région d'étude appartient à l'ensemble allochtone Sud Sétifien, faisant partie des monts du Hodna. Ces formations de l'allochtone sont constituées par des séries du Mésozoïque.

#### I.2.1.1. Stratigraphie

La géologie de la région dans son contexte litho-stratigraphique montre des terrains d'âge Mésozoïque constituant presque la totalité de la région. Elles sont composées de roches carbonata-térrigènes du Crétacé.

- **Crétacé:** Ces formations sont subdivisées en Barrémien. Les formations du Barrémien sont représentées par des calcaires, des dolomies, des marnes et des grés.
- **Quaternaire :** Les formations quaternaires sont représentées par des alluvions, des éboulis de pente, des sols à croate et des cailloutis.

### **I.2.1.2. Tectonique**

Les Monts du Honda sont localisés dans les limites Sud du Môle de Ain M'Ida, situé entre les zones de l'Atlas Télien et l'Atlas Saharien.

L'unité structurale des Monts du Hodna montre une évolution tectonique de la couverture.

Mésozoïque depuis la période post-triasique jusqu'à l'actuel. La faille la plus profonde connue dans cette région est celle qui passe par Chaâbet El Hamra de direction NW- SE.

La région du Hodna se caractérise par différentes phases structurales au cours de l'évolution tectonique alpine qui ont donnés naissance à des structures anticlinales résultant de la déformation, d'axes ENE-WSW et de failles décrochantes de direction NW-SE. Une autre série de failles NE-SW, découpent les anticlinaux en blocs échelonnés selon leurs axes. [1]

### **I.2.2. Géologie du gisement**

Le gisement de dolomies de Djebel Tnoutit est situé à la limite Est de la feuille N°118 (feuille Bir El Arch). Elle occupe le versant Est du chaînon du même nom. La structure du gisement est assez simple, elle est représentée par des formations du Crétacé (Barrémien) qui constitue la totalité de la zone d'étude. [1]

Le niveau productif est constitué de dolomies massives à structure granulaire de couleur gris clair du Barrémien, d'épaisseur moyenne de 26.02 m et de pendage subhorizontale. Les dolomies du niveau productif sont recoupées par des veinules de calcite blanche orientées dans divers directions.

Ces dolomies affleurent en bancs décimétriques et parfois métriques, de 0,8 à 2 m d'épaisseur.

### **I.2.3. Caractéristiques hydrogéologiques**

Deux forages destructifs d'exploration sont réalisés au niveau du gisement de dolomie de Djebel Tnoutit (périmètre SARL INTERMAT) n'ont pas rencontré des eaux souterraines pouvant constituer une nappe.

Le Djebel Tnoutit constitue un dôme et de ce fait le captage des eaux souterraines est très réduit étant donné que les dolomies sont perméables.

De plus les oueds de la région se trouvent à un niveau moyen de 700 m, alors que le gisement de Djebel Tnoutit se trouve à une altitude moyenne de 965 m, de ce fait les venues d'eau souterraines sont à écarter, car le gisement possède des conditions de drainage naturelles. [1]

#### **I.2.4.Réserves géologiques**

Dans le but d'estimer la durée de vie du gisement de Djebel Tnoutit, on a procédé à la vérification des calculs des réserves effectués par l'entreprise.

##### **I.2.4.1.Délimitation du bloc de réserves géologiques**

En utilisant la méthode des blocs géologique, Djebel Tnoutit était considéré comme un bloc contenant de la dolomie en affleurement, avec un taux de découverte négligeable.

Le bloc de réserves des dolomies a été délimité en surface et en profondeur comme suit:

- En surface par:
  - La limite de l'affleurement des dolomies du Barrémien ;
  - Les limites du titre minier ;
- En profondeur par le niveau 936 m (plate-forme de l'ancienne carrière).

##### **I.2.4.2.Estimation des réserves géologiques**

Le volume du bloc a été estimé sur la base de la carte topographique à 1/1000 par interpolation sur des petits blocs de dimensions 10x10m.

La hauteur (H) de chaque petit bloc est égale à la différence entre le niveau 936 m (Z=936 m) et le niveau d'affleurement en surface.

Le volume total du bloc des réserves est la somme des volumes des petits blocs.

Soit :

$$V = \sum S_{PB} \times h_i \dots\dots\dots (I.1)$$

- $S_{PB}$  : La surface des petites blocs =  $10 \times 10 = 100 \text{ m}^2$ .
- $h_i$  : La hauteur de chaque petit bloc.

Résultats :  $V = n \times S_{PB} \times h_{moy}$  ..... (I.2)

Nombre de petits blocs :  $n = 569$

Hauteur moyenne des petits blocs  $h_{moy} = 26,02 \text{ m}$ .

$$V = 569 \times 100 \times 26,02$$

$$V = 1\,480\,538 \text{ m}^3.$$

$$T = V \times d \text{ ..... (I.3)}$$

$d$  : Le poids volumique moyen de la roche =  $2,681 \text{ t/m}^3$ .

$$T = 1\,480\,538 \times 2,681 = 3\,969\,322,38 \text{ tonnes} = 3,97 \text{ Millions de tonnes.}$$

Dans le tableau suivant on résume l'estimation des réserves de la carrière El Ouldja

**Tableau I.2** : Réserves de dolomie. [1]

Surface ( $\text{m}^2$ )	Hauteur (m)	Volume ( $\text{m}^3$ )	Masse volumique ( $\text{t/m}^3$ )	Tonnage (tonne)
56 900	26,02	1 480 538	2,681	3 969 322

### I.3.Aspect paysager

La zone d'étude est située sur le versant Est de Djebel Tnoutit formant une massive dolomie. Les altitudes de la région varient de 1192 m (Krelouat Tnoutit) à 908 m (Bir Ben Embarek), avec des dénivellations atteignant 284 m.

#### ➤ La faune

Le périmètre d'étude offre des terrains propices pour la vie et la prolifération d'une grande variété de gibier et assure l'existence d'une population animale abondante.

L'enquête effectuée par le bureau d'étude HAIBER .A a permis de constater que cette zone n'abrite pas une faune protégée par le décret N°83-509 du 20 Août 1983 relatif aux espèces animales non domestiques protégées. Par contre et d'après les habitants de la région, le chacal, le renard, le lièvre et le sanglier vivent dans cette région.

### ➤ La flore

D'une manière générale, le site de Djebel Tnoutit est d'une couverture forestière très pauvre.

Dans ce périmètre, les sols sont de plus en plus rares, souvent limités à des poches permis les roches dolomies, tandis que les éboulis où la roche nue ne facilitent pas l'établissement de colonies de plantes.

Sur le site de Djebel Tnoutit, on assiste plutôt à une strate herbacée composée de plantes basses disposées en discontinuité et inégalement réparties.

Pour subsister dans un tel environnement, ces plantes ont dû s'adapter d'une manière particulière. Le système de racines est diversement orienté pour s'y maintenir à travers les fissures de rochers de dolomies pour s'ancrer et résister aux divers agents. Vent, eau de ruissellement..... Ces plantes s'observent accrochées et agrippées au terrain rocailleux : Ce sol n'est donc guère propice au développement de plantes.[1]

## I.4.Aspect climatique

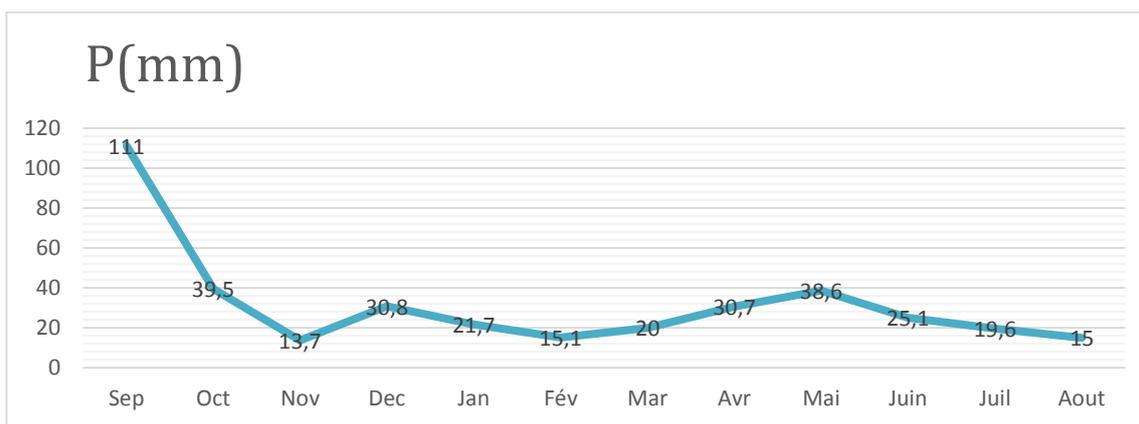
Le climat de la région est continental avec des étés chauds et des hivers froids enregistrant des chutes de neiges. Les précipitations sont importantes durant l'hiver.

### I.4.1.Pluviométrie

Le tableau ci-dessous illustre la répartition des moyennes mensuelles des précipitations.

**Tableau I.3:** Répartition des moyennes mensuelles des précipitations.[1]

Mois	Sep	Oct	Nov	Dec	Jan	Fév	Mar	Avr	Mai	Juin	Juil	Aout	Moy
P(mm)	111	39,5	13,7	30,8	21,7	15,1	20,0	30,7	38,6	25,1	19,6	15,0	380,8



**Figure I.2 :** Répartition des moyennes mensuelles des précipitations (année 2007).

L'analyse du tableau et de graphe indique que la pluviométrie est variable au courant de l'année. Le total moyen annuel est de 380,8 mm.

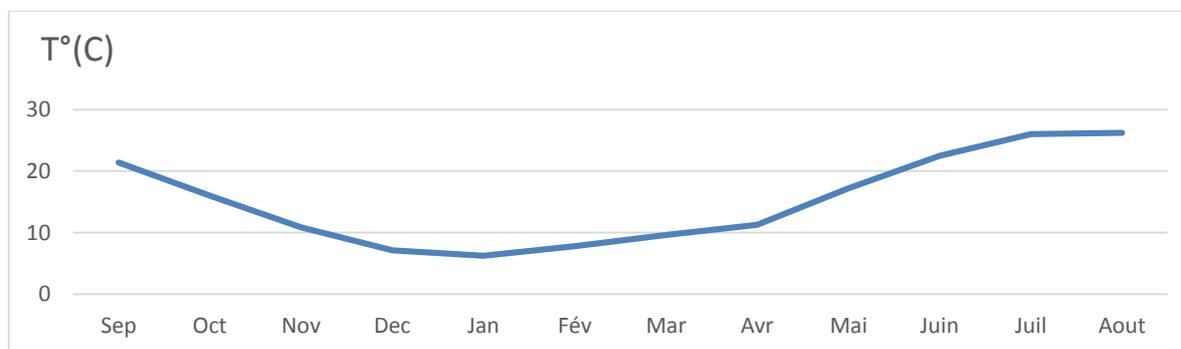
La période humide a lieu en automne (Septembre- Octobre) et la période sèche s'étale entre le mois de juin et le mois d'Aout.

#### I.4.2. Température

La moyenne des températures mensuelles, exprimée en °C, est illustrée par le tableau suivant :

**Tableau I.4 :** Moyenne des températures mensuelles, exprimée en °C.[1]

Mois	Sep	Oct	Nov	Dec	Jan	Fév	Mar	Avr	Mai	Juin	Juil	Aout	Moy
T°(C)	21,4	16	10,9	7,15	6,25	7,8	9,65	11,3	17,2	22,5	26	26,2	15,2



**Figure I.3 :** Moyenne des températures mensuelles, exprimée en °C (année 2007).

Il ressort des moyennes enregistrées que la zone d'étude est caractérisée par une température moyenne annuelle de 15,2 °C.

Nous notons que les écarts de température sont tels que nous observons deux saisons:

- Une saison froide qui s'étale du mois de Novembre au mois de d'Avril.
- Une saison chaude s'étale du mois de Mai au mois d'Octobre.

#### **I.4.3.Vents**

Les vents jouent un rôle important dans le système climatique. D'après les données de l'Office National de la Météorologie, dans la région de la zone d'étude se sont, les vents de direction Nord-Ouest, Nord et Ouest qui dominant.

#### **I.5.Hydrographie**

Le réseau hydrographique de la région est bien développé. Les principaux oueds sont Oued El Mehri, Oued Rosfa.

#### **Conclusion**

Le gisement de Djebel Tnoutit est représenté par des dolomies, et présentant parfois des endroits de calcaire.

Le climat de la région est continental avec des étés chauds et des hivers froids enregistrant des chutes de neiges. Les précipitations sont importantes durant l'hiver.

Les réserves géologiques calculées sont estimées à l'ordre de 3 969 322 tonnes, donc ces réserves qualitativement et quantitativement exploitables.

**Chapitre II :**  
**Caractéristiques de**  
**Massif rocheux de**  
**Djebel Tnoutit**

## Chapitre II : Caractéristiques de massif rocheux de Djebel Tnoutit

### Introduction

Nous traitons le massif rocheux dans ce chapitre, description leur formation, ces caractéristique physico chimique et mécanique tout à fait selon les résultats des analyse précédemment fait pour qualifier notre massif.

#### II.1.Les massifs rocheux [2]

Sont des structures très complexes. Ils sont assimilés à un assemblage de blocs appelés matrice rocheuse lesquels sont délimités par des discontinuités.



**Figure II.1** : Matrice rocheuse de Djebel Tnoutit (10/03/2017).

#### II.1.1. Description des discontinuités

##### II.1.1.1 Types de discontinuités [3]

- Joints de stratification : délimitent les strates des roches sédimentaires.
- Fracture : terme général désignant toute cassure dans la roche.
- Diaclase : fracture sans mouvement de cisaillement (du grec "dia", à travers, et klasis", rupture).
- Fissure : discontinuité ne traversant pas complètement l'objet considéré.

- Faille : discontinuité résultant d'un mouvement de cisaillement (le déplacement relatif est appelé rejet).
- Bande de cisaillement, couloir de fracturation : zone fracturée résultant d'un mouvement de cisaillement entre deux compartiments plus compacts (peut être considérée comme une faille à une échelle plus grande).
- Schistosité : feuilletage plus ou moins serré, acquis sous l'influence de contraintes tectoniques (exemple : l'ardoise).
- Foliation : différenciation pétrographique entre des lits formant ainsi des feuillets généralement soudés les uns aux autres, mais pouvant engendrer des fractures (exemple : gneiss à lits quartzo-feldspathiques et lits micacés).

### **II.1.1.2. Caractéristiques individuelles des discontinuités [3]**

- Etendue ou extension : Surface totale de la discontinuité
- Ouverture Distance entre les épontes (ou épaisseur de la discontinuité).
- Remplissage : Matériau remplissant totalement ou partiellement la discontinuité (nature et épaisseur).
- Morphologie des épontes : Les discontinuités pouvant avoir des extensions importantes, il est nécessaire de décrire leur morphologie à différentes échelles.
- Altération et résistance des épontes : La résistance des aspérités influence la résistance au cisaillement.
- Orientation (ou attitude) des discontinuités : L'orientation du plan moyen d'une discontinuité est décrite par deux angles, un pendage et un azimut, définis respectivement par rapport à l'horizontale et au nord
- Tectoglyphes : Stries résultant du frottement de débris dans une faille ou affectant des enduits de calcite (cristallisés dans des cavités apparues lors du cisaillement). Elles permettent de connaître la direction et le sens du mouvement de la faille.
- Comportement mécanique des discontinuités ;

- Présence d'eau : Suintement ou écoulement d'eau.



**Figure II.2** : Discontinuités sur le massif de Djebel Tnoutit (10/03/2017).

## II. 2 .Caractéristiques de massifs rocheux

### II .2.1.Caractéristiques minéralogiques

Consiste à chercher les minerais les plus répandus dans le gisement.

**Tableau II.1** : Structure minéralogique de gisement Djebel Tnoutit. [4]

Minéraux présents	Composition minéralogique en %
dolomite $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$	94
calcite $\text{Ca}(\text{CO}_3)$	6

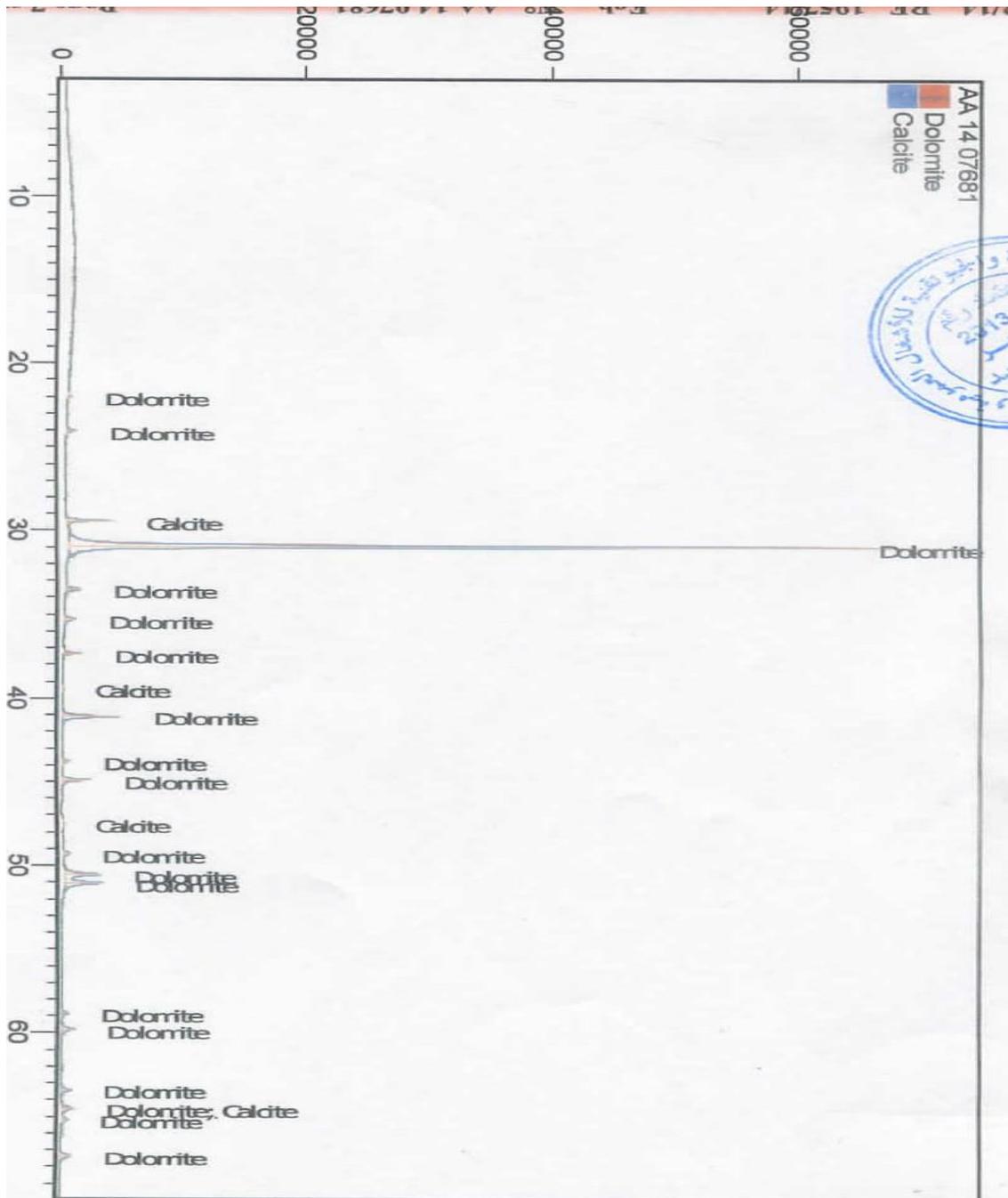


Figure II.3 : Structure minéralogique de gisement Djebel Tnoutit.[4]

### II.2.2. Propriétés chimiques

D'après les analyses précédemment présentées la composition chimique de gisement Djebel Tnoutit est illustrée dans le tableau suivant :

**Tableau II.2** : Composition chimique de gisement de Djebel Tnoutit. [4]

Eléments chimiques	Composition chimique %
SiO <sub>2</sub>	0,51
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,22
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,09
CaO	32,00
MgO	20,34
SO <sub>3</sub>	0,09
K <sub>2</sub> O	0,03
Na <sub>2</sub>	0,01
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,02
TiO <sub>2</sub>	0,01
PF (pertes au feu)	46,69

### II .2.3.Propriétés physico-mécanique

#### ➤ Los Angeles

L'essai Los Angeles permet de mesurer les résistances combinées à la fragmentation par chocs et à l'usure par frottements réciproques des éléments d'un granulat.

Le coefficient Los Angeles obtenu est le pourcentage de l'échantillon initial passant au tamis de 1.6 mm après fragmentation dans un cylindre en présence de boulets d'acier.

Il s'applique aux granulats utilisés pour la constitution des assises de chaussée, y compris les couches de roulement. Le matériau évolue pendant l'essai, d'une part par suite du choc des boulets sur le granulat (rupture fragile des éléments), d'autre part par frottement des éléments les uns sur les autres, sur le cylindre de la machine et sur les boulets.

Le coefficient Los-Angeles (**LA**) :

$$LA = \frac{m}{M} \times 100 \dots\dots\dots(II.1)$$

Avec

**m** : masse du refus à 1,6 mm.

**M** : masse initial

Plus le pourcentage Los Angeles (noté LA) est bas, plus l'échantillon est résistant à la fragmentation

**Tableau II.3 :** Résultats des essais de los Angeles sur les échantillons. [5]

N° d'échantillon	Los agnelés (%)
1	24,00
2	24,00
3	23,00
4	24,00
Moyenne	23,75

**Tableau II.4 :** Classification de qualité de roche selon les résultats de Los-Angeles. [6]

Valeurs repères	
Coefficient Los-Angeles	Appréciation
<15	Très bon à bon
15 à 25	Bon à moyen
25 à 40	Moyen à faible
> 40	Médiocre

- ❖ Donc pour notre cas le coefficient de los angelos est de **23,75 < 25** de cela on conclue qu'on a de bon rochier.

➤ **Micro deval**

Cet essai permet de déterminer la résistance à l'usure d'un échantillon de granulat par attrition.

Le coefficient Micro-Deval obtenu est le pourcentage de l'échantillon initial passant au tamis de 1.6 mm après usure par rotation dans un cylindre en présence de bille d'acier inox et d'eau.

Le coefficient MDE pour chaque cylindre:

$$\text{MDE} = \frac{500 - m}{5} \dots\dots\dots(\text{II.2})$$

Avec **m** : masse du refus à 1,6 mm.

La valeur du MDE à utiliser, arrondi à l'entier le plus proche, est la moyenne des deux essais. Plus le pourcentage d'usure est bas, plus l'échantillon est résistant à l'usure.

**Tableau II.5** : Les résultats des essais de micro-deval sur les échantillons. [5]

N° d'échantillon	Micro-deval (%)
1	18,00
2	17,00
3	18,00
4	18,00
Moyenne	17,75

**Tableau II.6** : La classification des roches selon les résultats des essais de micro-deval[6]

Valeurs repères	
Micro-deval en présence d'eau	Appréciation
<10	Très bon à bon
10 à 20	Bon à moyen
20 à 35	Moyen à faible
>35	Médiocre

Selon les normes française on conclue que notre roche est de moyenne résistance qualités car le coefficient micro deval est de **17,75 < 20**.

#### ➤ **Fragment dynamique**

L'essai consiste à mesurer la quantité d'éléments inférieurs à 1.6 mm produits, en soumettant le matériau aux chocs d'une masse normalisée.

La granularité du matériau soumis à l'essai est choisie parmi les classes granulaires : 4-6,3 mm; 6,3-10 mm et 10-14 mm.

La masse  $M$  du matériau soumise à l'essai est constante. Le nombre de chocs donnés au matériau varie suivant les classes granulaires. Si  $m$  est la masse des éléments inférieurs à 1,6 mm produits au cours de l'essai,  $m'$  le résultat de la pesée

La résistance à la fragmentation dynamique s'exprime par le coefficient de fragmentation dynamique qui s'écrit :

$$F_d = \frac{m}{M} \times 100 \dots\dots\dots (II.3)$$

Le coefficient de fragmentation dynamique est par définition égal au rapport :

$$m = M - m' = 350 - m' \dots\dots\dots (II.4)$$

$$F_d = \frac{(350 - m')}{350} \times 100 \dots\dots\dots (II.5)$$

Le coefficient mesure le % de fragmentation, plus il est petit et plus la résistance à la fragmentation est grande.

**Tableau II.7:** Résultats des essais de fragment dynamique sur les échantillons. [5]

N° d'échantillon	Fragmentation dynamique (%)
1	23,00
2	24,00
3	23,00
4	23,00
Moyenne	23,25

#### II.2.4 .Caractéristiques physiques

Les caractéristiques physiques de la roche influent considérablement sur la conduite des travaux miniers et les engins utilisés leur de l'exploitation.

##### ➤ La masse volumique

C'est une grandeur physique qui caractérise la masse volumique de différent corps de même substance. Elle est notée :  $\rho$  (rho) ou  $\mu$  (mu) ; ce grandeur qui caractérise chaque substance.

$$\rho = \frac{m}{v} \dots\dots\dots (II.6)$$

m : Masse de la substance kg.

v: Le volume m<sup>3</sup>.

Dans le système international (SI)  $\rho$  s'exprime en kg/m<sup>3</sup>.

### ➤ La densité

C'est le rapport de la masse volumique de ce matériau à celle de l'eau, elle est exprimée sans unité.

**Tableau II.8** : Résultats des essais de densité des échantillons. [5]

N° d'échantillon	Densité
1	2,681
2	2,682
3	2,680
4	2,681
Moyenne	2,681

Les résultats des essais montrent que la densité de la roche de gisement djebel tnoutit est variée de 2,680 à 2,682.

La moyenne arithmétique de la densité est 2,681.

### ➤ La perméabilité

C'est une mesure de la capacité d'un matériau à transmettre de fluides qui se trouvent dans les pores. Elle est obtenue par la loi du Darcy,

$$Q = \frac{A k (h_1 - h_2)}{L} \dots\dots\dots (II.7)$$

Q = Débit

k = Coefficient de perméabilité

A = section

L = longueur

h1, h2 = gradient hydraulique

➤ **Absorption d'eau**

L'absorption d'eau traduit la quantité d'eau maximale que peut absorber une roche.

**Tableau II.9 :** Essais d'absorption d'eau sur les échantillons. [5]

N° d'échantillon	Absorption d'eau (%)
1	0,801
2	0,842
3	0,822
4	0,863
Moyenne	0,832

### II.2.5. Propriétés technologiques de roche

➤ **La dureté :**

C'est la capacité de la roche de résister à la pénétration d'un autre corps. La

Dureté de dolomite est variée de 3,5 à 4,5 selon l'échelle de mohs, Et de 8 selon l'échelle de protodiakonov.

**Tableau II.10.** Classification des roches selon la dureté à l'échelle PROTODIAKONOV .M.  
[7]

Catégorie	Degré de dureté	Roches	Coefficient
<b>I</b>	Extra-dures	Quartzites et basaltes les plus durs, compacts et visqueux. Les autres roches exclusivement dures	20
<b>II</b>	Très dures	Roches de granité très dures. Porphyre quartzeux, granité très dur, schiste siliceux, quartzites moins durs que ceux mentionnés plus haut .Le grès et le calcaire les plus durs	15
<b>III</b>	Dures	Granit (compact) et roches de granité. Le grès et le calcaire très durs. Pilons de quartz et de minerais Conglomérat dur minerais de fers durs	10
<b>III .a</b>	Dures	Calcaires durs, granits tendres, grès durs. Marbre dur, dolomie, pyrits	8
<b>IV</b>	Assez dures	Grès ordinaire, minerais de fer demi durs	6
<b>IV . a</b>	Assez dures	Schistes gréseux, grès schisteux	5
<b>V</b>	Demi-dures	Schiste argileux dur .grès et calcaire peu durs, conglomérat tendre	4
<b>V. a</b>	Demi-Dures	Schiste différents (peu durs) et marne compacte	5
<b>VI</b>	Assez tendres	Schistes tendres, calcaire très tendre, crai, sel, gemme, gypse	2
<b>VII</b>	Tendres	Argile compacte, morts-terrains	1
<b>VIII</b>	Roches terreuse	Terre végétale	0,6
<b>IX</b>	Roches ébouleuses	Sable, gravillon	0,5

<b>X</b>	Roches mouvantes	Roches mouvantes	0,3
----------	------------------	------------------	-----

### ➤ Coefficient de foisonnement

Le Coefficient de foisonnement exprime l'indice de fragmentation du volume après l'abatage du massif pendant l'exploitation des roches.

La roche de gisement Djebel Tnoutit a un coefficient de foisonnement  $K_f = 1,5$ . [5]

## II.2.6. Caractéristiques mécaniques

### ➤ Résistance à la compression

C'est la plus importante des propriétés mécaniques de la roche, utilisée en dimensionnement, analyse et modélisation.

La résistance à la compression ( $\sigma_c$ ) est l'un des tests les plus utilisés pour définir la performance mécanique des roches.

Le principe consiste à écraser un échantillon de roche entre les plateaux d'une presse puissante.

La  $\sigma_c$  est déterminée à partir du moment où l'échantillon montre les premiers signes de destruction (fissuration et éclatement). Elle correspond à une force ou une contrainte par unité de surface et s'exprime généralement soit en  $\text{Kgf/cm}^2$  ou en MPa ( $1\text{MPa} = 10\text{ Kgf/cm}^2$ ).

Se détermine selon deux formules :

$$\sigma_c = \frac{F}{S} \dots\dots\dots(\text{II.9})$$

F : La force applique [kgf]

S : La surface sur laquelle la force est applique [ $\text{cm}^2$ ]

$$\sigma_c = f \times 100 \dots\dots\dots(\text{II.10})$$

f : La dureté

-Cette valeur est Exprime en  $\text{kgf/cm}^2$

**Tableau II.11:** Résultats des essais de la résistance à la compression. [5]

N° d'échantillons	Résistance à la compression (kgf/cm <sup>2</sup> )
1	382,00
2	433,00
3	459,00
4	408,00
Moyenne	420,50

La dureté de la roches (dolomie) est de l'ordre de 8 selon l'échelle de PROTODIACONOV, d'où la résistance de compression d'après la formule précédent est de l'ordre de 800 kgf/cm<sup>2</sup>. Cependant, la moyenne arithmétique de la résistance à la compression de la roche sur site est de 420kgf/cm<sup>2</sup>, ce qui est expliqué par un mauvais échantillonnage.

**Tableau II.12 :** Classes de la résistance à la compression. [6]

Résistance à la compression	Terme descriptif
$\sigma_c > 200$	Très élevée
$60 < \sigma_c < 200$	Elevée
$20 < \sigma_c < 60$	Modérée
$6 < \sigma_c < 20$	Faible
$\sigma_c < 6$	très faible

D'après la comparaison entre les résultats d'essais et le tableau 800 > 200, on conclue que notre roche à une résistance très élevée.

➤ **Résistance à la traction :**

Les roches ont généralement une faible résistance à la traction, due aux microfissures préexistantes. L'existence de ces microfissures peut également être la cause de la rupture soudaine de la roche en traction sous une faible contrainte.

La résistance à la traction de la roche peut être obtenue à partir de plusieurs types d'essais. L'essai de traction le plus connu est l'essai brésilien.

$$\sigma_t = 0,1 \times \sigma_c \dots\dots\dots (II.11)$$

$$\sigma_t = 0,1 \times 800 = 80 \text{kgf/cm}^2$$

**Tableau II .13 :** Catégories de la résistance à la traction. [6]

Terme descriptif	La résistance à la traction
Très forte	30 <
Forte	10 – 30
Moyen	5 -10
Faible	2 – 5
très faible	2 >

D'après le tableau on peut dire que note roche à une résistance très forte à la traction.

➤ **Résistance au cisaillement**

La roche résiste à l'effort de cisaillement par deux mécanismes internes, cohésion et frottement interne. La cohésion est une mesure de liaison interne de la roche. Le frottement interne résulte du contact entre les particules, et est défini par l'angle de frottement interne.

La résistance au cisaillement de la roche peut être déterminée par l'essai de cisaillement direct et par des essais de compression triaxiale.

$$\sigma_{cs} = 0,3 \times \sigma_c \dots\dots\dots(\text{II.12})$$

$$\sigma_{cs} = 0,3 \times 800 = 240 \text{ kgf/cm}^2$$

**Conclusion**

Suite aux différentes analyses réalisées dans les laboratoires d'ORGM, EETG, Nous pouvons conclure que la dolomite de ce site présente des qualités conformes aux normes qui peuvent être utilisée comme :

- Granulats pour Bétons Hydrauliques.
- Granulats pour couches de fondation, de base.
- Pour les produits divers « Enrochement et TVC », ces derniers sont destinés pour les travaux maritimes.
- Chemin de fer (dont la norme exige un **MDE < 20**, et **LA < 25**).

**Chapitre III :**  
**Ouverture du gisement  
de Djebel Tnoutit**

## Chapitre III : Ouverture du gisement de Djebel Tnoutit

### Introduction

Dans une exploitation à ciel ouvert, on vise à enlever un minimum de stériles de recouvrement pour atteindre un volume de roches ayant une valeur marchande optimum.

L'ouverture de gisement est le point de départ des travaux réels d'exploitation, consiste à réaliser des accès aux différents niveaux du gisement, afin de faciliter l'opération d'exploitation.

### III .1.Les facteurs de choix de mode d'ouverture [8]

#### a. Facteurs géologiques

- ◆ Puissance ;
- ◆ Pendage de gisement (13) ;
- ◆ Profondeur du gisement (40 m) ;
- ◆ Relief de la surface (montagneux) ;
- ◆ Formes de gisement ;
- ◆ Dimension de gisement ;

#### b. facteurs miniers

- ◆ La production assurée par le gisement (600 000 t/an);
- ◆ Durée de vie de la carrière (10 ans) ;
- ◆ La sécurité du travail ;

#### c. Facteurs économiques

- ◆ Dépenses capital, et la construction de la carrière ;
- ◆ Le rendement ;
- ◆ Les indices économiques ;

#### d. Facteurs topographique

Le gisement de Djebel Tnoutit est situé à un relief montagneux.

## III.2. Choix du mode d'ouverture du champ de la carrière

Le choix de schéma d'ouverture doit assurer :

- ◆ Le fonctionnement des engins au plein régime ;
- ◆ La récupération optimale de réserves du gisement ;
- ◆ La production planifiée ;
- ◆ Sécurité de travail ;
- ◆ Minimiser les frais de transport.

L'ouverture d'un gisement à ciel ouvert a pour but de réaliser l'accès au champ minier à partir de la surface terrestre. En pratique minière, l'ouverture d'un gisement peut se faire: [9]

- Tranchées.
- Demi-tranchées.

Etant donné que le gisement de Djebel Tnoutit est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par demi-tranchée d'accès creusée de bas vers le haut. Ensuite pour réaliser le premier front de taille (la partie supérieure du gisement), il est nécessaire de creuser des tranchées de découpage en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière.

Le choix de la forme du tracé dépend de la pente, des dimensions du flanc de coteau dans la carrière montagneuse.

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

## III.3. Les différentes étapes de l'ouverture du gisement

- La première étape consiste au creusement de la demi-tranchée d'accès.
- La deuxième consiste au creusement des tranchées de jonction.
- La troisième consiste au creusement des tranchées de découpage.

### III.3.1. La demi-tranchée d'accès

Elle permet de donner l'accès à tous les niveaux de la carrière. La forme du tracé est simple, elle se caractérise par :

- La largeur.

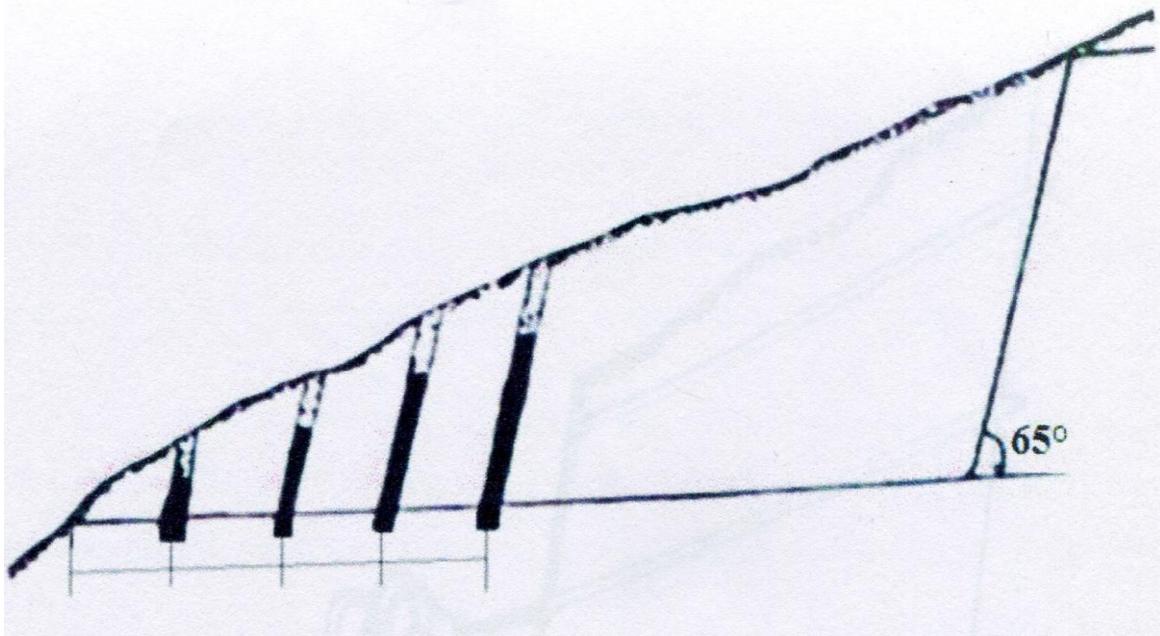
- La longueur.
- Le volume.
- L'inclinaison longitudinale qui varie de 6% jusqu'à 12%.

### III.3.1.1. Technologie de creusement de la demi-tranchée d'accès

Dans notre cas, la demi-tranchée d'accès est commencée à partir du niveau 935 m, jusqu'au sommet du relief (niveau 960 m), la réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait par travaux de forage et de tir. On fore des trous de profondeur qui varie de 1 jusqu'à 4 m selon le pendage de la surface du gisement, les trous sont chargés par l'explosif et tirés.

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

- Préparation du sol à creuser (nettoyage par le bulldozer).
- Foration des trous de mines.
- Evacuation des déblais par bulldozer, on continue ces travaux jusqu'à obtenir une largeur de 11 m.



**Figure III.1** : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 1. [10]

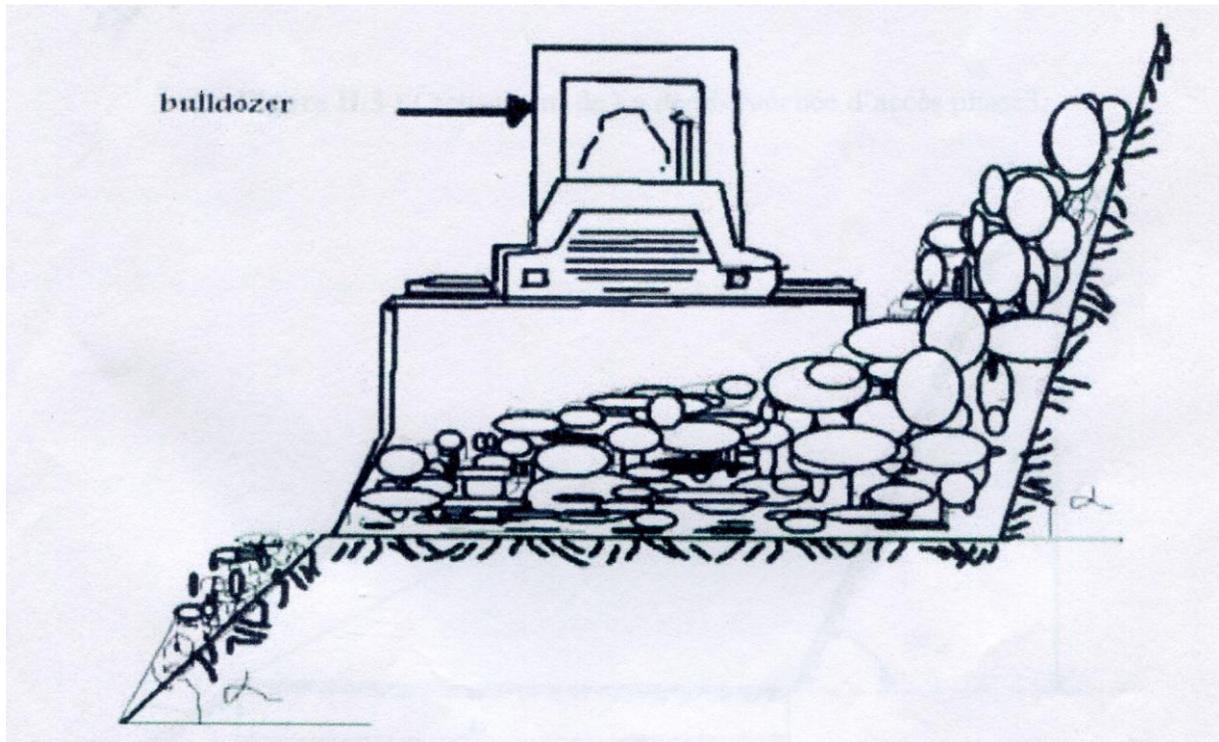


Figure III.2 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 2. [10]

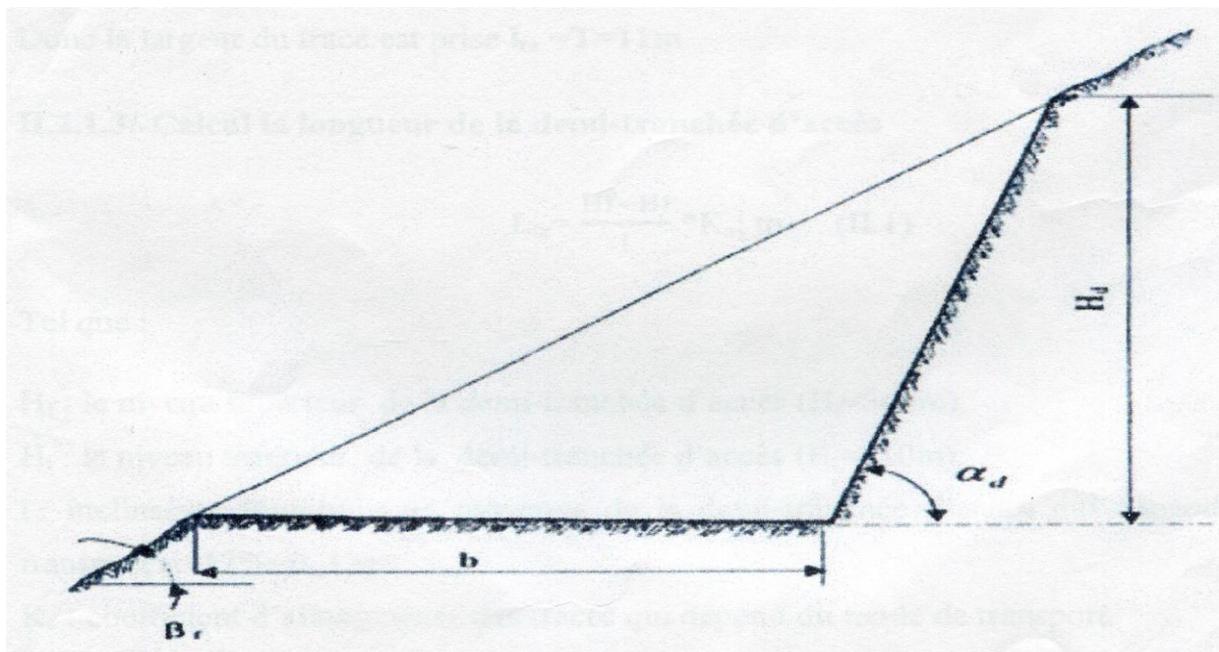


Figure III.3 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 3. [10]

### III.3.1.2. Calcul de la largeur du tracé

Dans la carrière de Djebel Tnoutit la largeur de la demi-tranchée d'accès dépend de celle des camions utilisés. Du nombre de voies et la vitesse de déplacement des camions.

Dans la carrière de Djebel Tnoutit le transport est effectué par un camion dumper (Caterpillar), on utilise un autre camion shacman en cas où le dumper est en panne ou on l'utilise les deux camions si l'entreprise visée à augmenter sa production. La voie de tranchée d'accès est double.

$$l_{ta} = 2lc + a + 2b \dots\dots\dots(III.1)$$

lc : La largeur de camion (m) ;

a : Distance de sécurité entre deux camion (m) ; a = 1 m.

b : Distance de sécurité entre le camion et le front de de gradin (m), b = 1.5 m.

**Tableau III.1** : La largeur de tracé.

Type du camion	La largeur de camion (m)	La largeur du tracé (m)
Dumper (Caterpillar)	3,5	11
Shacman	2,5	10,25

Donc la largeur du tracé est prise  $l_{ta} = T = 11$  m.

### III.3.1.3. Calcul la longueur de la demi-tranchée d'accès

$$L_{ta} = \frac{H_f - H_i}{i} \times K_a \dots\dots\dots(III.2)$$

Tel que :

H<sub>f</sub> : Le niveau supérieur de la demi-tranchée d'accès (H<sub>f</sub> = 960 m).

H<sub>i</sub> : Le niveau inférieur de la demi-tranchée d'accès (H<sub>i</sub> = 935 m).

i : Inclinaison longitudinale moyenne de la demi-tranchée d'accès qui dépend du type de transport (i = 12% = 0,12).

K<sub>a</sub> : Coefficient d'allongement des traces qui dépend du mode de transport.

$K_a = 1,1 \div 1,6$ , on prend  $K_a = 1,6$ .

$$L_{ta} = \frac{960-935}{0,12} \times 1,6$$

$$L_{ta} = 333,33 \text{ m}$$

**III.3.1.4. Calcul du volume de la demi-tranchée d'accès**

$$V_{ta} = ((l_{ta}^2 \times \sin \alpha_{ta} \times \sin \beta_f) \cdot L_{ta}) / (2 \times \sin(\alpha_{ta} - \beta_f)) \dots \dots \dots (III.3)$$

Tel que :

$L_{ta}$  : Longueur de la demi-tranchée d'accès ( $L_{ta} = 333,33 \text{ m}$ ).

$l_{ta}$  : La largeur de la demi tranchée (chaussée de transport,  $l_{ta} = 11 \text{ m}$ ).

$\alpha_{ta}$  : Angle de pendage du talus de la demi tranchée d'accès,  $\alpha_{ta} = 65^\circ$ .

$\beta_f$  : Angle de pendage du flanc de couteau  $\beta_f = 13^\circ$ .

Donc :

$$V_{ta} = ((11^2 \times \sin 65 \times \sin 13) \times 333,33) / (2 \times \sin (65 - 13))$$

$$V_{ta} = 5 \text{ 217,48 m}^3.$$

**Tableau III.2 :** Les valeurs de l'angle des talus des tranchées en fonction de la dureté. [10]

Type de tranchées	Angles des bords des tranchées			
	2 ÷ 4	5 ÷ 9	10 ÷ 14	15 ÷ 20
Accès ( $\alpha_{ta}$ )	60°	65°	70°	80°
Découpage ( $\alpha_{td}$ ) $\gamma$	60°	70°	75°	80° ÷ 85°

**III.3.2. Tranchée de découpage**

**III.3.2.1. La longueur de la demi-tranchée de découpage**

La longueur de la demi-tranchée de découpage est égale à 60 m que nous avons mesuré pendant la période de stage ( $L_{td} = 60 \text{ m}$ ).

**III.3.2.2. Calcul du volume de demi-tranchée de découpage**

Nous avons fait les calculs de la demi-tranchée de découpage pour le dumper Caterpillar.

- ✓ La largeur de la demi-tranchée de découpage est égale à : **[11]**

$$l_{td} = 2 \times (R_b + 0,5l_c + a) ; m \dots\dots\dots(III.4)$$

$R_b$  : Rayon de braquage du camion ( $R_b = 9$  m).

$a$  : Largeur des remparts de protection ;  $a = 1$  m.

$l_c$  : La largeur du camion (voire la partie de transport).

$$l_{td} = 2 \times (9 + 0,5(3,5) + 1)$$

$$l_{td} = \mathbf{23,5\ m}$$

Donc la largeur de la demi-tranchée de découpage est égale à **23,5 m**.

- ✓ Le volume de la demi-tranchée de découpage :

$$V_{td} = ((l_{td}^2 \times \sin \alpha_{td} \times \sin \beta_f) \cdot L_{td}) / (2 \times \sin (\alpha_{td} - \beta_f)) \dots\dots(III.5)$$

$$V_{td} = ((23,5^2 \times \sin 70 \times \sin 13) \times 60) / (2 \times \sin(70 - 13))$$

$$V_{td} = \mathbf{4\ 175,8\ m^3}.$$

**Tableau III.3** : Les principaux paramètres de l’ouverture.

Paramètres	Symboles	Valeurs
Angle de flanc couteaux (Degré °)	$B_f$	13
Angle du talus de la demi-tranchée d’accès (Degré °)	$\alpha_{ta}$	65
Angle du talus de la demi-tranchée de découpage (Degré°)	$\alpha_{td} (\gamma)$	70
Longueur de la demi-tranchée d’accès (m)	$L_{ta}$	333,33
Longueur de la demi-tranchée de découpage (m)	$L_{td}$	60
Largeur de la demi-tranchée d’accès (m)	$l_{ta}$	11
Largeur de la demi-tranchée de découpage (m)	$l_{td}$	23,5
Volume de la demi-tranchée d’accès ( $m^3$ )	$V_{ta}$	5 217,48
Volume de la demi-tranchée de découpage ( $m^3$ )	$V_{td}$	4 175,8

### III.4.Méthode d'exploitation

#### III.4.1.Généralités sur les méthodes d'exploitation à ciel ouvert

L'exploitation par fosse et par découverte sont les deux principales méthodes d'exploitation à ciel ouvert ; elles comptent pour plus de 90% dans la production mondiale de surface.

Ces deux méthodes se distinguent essentiellement par la disposition dans l'espace des volumes minéralisés et par les moyens mécaniques mis en œuvre pour l'extraction du minerai.

- ◆ **La méthode par découverte** : S'applique aux gisements stratiformes et peu profonds. Divers matériels peuvent être utilisés: pelles, camions, draglines, pelles mécaniques, racleurs, etc. La méthode est utilisée surtout pour l'exploitation de gisements en roches tendres et elle est particulièrement développée dans les mines de charbon.
- ◆ **l'exploitation par fosse** : est réservée à l'extraction de minerai encaissé dans des roches dures, disséminé ou en veines profondes La plupart des mines à ciel ouvert exploitées par fosse ont la forme jusqu'au fond.  
Les fosses sont creusées en gradins concentriques reliés par des pistes du bord de la fosse, quelle que soit l'étendue de la mine.

Par souci d'économie, les matériaux destinés à la construction sont extraits de carrières situées à proximité de l'ouvrage, de manière à faciliter les transports.

Les possibilités des méthodes à ciel ouvert sont limitées par plusieurs facteurs, dont :

- L'altitude: un gisement est plus difficile à exploiter à haute altitude et en terrain accidenté ;
- L'éloignement ;
- Le climat ;
- La présence ou non d'infrastructures telles que routes et sources d'alimentation en électricité et en eau ;
- La réglementation relative à l'exploitation minière et à la protection d'environnement ;
- La stabilité des talus ;
- La gestion des stériles de recouvrement ;
- Le transport des produits ;

### III.4.2.Choix de la méthode d'exploitation utilisé dans la carrière

Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants : [8]

- La topographie du gisement.
- Les caractéristiques géologiques du gisement.
- Le mode d'ouverture du gisement.
- L'angle de pendage du gisement.
- Les réserves exploitables du gisement.
- La production annuelle planifiée par la carrière.
- Des dimensions des engins miniers et de transport.
- Des mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

La méthode d'exploitation adoptés dans la carrière de djebel Tnoutit se fait de haut vers le bas par des gradins de hauteur  $H_g = 15$  m, c'est une méthode d'exploitation simple (flanc de coteaux) selon les travaux d'abattage a un seul bord exploitable.

### III.4.3.Principaux éléments du système d'exploitation

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, ces éléments sont : [12]

- 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.

#### III.4.3.1.Gradins

C'est un élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert représentant une partie des morts terrains ou du gisement enlevée de manière autonome et qui est desservi par des moyens de transport qui sont propres. Chaque gradin a généralement deux surfaces dégagées :

- Le front d'attaque.
- Le talus du gradin.

### a) La hauteur du gradin

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

- Caractéristiques des excavateurs employés.
- Stabilité des roches.
- Mode d'abattage (mécanique et/ou à l'explosif).
- Règles de sécurité.
- Production annuelle.

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

Selon la législation minière et conformément à l'arrêté du **Jomada El Aouel 1435** Correspondant au **30 mars 2014** fixant les conditions et les règles techniques relatives aux paramètres spécifiques miniers liés à la conduite de l'exploitation à ciel ouvert « Dans l'exploitation de masses constituées de roches dures, la hauteur du front ou des gradins ne doit pas dépasser quinze (15) mètres; au pied de chaque gradin, une banquette horizontale d'une largeur suffisante pour permettre, sans danger, le travail et la circulation du personnel et des engins, doit être aménagée. Le front ou les gradins peuvent être portés à des hauteurs supérieures après autorisation écrite que peut accorder l'agence nationale de la géologie et du contrôle minier, après examen et approbation éventuelle d'un rapport justifiant la nécessité de dépasser la hauteur prescrite ci-dessus et les équipements utilisés, que fournira l'exploitant ». **[13] [14]**

La hauteur des gradins se détermine par la formule suivant :

$$H_g \leq 1,5 \times H_c ; m \dots\dots\dots(III.6)$$

$H_g$  : Hauteur de gradin.

$H_c$  (max) : Hauteur maximum de creusement d'engin d'extraction (chargement de type Volvo) ;

$H_c = 10,5$  m.

$$H_g = 1,5 \times 10,5 = \mathbf{15\ m}$$

La carrière de Djebel Tnoutit est constituée de 3 gradins du supérieur 975m jusqu'au niveau inférieur 935 m, ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

Tableau III.4 : Gradins de gisement.

N° du gradin	Niveaux	Hauteur du gradin (m)
1	975 / 960	15
2	960 / 945	15
3	945 / 935	10

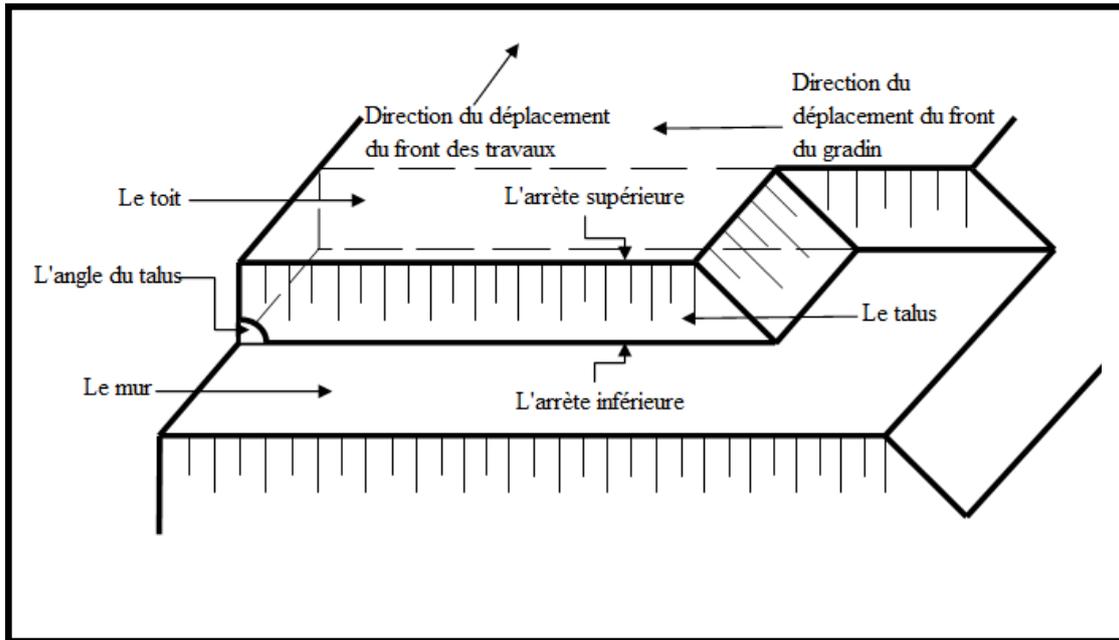


Figure III.4 : Différentes parties d'un gradin. [10]

III.4.3.2. La largeur d'enlevure [15]

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

- Les propriétés physico-mécaniques des roches ;
- Le type et dimension des engins de chargement.

$$A = W + (n - 1) \times b ; m \dots \dots \dots (III.7)$$

Tel que :

W : La ligne de moindre résistance,  $w = 2.5$  (voir la partie de travaux de forage).

n : Nombre de rangées ( $n = 3$ ) trois rangés.

b : La distance entre les rangées ( $b = 2$ ).

$$A = 2,5 + (3 - 1) \times 2.$$

$$A = 6,5 \text{ m.}$$

### III.4.3.3. La plate-forme de travail

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

$$L_{ptr} = A + X + C + T + Z ; \text{ m} \dots\dots\dots \text{(III.8)}$$

Tel que :

A : La largeur d'enlevure ( $A = 6,5 \text{ m}$ )

C : La distance de sécurité entre l'arrête inférieure du tas des roches abattus et la chassée de transport ( $C = 3$ ).

T : La largeur de la chaussée de transport,  $T = l_{ta} = 11 \text{ m}$ .

X : Largeur réduite des tas des roches abattus.

$$X = A \times \left( \left( 2 \times K_f \times \frac{H_g}{H_t} \right) - 1 \right) \dots\dots\dots \text{(III.9)}$$

$H_t$  : Hauteur des tas des roches abattus.

$$H_t = (0,7 \div 1,05) \times H_g ; \text{ m} \dots\dots\dots \text{(III.10)}$$

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

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

$$X = 7 \times \left( \left( 2 \times 1,5 \times \frac{15}{10,5} \right) - 1 \right)$$

$$X = 23 \text{ m.}$$

$K_f$  : Coefficient de foisonnement des roches  $K_f = 1,5$ .

Z : Largeur de prisme d'éboulement.

$$Z = Hg \times (ctg\gamma - ctg\alpha) ; m \dots\dots\dots(III.11)$$

Tel que :

$\alpha$  : Angle du talus de gradin  $\alpha = 84^\circ$ .

$\gamma$  : Angle du talus stable du gradin ( $65 \div 75$ ),  $\gamma = 70^\circ$ .

$$Z = 15 \times (ctg70 - ctg84)$$

$$Z = 3,9 \text{ m.}$$

Donc :

$$L_{ptr} = 6,5 + 23 + 3 + 11 + 3,9$$

$$L_{ptr} = 47,4 \text{ m}$$

Tableau III.5 : Angle de talus stable du gradin. [14]

Caractéristiques des roches	Coefficient de la durée selon protodiakonov	Angle du talus stable du gradin
Très dure	15 ÷ 20	75 ÷ 85°
<b>Dure</b>	<b>8 ÷ 14</b>	<b>65 ÷ 75°</b>
Dureté moyenne	3 ÷ 7	55 ÷ 65°
Tendre	1 ÷ 2	40 ÷ 55°
Meuble et végétal	0.6 ÷ 0.8	25 ÷ 40°

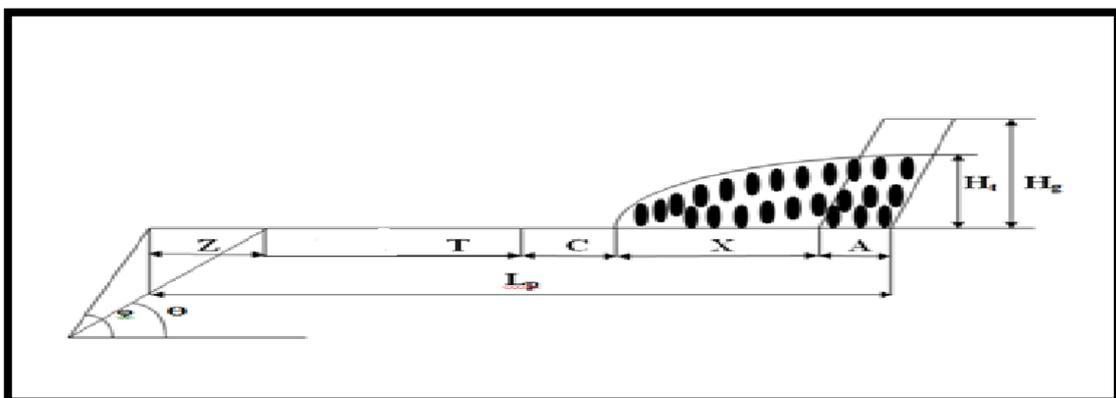


Figure III.5 : La largeur de la plate-forme de travail.

**III.4.3.4. Vitesse d'avancement du chantier**

$$V_{ch}^a = \frac{P_j}{A \times H_g} ; \text{m/j} \dots\dots\dots(III.12)$$

Tel que :

P<sub>j</sub> : La production journalier, P<sub>j</sub> = 716,15 m<sup>3</sup>/j.

$$V_{ch}^a = \frac{716,15}{6,5 \times 15}$$

$$V_{ch}^a = \mathbf{7,35 \text{ m/jour.}}$$

**III.4.3.5. Temps d'extraction du bloc**

$$T_{ex}^b = L_b / V_{ch}^a, \text{ jour} \dots\dots\dots(III.13)$$

Tel que :

V<sub>ch</sub><sup>a</sup> : Vitesse d'avancement du chantier.

L<sub>b</sub> : Longueur du bloc L<sub>b</sub> = 15 m (voir les paramètres du tir).

$$T_{ex}^b = \frac{15}{6,5}$$

$$T_{ex}^b = \mathbf{2,31 = 3 \text{ jour}}$$

**Tableau III.6** : Paramètres de la méthode d'exploitation.

Paramètres	Symboles	Valeurs	Unités
Hauteur du gradin.	H <sub>g</sub>	15	M
Largeur d'enlevure.	A	6,5	M
Largeur réduite des tas des roches abattues.	X	23	M
Largeur de prisme d'éboulement.	Z	3,9	M
La distance de sécurité entre l'arrête inferieur du tas des roches abattus et les chaussées de transport.	C	3	M
La largeur de la plate-forme de travail.	L <sub>ptr</sub>	47,4	M
Vitesse d'avancement du chantier.	V <sub>ch</sub> <sup>a</sup>	7,35	m/j

**Conclusion**

On peut conclure que le choix d'une méthode d'exploitation est nécessaire et indispensable avant le début des travaux.

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de djebel Tnoutit est une méthode simple par gradins (flanc de coteau), se fait de haut vers le bas par deux gradins de 15 m et un troisième gradin du niveau inférieur qui est de 10 m.

**Chapitre IV :**

**Processus d'abattage au  
niveau de la carrière El-  
Ouldja**

## Chapitre IV : Processus d'abattage au niveau de la carrière El-Ouldja

### Introduction

Dans les travaux miniers, l'opération de l'abattage de roche commence par la foration, le chargement des trous forés et de tir, qui joue un rôle très important pour atteindre la production projetée par l'entreprise.

#### IV.1. Abattage

L'abattage des roches est l'un des principaux possédés dans la chaîne technologique minière. Le coût d'abattage d'une tonne est estimé de 15% à 20% du coût total dans l'exploitation à ciel ouvert. [16]

L'abattage de roches consiste à la destruction des roches au niveau de la masse et obtention de morceaux de différents volumes.

##### IV.1.1. Le choix de mode d'abattage

❖ Dépend des facteurs suivants : [17]

- Types des roches ;
- Propriétés physico-mécaniques et technologiques des roches ;
- La productivité de l'entreprise minière ;
- Des paramètres techniques des engins et des équipements disponibles.

❖ Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [18] [19]

- Degré nécessaire et régularité du fragment des roches ;
- État normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords ;
- Formation du tas de la masse minière abattue avec forme et dimension nécessaires ;
- Volume nécessaire de la masse abattue pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Dépense minimale et grande sécurité.

##### IV.1.2. Les types d'abattage

On distingue deux types différents :

###### a- Abattage mécanique

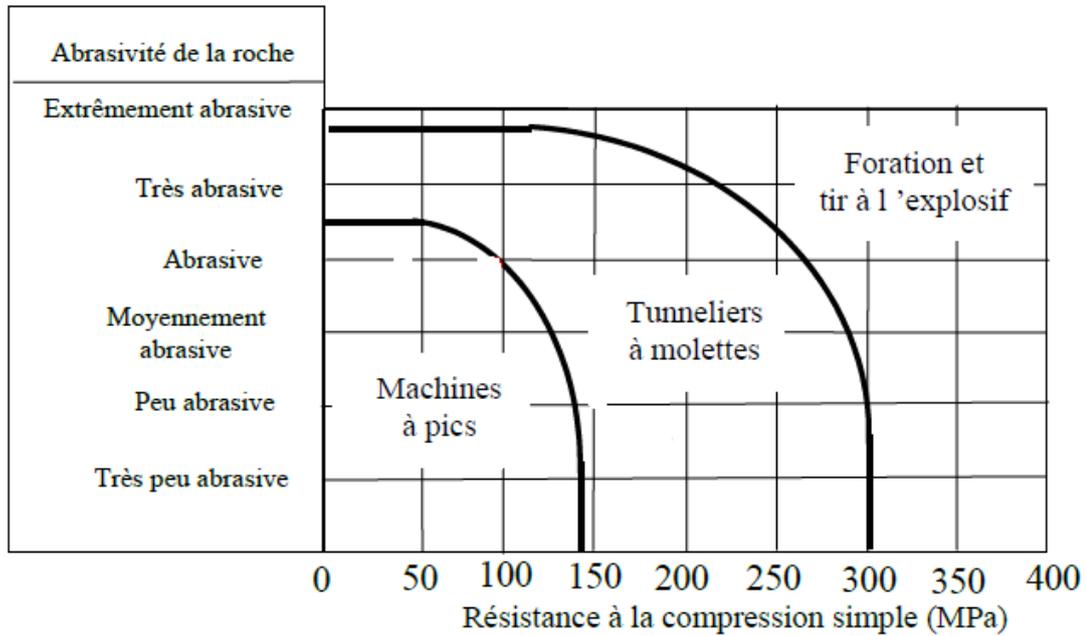
L'abattage à pelle et par excavateur est pratiqué dans les milieux rocheux tendres, les excavateurs sont des machines destinées à la prise de la roche dans le massif vierge par leur godet jusqu'au lieu de déversement (engin de transport).

###### b- Abattage hydraulique

c'est l'opération de découpage de la roche par le biais de puissants jets d'eau.

**c-Abattage par explosif [18]**

Abattage à explosif est très répandu dans les mines à ciel ouvert et utilisé généralement pour les roches dures.



**Figure IV.1 :** Choix de mode d'abattage selon la résistance de compression.

- ❖ Dans le carrière de EL-OULDJA, l'abattage à l'explosif c'est leurs choix selon obligation de la résistance à la compression de le roche ( $\sigma_c = 800\text{kgf/cm}^2$ ).

**IV.1.3. Dimension maximales des blocs abattus**

Les dimensions maximales admissibles des blocs sont détermine en fonction des paramètres Des engins miniers mise en services : [20]

➤ **Pour la chargeuse**

$$D_m = 0,8\sqrt[3]{E} \dots \dots \dots (IV.1)$$

E : La capacité du godet de la chargeuse ; E= 2,33 m<sup>3</sup>

$$D_m = 0,8\sqrt[3]{2,33} = 1.06 \text{ m}$$

➤ **Pour le camion**

$$D_m = 0,5\sqrt[3]{V} \dots \dots \dots (IV.2)$$

V : La capacité de la benne

$$V_1 = 35t = 13,05 \text{ m}^3 \text{ donc } D_m = 1,18 \text{ m.}$$

$$V_2 = 15t = 5,59 \text{ m}^3 \text{ donc } D_m = 0,88 \text{ m.}$$

➤ **Pour le concasseur**

$$D_m = 0,8 \times B \dots\dots\dots(IV.3)$$

B : Dimension d'ouverture du concasseur primaire ; B = 500 mm

$$D_m = 0,8 \times 0,5 = 0,4 \text{ m.}$$

Les roches de dimensions supérieures à 0,4 m sont considérées comme des blocs hors gabarits. Donc le degré de fragmentation du massif a une grande importance pour le travail efficace des engins de processus postiers (extraction chargement transport Concassage stockage et mise à terril). [18]

## IV.2. Les explosifs

L'explosif est une combinaison chimique ou un mélange mécanique qui, sous l'action d'une impulsion extérieure (réchauffement, étincelles, chocs), est apte à exploser, c'est-à-dire pouvant se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de gaz capables de produire un travail mécanique.

Aussi est une réaction chimique très exothermique et extrêmement rapide libérant une grande quantité de gaz qui, sous l'effet de la température élevée instantanément, produisant un travail mécanique et engendrant dans le milieu environnant des ondes de choc (d'explosif).

### IV.2.1. Déflagration et Détonation [21]

#### a. Déflagration

La déflagration de la substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans la matière. La vitesse de décomposition est relativement lente et est comprise entre 10 et 400 m/s.

#### b. Détonation

Lors de la détonation, la décomposition de la substance explosive est rapide et il y a naissance d'une onde de choc. La vitesse de décomposition est dans ce cas comprise entre 2000 et 9000 m/s. La détonation d'un explosif engendre un choc et une poussée utilisés principalement dans les travaux d'abattage et de démolition.

### IV.2.2. Le choix de types d'explosifs

Le type d'explosif est choisi en fonction :

- Des caractéristiques du gisement : nature de la roche, fracturation du gisement Et présence éventuelle d'eau dans le massif ;
- De l'expérience des tirs antérieurs ;
- Des considérations économiques.

-La charge de fond constitué d'explosifs brisants en cartouches.

-La charge de colonne pourra être continue avec un vrac de préférence si l'absence d'eau de permet.

De ces facteurs ainsi que le guide technique des explosifs et l'accessoire de tir réalise par l'Onex et aussi les caractéristiques de massif rocheux, le carrier El Oualdja utilise les explosifs suivant :

- MARMANIT III (**Fig. IV.2**);
- ANFOMIL (**Fig. IV.3**).



**Figure IV.2** : L'explosif brisant en cartouche (Marmanit III) (15/03/2017).



**Figure IV.3 :** L'explosif en vrac (Anfomil) (15/03/2017).

**Tableau IV.1 :** Les caractéristiques de ces deux explosifs. [22]

Type d'explosif	Caractéristique	Valeurs
Marmanit III	Densité (g/cm <sup>3</sup> )	1,33
	Vitesse de détonation (m/s)	6500
	Résistance a l'eau	Moyenne
	Diamètre de la cartouche (mm)	65
	La longueur de cartouche (mm)	75
	Poids de cartouche (kg)	2,5
	Travail spécifique (cm <sup>3</sup> /g)	360-405
Anfomil	Densité (g/cm <sup>3</sup> )	0,90
	Vitesse de détonation (m/s)	4500
	Résistance a Léau	Très faible
	Poids de cartouche (kg)	25
	Travaille spécifique (cm <sup>3</sup> /g)	320

### IV.3. Amorçage [19]

Pour provoquer la décomposition d'un explosif il est nécessaire de lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation.

La réaction de décomposition de l'explosif étant amorcée, l'énergie dégagée amorce une particule voisine et une réaction peut se développer de proche en proche, dans la substance

explosive. L'amorçage est donc un élément essentiel de la chaîne pyrotechnique car il conditionne la fiabilité, la qualité et la sécurité de la détonation et constitue la dernière opération de validation de la mise à feu.

✚ L'opération d'amorçage 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;
- Diamètre du trou de mine: la sensibilité de l'explosif augmente avec le diamètre (et le confinement);
- L'environnement : l'amorçage en fond de trou diminue généralement les vibrations;
- Les objectifs du chantier : les objectifs de forme de tas ou de qualité de plate-forme donnent généralement la préférence à l'amorçage en fond de trou.

#### IV.3.1. Système d'amorçage

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

-Les réactions pyrotechniques dans un détonateur, se développent de la façon suivante :

- La première énergie thermique est apportée par une mèche.
- Ou cordon Bickford (de plus en plus abandonné par la profession pour des raisons de sécurité); ou par un guide d'onde de choc à 200 m/s dans un tube Nonel ou explosion contrôlée dans un gaz.
- Ou une perle d'allumage dans le cas d'un détonateur électrique. Ce mode d'amorçage est le plus répandu car il garantit, en général, la meilleure fiabilité.

-Les compositions retardatrices brûlent dans

- Des temps qui sont des multiples d'un certain retard (par exemple 100, 200, ou 500ms)
- Ou des temps qui sont multiples d'un certain micro retard (par exemple 20 ou 25 ms), selon qu'il s'agisse d'un détonateur à retard ou à micro-retard;
- Cette composition retardatrice transmet l'ordre de feu à l'explosif primaire. Celui-ci prend instantanément le régime détonant;

- L'explosif primaire initie en détonant l'explosif secondaire.

#### IV.3.2. Types d'amorçage [19]

##### ➤ Amorçage ponctuel

L'amorçage par détonateur est appelé amorçage ponctuel. Autour du point source de la détonation l'énergie d'amorçage n'est pas isotrope;

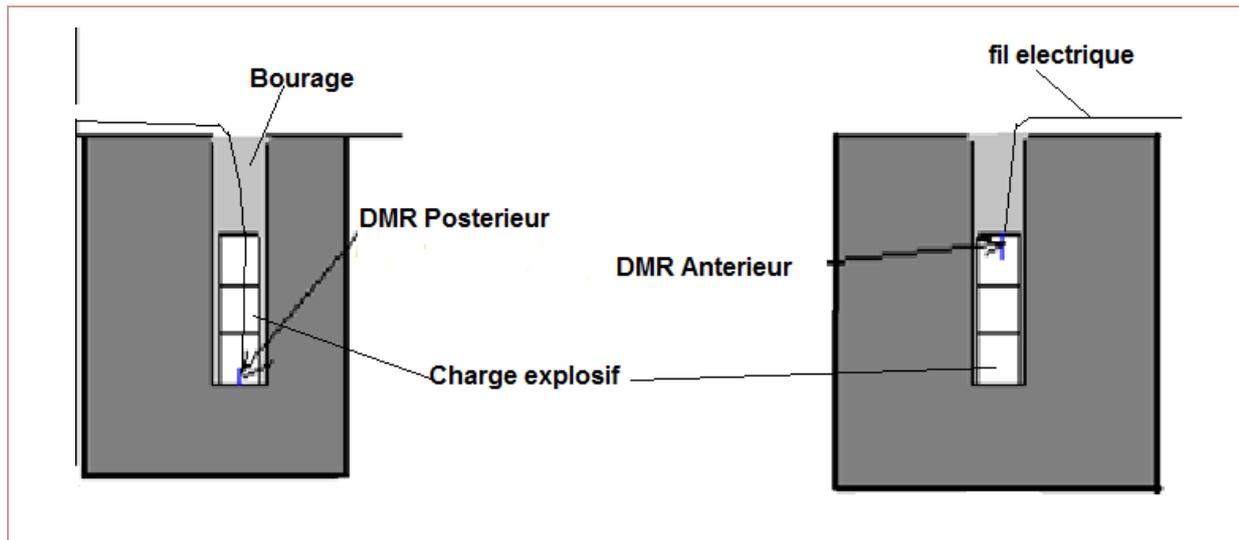


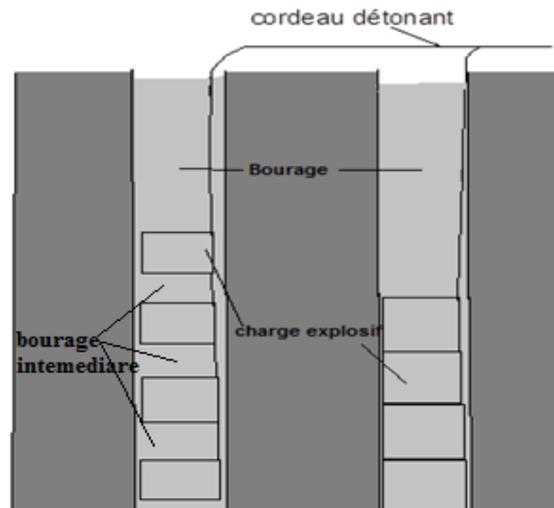
Figure IV.4 : L' amorçage ponctuel.

L'amorçage est favorisé si le détonateur est placé dans l'axe de la cartouche. La chaîne pyrotechnique standard se compose :

1. D'un générateur thermique, par exemple mèche lente ou perle d'allumage d'un détonateur électrique;
2. D'un explosif primaire en quantité voisine 0,6 à 2 g prenant le régime détonant sous l'influence d'un apport thermique minimum;
3. D'un explosif secondaire en quantité voisine de 0,6 g généralement suffisant pour apporter aux explosifs secondaires utilisés en masse par le mineur le minimum d'énergie nécessaire pour assurer leur décomposition.

➤ **Amorçage latéral**

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



**Figure IV.5 : présente l'amorçage latéral.**

**✚ La différence entre ces deux types d'amorçage :**

D'après les résultats d'une étude sur le sujet menée par R.Thiard, les amorçages au cordeau détonant (latéraux) donnent généralement des rendements nettement inférieurs à ceux ponctuels.

**IV.4. Séquence d'initiation [19]**

Dès que l'onde de compression, résultant de la détonation, rencontre une discontinuité et en particulier une face libre elle se scinde en une onde transmise et une onde réfléchi.

La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchi dépend du rapport des impédances des matériaux d'un part et d'autre de la discontinuité. Il s'agit donc d'offrir la meilleure surface de réflexion à l'onde de choc afin de produire une fragmentation optimale pour le minimum d'énergie.

La séquence d'initiation des charges d'une volée permet donc d'intervenir sur la fragmentation par la création de faces libres nécessaires au phénomène de fissuration et de limiter la charge unitaire par retard ce qui limite le niveau de vibrations engendrées par le tir

**✚ Son choix dépend essentiellement :**

- De l'environnement : le niveau de vibration limite la charge unitaire admissible par retard, par conséquent le nombre de trous détonant au même instant;
- Du nombre de rangées.
- Des objectifs : le tir à retard intervient directement sur la fragmentation et il a été établi que celle-ci est optimisée par le choix du retard.

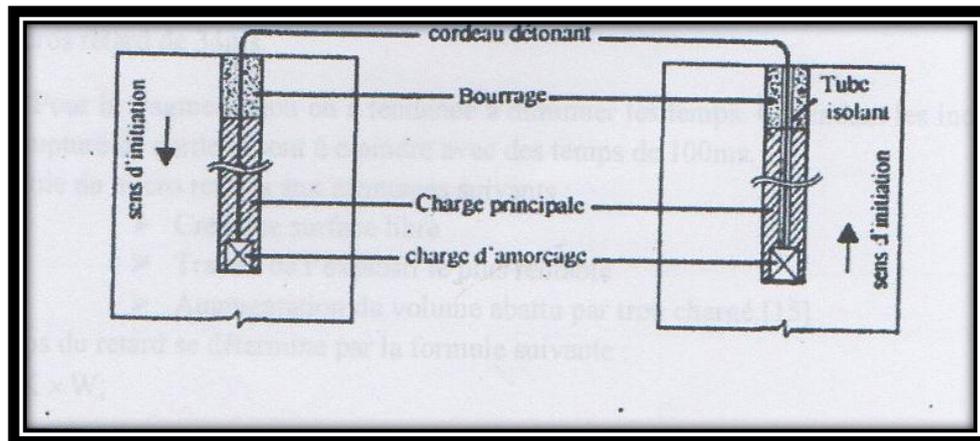


Figure IV.6 : Sens d'initiation d'une charge explosive. [23]

## IV.5 .Plan de tir

### IV.5.1. La conception d'un tir [19]

❖ La conception générale d'un tir doit prendre en compte les principes théoriques, qui sont principalement:

-L'adaptation de l'explosif au massif (afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe);

-La création d'un maximum de faces libres afin de faciliter les réflexions d'ondes de contraintes qui créent la fissuration.

❖ La conception d'un tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir.

Avant d'entreprendre la conception, il faut :

1. Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts;
2. Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités);
3. Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture);
4. Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau;
5. Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

❖ L'élaboration d'un plan se fait à l'objectif:

- ◆ L'importance de la production et la définition de l'abattage type;
- ◆ Les exigences géométriques :
  - Sortie de pied pour favoriser la bonne planéité du carreau et permettre la bonne évolution des engins de reprise,
  - Rectitude du front pour obtenir une maîtrise de la progression des fronts en regard de la structure du massif;
- ◆ Les exigences dimensionnelles :
  - Blocométrie des éléments abattus qui doit rester compatible avec les dimensions d'ouverture du concasseur primaire,
  - Courbe granulométrique du tout-venant abattu; trop d'éléments fins est souvent un inconvénient, car les opérations de sélection primaire vont éliminer une tranche 0/30 ou 0/40 dont la quantité affecte bien entendu le rendement global;
- ◆ Les impératifs de sécurité :
  - Les impératifs internes : toutes conditions qui doivent permettre le travail préparatoire de foration, ainsi que les opérations de reprise, dans des conditions de totale sécurité : bonne rupture du parement, pas de surplomb, peu d'effet arrière, bon étalement du tas abattu;
  - Les impératifs externes : absence de projection, ébranlement minimum, bruit maîtrisé, sont autant des facteurs appréciés par l'environnement et qui conditionnent bien souvent l'autorisation d'exploiter.

#### **IV.5.2. Paramètre de tir**

##### **IV.5.2.1. Diamètre de trou [19]**

Dans le cas général, le diamètre devrait être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et de coût global. Il conditionnera partiellement la granulométrie (qui dépend du diamètre à cause de son incidence directe sur la maille). Le coût de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration.

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

- L'environnement : le niveau de vibrations et de bruit dépend de la charge unitaire par retard (qui dans la plupart des cas est celle d'un trou de mine);
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera indirectement le choix du diamètre de foration;

-L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner et qui par conséquent aura indirectement une incidence sur le choix du diamètre de foration;

-La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.

Le diamètre de trou est calculé selon la forme suivant :

$$Dt = C \times 0,32 \dots\dots\dots (IV.4)$$

C : Diamètre optimale :

$$C = 0,17 \times \sqrt[3]{E} \dots\dots\dots (IV.5)$$

E : Le volume de godet de chargeuse ; E = 2,33 m<sup>3</sup>

$$C = 0,23 \text{ m}$$

$$Dt = 0,23 \times 0,32 = \mathbf{0,074 \text{ m} = 74 \text{ mm}}$$



**Figure IV.7 :** Trous forés à la carrière El Ouldja (15/03/2017).

#### IV.5.2.2. Langueur de trou

$$L_{\text{trou}} = \frac{H_g}{\sin \beta} + L_s \dots\dots\dots (IV.6)$$

$\beta$  : Angle d'inclinaison de trou ;  $\beta = 80^\circ$ .

Hg : Hauteur de gradin ; Hg=15 m.

#### IV.5.2.3. La longueur de sous foration [24]

La longueur de sous foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage a garantie une déviation faible .elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison de la foration.

$$L_s = (15 - 10) \times D_{tr} \dots\dots\dots(IV.7)$$

15 : Pour les roches de tirabilité difficile.

10 : Pour les roches de tirabilité facile.

$$L_s = 1,11 \text{ m}$$

$$L_{trou} = \frac{15}{\sin 80} + 1,11$$

$$L_{trou} = 16,34 \text{ m}$$

#### IV.5.2.4. La ligne de moindre résistance

La résistance au pied de gradin le paramètre le plus importante dans la conception d'un plan de tire, c'est la distance entre la face libre du front et la premier range de trou. Presque tous les paramètres sont calculés en fonction de ce dernier.

On a un trou incline donc la ligne de moindre résistance est sous la formule suivant :

$$W = \frac{-p + \sqrt{p^2 + 4 \times m \times Hg \times q \times L_{tr} \times p}}{2 \times m \times Hg \times q} \dots\dots\dots(IV.8)$$

Tell que

- ◆ Hg : La hauteur de gradin ; Hg=15 m
- ◆ Ltr : La longueur de trou ; Ltr= 16,34 m
- ◆ q : La consommation spécifique ;

**IV.5.2.5. La consommation spécifique [18]**

La consommation spécifique est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m<sup>3</sup> de roche ,est déterminé par la formule suivant ;

$$q_p = q_{et} \times K_c \times K_d \times K_f \times K_r \times K_{sd} \times K_{ex} \dots \dots \dots (IV.9)$$

Tell que

❖  $q_{et}$  : La consommation étalon (g/m<sup>3</sup>)

$$q_{et} = 0,02 \times (\sigma_c + \sigma_{transp} + \sigma_{depl}) + 2\rho \dots \dots \dots (IV.10)$$

$\sigma_{transp}$  : La résistance au transport, est donne par la formule suivant :

$$\sigma_{transp} = \frac{\sigma_c}{8-12} \dots \dots \dots (IV.11)$$

Selon f on trouve que

$$\sigma_{transp} = \frac{\sigma_c}{9,6} = 83,33 \text{ kgf/cm}^2$$

$$q_{et} = 0,02 \times (800 + 83,33 + 201,6) + 2 \times 2,68 = \mathbf{27,06 \text{ g/m}^3}$$

❖  $K_c$  : Coefficient tien au compte degré de concentration.

**Tableau IV.2** : Coefficient tien au compte le degré de concentration de la charge.

Tirabilité	d = 100	d = 200	d = 300
Facile	0,95 - 1,0	1,0	1,05 - 1,1
Moyenne	0,85 - 0,9	1,0	1,2 - 1,25
<b>Difficile</b>	<b>0,7 - 0,8</b>	1,0	11,35 - 1,4

◆ La tirabilité des roches :

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

**Tableau IV.3:** Classification de la tirabilité selon la consommation étalon.

Types de tirabilité	$q_{et}$	Classes	Catégorie
Facile	<10	I	1, 2, 3, 4,5
Moyenne	10.1 – 20	II	6, 7, 8, 9, 10
<b>Difficile</b>	<b>20.1 – 30</b>	<b>III</b>	<b>11, 12, 13, 14,15</b>
Très difficile	30.1 – 40	IV	16, 17, 18, 19, 20
Extrêmement difficile	40.1 – 50	V	21, 22, 23, 24, 25

Les roches sont de la classe **III** (tirabilité difficile) suivant la valeur de la consommation spécifique d'explosif étalon ;  $K_c = 0,8$

❖  $K_d$  : Coefficient tien au compte degré de fragmentation

$$K_d = \frac{0,5}{C} \dots\dots\dots(IV.12)$$

C : Le diamètre moyen de morceau.

$$C = [0,15 - 0,2] \times \sqrt[3]{E} \dots\dots\dots(IV.13)$$

E : La capacité de godet.

$$C = 0,17 \times \sqrt[3]{2,2} = 0,22$$

$$K_d = \frac{0,5}{0,22} = 2,27$$

❖  $K_f$  : Coefficient tien au compte degré de fissuration.

$$K_f = 1,2 \times L_m + 0,2 \dots\dots\dots(IV.14)$$

$L_m$  : Diamètre moyenne des fissure dans le massif ;  $L_m = 0,9$  m.

$$K_f = 1,2 \times 0,90 + 0,2 = 1,3$$

❖  $K_r$  : Coefficient tien au compte influence de volume des blocs

$$K_r = \sqrt{\frac{15}{H_g}} \quad \text{si } H_g \leq 15 \dots\dots\dots(IV.15)$$

$$K_r = \sqrt{\frac{H_g}{15}} \quad \text{si } H_g > 15 \dots\dots\dots(IV.16)$$

Dans note cas  $H_g=15$  donc  $K_r= 1$

❖  $K_{sd}$  : Coefficient tien au compte nombre de surface dégagé

**Tableau IV.4** : Coefficient tien compte du nombre des surfaces dégagés.

Le nombre des surfaces dégagé	$K_{sd}$
06	1
05	2
04	4
03	6
<b>02</b>	<b>8</b>
01	10

On à  $N_s=2$  surface dégagé donc  $K_{sd} = 8$

❖  $K_{ex}$  : Coefficient tien au compte conversion de l'explosif

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_u} \dots\dots\dots(IV.17)$$

$A_{et}$  : Aptitude étalon 360.

$A_u$  : Aptitude utilisé 320.

$$K_{ex} = 1.13$$

$$q_p = 27,06 \times 0,8 \times 2,27 \times 1,3 \times 1 \times 8 \times 1,13$$

$$q_p = 577,05 \text{ g/m}^3 = 0,58 \text{ kg/m}^3$$

**Tableau IV.5** : La consommation spécifique en fonction la dureté des roches.

q <sub>p</sub>	F
0,15 – 0,25	2-4
0,25 – 0,40	4-6
0,40 – 0,55	6-8
<b>0,55 – 0,70</b>	<b>8-10</b>
0,70 – 0,90	10-14
0,90 – 1,2	14-20

D’après le tableau la consommation spécifique étalon le massif de la carrière El-Ouldja convient pour une consommation spécifique compris entre [0,55 – 0,70].

- ◆ P : La charge métrique des trous

$$P = \frac{\pi}{4} \times Dtr^2 \times \Delta \dots \dots \dots (IV.18)$$

Δ : Densité moyenne de l’explosif

$$\Delta = \frac{90\% \times \Delta_1 + 10\% \times \Delta_2}{100} \dots \dots \dots (IV.19)$$

Δ<sub>1</sub>: La densité de marmanite II ; Δ<sub>1</sub> = 1,33 g/cm<sup>3</sup>, Sa pourcentage dans le trou 10%.

Δ<sub>2</sub>: La densité de l’anfomil ; Δ<sub>2</sub> = 0,9 g/cm<sup>3</sup>, Sa pourcentage dans le trou 90%.

$$\Delta = \frac{90\% \times 0,90 + 10\% \times 1,33}{100} = \mathbf{0,943 \text{ g/cm}^3} = \mathbf{943 \text{ kg/m}^3}$$

$$P = \frac{\pi}{4} \times 0,074^2 \times 943 = \mathbf{4,05 \text{ kg/m}}$$

- ◆ m : Le coefficient de rapprochement entre les trous

**Tableau IV.6** : Le coefficient d’approchement selon la dureté des roches.

M	F
0,8	<12
<b>1</b>	<b>6 – 12</b>
1,2	> 6

Donc :  $m = 1$

$$W = \frac{-4,05 + \sqrt{4,05^2 + 4 \times 1 \times 15 \times 0,58 \times 16,34 \times 4,05}}{2 \times 1 \times 15 \times 0,58}$$

$$W = 2,54 \text{ m}$$

➤ La ligne de moindre résistance doit vérifier la relation  $W > W_s$

$$W_s = H_g \times (\cot \alpha - \cot \beta) + c \dots \dots \dots (IV.20)$$

c : Distance de sécurité;  $c = 3 \text{ m}$

$\beta$ : Angle d'inclinaison de trou au niveau de la carrière égale,  $\beta = 80^\circ$ .

$\alpha$ : Angle d'inclinaison du talus de gradin.

**Tableau IV.7** : L'Angle moyen d'inclinaison de talus de gradins selon la dureté.

Dureté des roches	Coefficient de dureté (protodiakonov)	Angle moyen d'inclinaison de talus de gradins
Excessivement dures	17 - 20	$86^\circ - 87^\circ$
Très dures	13 - 16	$85^\circ$
<b>Dures</b>	<b>8 - 12</b>	<b><math>84^\circ</math></b>
Légèrement dures	5 - 7	$79^\circ - 82^\circ$
Légèrement tendres	3 - 4	$60^\circ - 76^\circ$
Tendres	1.5 - 2	$40^\circ - 55^\circ$
Très tendres	0.8 - 1	$25^\circ - 40^\circ$

D'après le tableau  $\alpha = 84^\circ$

$$W_s = 15 \times (\cot 84 - \cot 80) + 3 = 1,93 \text{ m}$$

$W > W_s$ , donc la relation est vérifiée.

#### IV.5.2.6. Distance entre deux trous

La distance entre deux trous de même rangée qui porte aussi le nom de l'espacement, elle peut être déterminée d'après la relation suivant :

$$a = m \times w \dots\dots\dots(IV.21)$$

$$a = 2,54 \text{ m}$$

**IV.5.2.7. Nombre des rangés**

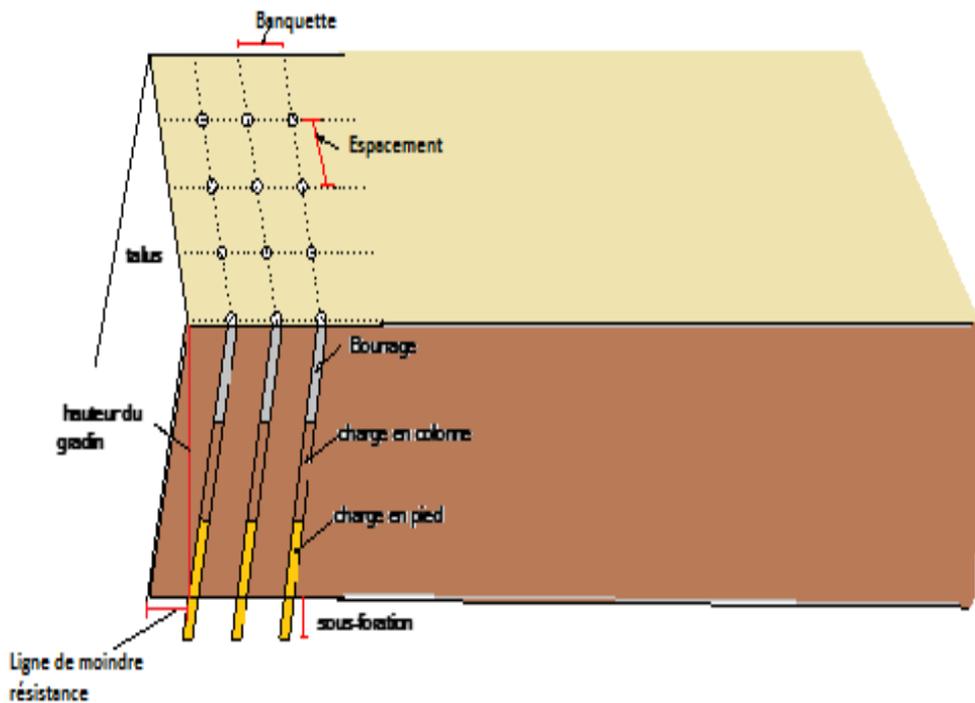
Le tire est effectué sur trois range de trous

**IV.5.2.8. Distance entre deux rangés**

La distance entre les rangées de trou dépend du schéma de la disposition des trous sur le gradin. Elle est déterminée selon la relation suivant :

$$b = 0,8 \times a \dots\dots\dots(IV.22)$$

$$b = 2,03 \text{ m.}$$



**Figure IV.8 :** Schéma de disposition des trous.

**IV.5.2.9. La longueur du bloc à tirer**

$$L_b = \frac{V_b}{A \times H_g} \dots\dots\dots(IV.23)$$

$V_b$  : Volume du bloc ;  $m^3$

A : La largeur de l'enleveur ; A= 6,5 m

#### IV.5.2.10. Volume du bloc

$$V_b = \frac{P_{an}}{N_{mois} \times N_{tir}} \dots \dots \dots (IV.24)$$

$P_{an}$ : La production annule ;  $P_{an} = 600\ 000\ t = 223\ 880,6\ m^3$

$N_{mois}$ : Nombre des mois par ans ;  $N_{mois} = 12$ .

$N_{tir}$ : Nombre de tir par mois ;  $N_{tir} = 1\ tir/mois$

$$V_b = \frac{P_{an}}{12} \dots \dots \dots (IV.25)$$

$$V_b = \frac{223\ 880,6}{12} = 18\ 573,38\ m^3$$

$$L_b = \frac{18\ 573,38}{6,5 \times 15} = 190,49\ m.$$

#### IV.5.2.11. Quantité d'explosif dans chaque trou

$$Q_{ch} = q \times a \times w \times H_g \dots \dots \dots (IV.26)$$

$$Q_{ch} = 0,58 \times 2,54 \times 2,54 \times 15 = 56,12\ Kg /trou.$$

#### IV.5.2.12. La longueur de charge explosive

$$L_{ch} = \frac{Q_{ch}}{p} \dots \dots \dots (IV.27)$$

$$L_{ch} = \frac{56,12}{4,05} = 13,87\ m.$$

#### IV.5.2.13. La longueur de bourrage

Son objectif est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs.

Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage. Il est proportionnel à la banquette.

Le bourrage devait se composer de sable ou gravier

$$L_{br} = L_{tr} - L_{ch} \dots \dots \dots (IV.28)$$

$$L_{br} = 16,34 - 13,87 = 2,47\ m$$

- **La longueur de bourrage bouchon**

$$L_{bb} = 20 \times D_t \dots\dots\dots(IV.29)$$

$$L_{bb} = 20 \times 0,074 = \mathbf{1,48 \text{ m}}$$

- **La longueur de bourrage intermédiaire**

$$L_{bi} = L_{br} - L_{bb} \dots\dots\dots(IV.30)$$

$$L_{bi} = 2,47 - 1,48 = \mathbf{0,99 \text{ m.}}$$

#### IV.5.2.14. Volume des roches abattues par un trou

$$V_{b/tr} = a \times w \times H_g \dots\dots\dots(IV.31)$$

$$V_{b/tr} = 2,54 \times 2,54 \times 15 = \mathbf{96,77 \text{ m}^3}.$$

#### IV.5.2.15. Nombre des trous a foré dans un bloc

$$N_{tr} = \frac{V_{bc}}{V_{b/tr}} \dots\dots\dots(IV.32)$$

$$N_{tr} = \frac{18\ 572,78}{96,77}$$

$$N_{tr} = \mathbf{192 \text{ trou}}$$

#### IV.5.2.16. Quantité d'explosif dans un bloc

$$Q_{ex} = Q_{ch} \times N_{tr} \dots\dots\dots(IV.33)$$

$$Q_{ex} = 56,12 \times 192 = \mathbf{10\ 775,04 \text{ kg/bloc.}}$$

#### IV.5.2.17. La longueur de tas de roches à abattre

$$L_{tas} = 15 \times \frac{q}{\gamma} \sqrt{A \times H_g} \dots\dots\dots(IV.34)$$

$$L_{tas} = 15 \times \frac{0,58}{2,68} \sqrt{6,5 \times 15} = \mathbf{32,05 \text{ m.}}$$

#### IV.5.2.18. Rayon de la zone sismique

Un des principaux problèmes lorsqu'on établit un projet de tir c'est la détermination de la zone de sécurité

##### Pour tir à retard

$$R_s = 29 \sqrt{\frac{Q}{N}} \dots \dots \dots (IV.35)$$

$$R_s = 29 \sqrt{\frac{10\,775,04}{13}} = 834,9 \text{ m}$$

#### IV.5.3. Planification de tir

- Les trous de mines seront disposés suivant plusieurs rangées sur la banquette supérieure.
- L'explosif utilisé sera l'Anfomil en vrac et Marmanite III dont le diamètre est de 65mm.
- L'amorçage de charge sera latéral par cordeau détonant de 20g/m et un détonateur micro retard (DMR) l'intervalle des retards est de 20 ms.
- Le branchement des charges est en série.

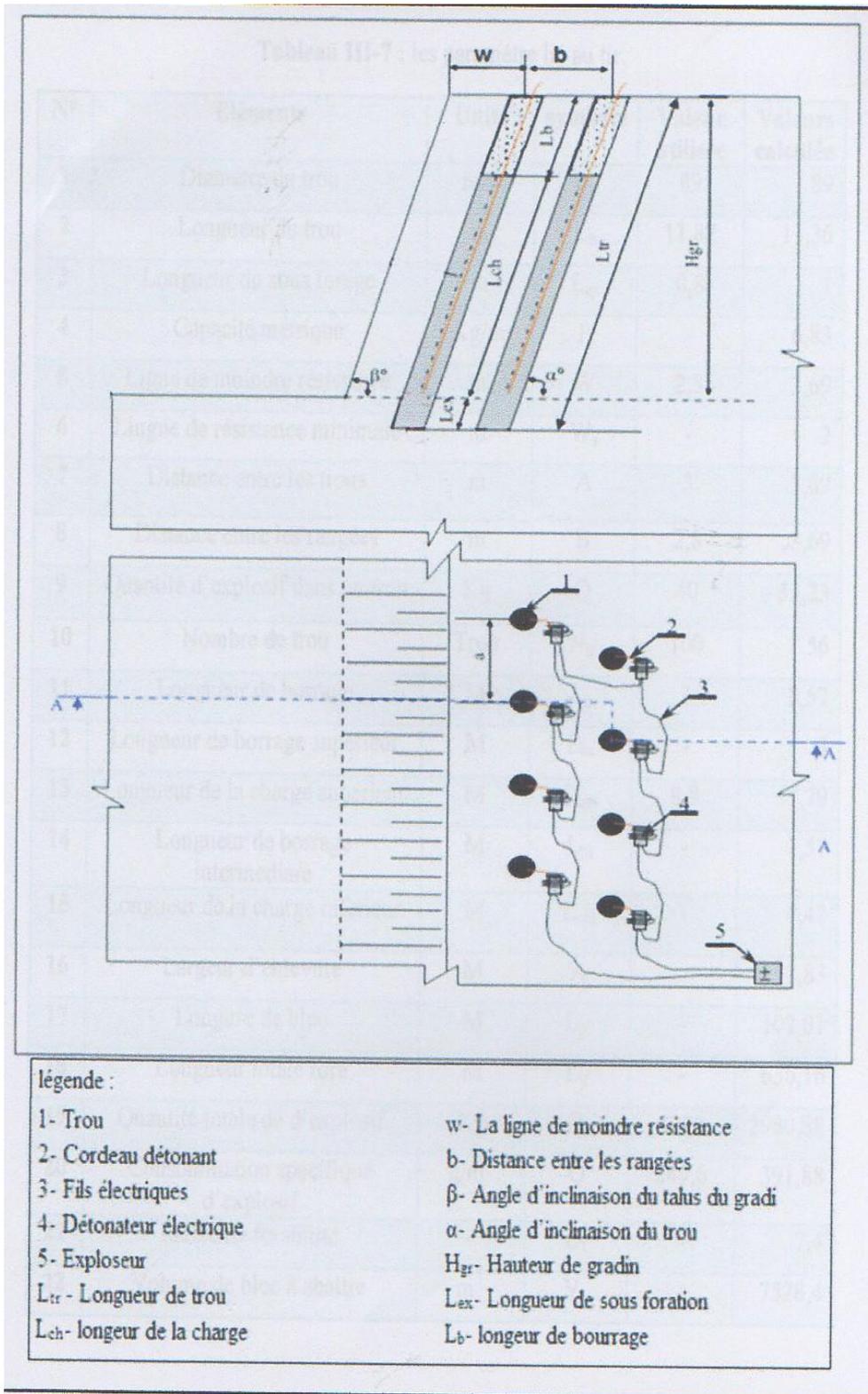


Figure IV.9 : Schéma de plan de tir [24]

**Tableau IV.8** : Organisation du plan de tir.

Désignation	Symbole	Valeur	Unité
Diamètre	Dtr	74	mm
Hauteur de gadin	H <sub>g</sub>	15	m
Angle de foration	$\alpha$	80	°
Sous foration	L <sub>s</sub>	1,11	m
Langueur de trou	L <sub>trou</sub>	16,34	m
Ligne de moindre résistance	W	2,54	m
La ligne de résistance minimale	W <sub>s</sub>	1,93	m
La charge métrique	P	4,05	m
Consommation spécifique	q <sub>p</sub> ou q	0,58	kg/m <sup>3</sup>
Distance entre les trous	a	2,54	m
Distance entre les range	b	2,03	m
Volume du bloc	V <sub>b</sub>	18 573,38	m <sup>3</sup>
La langueur du bloc à tirer	L <sub>b</sub>	190,49	m
Quantité d'explosif dans chaque trou	Q <sub>ch</sub>	56,12	Kg /trou
La langueur de charge explosive	L <sub>ch</sub>	13,87	m
La langueur de bourrage	L <sub>br</sub>	2,47	m
La langueur de bourrage bouchon	L <sub>bb</sub>	1,48	m
La langueur de bourrage intermédiaire	L <sub>bi</sub>	0,99	m
Volume des roches abattues par un trou	V <sub>b/tr</sub>	96,77	m <sup>3</sup>
Quantité d'explosif dans un bloc	Q <sub>ex</sub>	10775,04	kg/bloc
Nombre des rangées	N <sub>r</sub>	3	_____
Nombre des trous a foré dans un bloc	N <sub>tr</sub>	192	Trou
La langueur de tas	L <sub>tas</sub>	32,05	m

#### IV.6. Foration

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous.

### IV.6.1. Choix du matériel de foration

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de :

- La forabilité de la roche, qui dépend de la nature de cette dernière et de ses caractéristiques (résistance à la compression et abrasivité) ;
- La structure du massif : hétérogénéités et discontinuités ;
- Des caractéristiques d'exploitation : granulométrie recherchée, objectif de production ;
- De l'environnement: présence d'habitations, vibrations, bruits, poussières.

### IV.6.2. Paramètres caractérisant l'engin de foration

Le matériel de foration à utiliser doit être caractérisé par :

- ✓ Le diamètre de foration : dans les travaux miniers d'abattage, le diamètre de foration varie de 45 à 152 mm;
- ✓ La profondeur de foration : elle détermine la plage de diamètres utilisables
- ✓ La quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme

### IV.6.3. Techniques de foration

➤ Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent :

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

➤ On distingue quatre techniques de foration :

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

### IV.6.4. Réalisation de la foration

Chaque forage doit être rigoureusement implanté en  $x$ ,  $y$ ,  $z$ , et  $\alpha$  (inclinaison) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plateforme bien réglée :

-Le repérage en  $x$  et  $y$  est fonction de la maille de foration retenue;

-Le nivellement en altitude ( $z$ ) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plateforme.

#### IV.6.5. Le mode de forage utilisé dans le carrière de El Ouldja

Le forage des trous dans le massif rocheux s'effectue à l'aide des outils spéciaux ayant différents types d'action dont la coupe et l'abrasion

On connait que le type de foration dépend de :

##### IV.6.5.1. Caractéristique de la roche abattu. [11]

-Densité de la roche ;  $\gamma = 2,68$ .

-Dureté de la roche ;  $f = 8$ .

-Indice de forabilité.

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif. Pour évaluer la forabilité l'académicien RJEVSKY V a proposé un indice de forabilité basé sur les thèses scientifiques suivantes :

- ✓ Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé ;
- ✓ Vu le petit diamètre des trous, la fissuration influe sur la forabilité
- ✓ Considérant que dans le processus de forage on évacue des débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique donc l'indice de forabilité peut être déterminé d'après la formule suivant :

$$I_f = 0,007 \times (\sigma_c + \sigma_{dep}) + 0,7 \times \rho \dots\dots\dots(IV.36)$$

$\sigma_c$ : La résistance à la compression est de  $800 \text{ kgf/cm}^2$ .

$\rho$  : La masse volumique  $2,68 \text{ t/m}^3$ .

$\sigma_{dep}$ : La résistance à la déplacement.

Avec  $\sigma_{dep} = (0,2 - 0,33) \times \sigma_c \dots\dots\dots(IV.37)$

Le calcul de se fait selon la dureté de le roches, Dans notre cas  $f = 8$ , donc

$$\sigma_{dep} = 0,23 \times \sigma_c$$

$$\sigma_{dep} = \mathbf{201,6 \text{ kgf/cm}^2}$$

$$I_f = 0,007 \times (800 + 201,6) + 0,7 \times 2,68$$

$$\mathbf{I_f = 8,89.}$$

**Tableau IV.9** : Indice de forabilité des roches et leur classement.

Classes	types de forabilité	Valeur de l'indice $I_f$
I	Très facile	1-5
<b>II</b>	<b>Facile</b>	<b>5,1-10</b>
III	Moyenne	10,1-15
IV	Difficile	15,1- 20
V	Très difficile	20,1- 25

D'après tableau les roches de dolomite de DJEBEL TNOUTIT appartiennent à la classe II, c'est à-dire sont caractérisés par une forabilité facile.

#### IV.6.5.2. Diamètre de trou

$$D_t = C \times 0,32 \dots \dots \dots (IV.38)$$

C : Diamètre optimale :

$$C = 0,17 \times \sqrt[3]{E} \dots \dots \dots (IV.39)$$

E : Le volume de godet de chargeuse :

$$C = \mathbf{0,23 \text{ m}}$$

$$D_t = 0,23 \times 0,32 = \mathbf{0,074 \text{ m} = 74 \text{ mm.}}$$

#### IV.6.5.3. Hauteur de gradin

Des raisons techniques, économiques ou de sécurité sont à prendre en compte :

- Dans un matériau abrasif, l'usure et la vie du taillant vont dépendre du temps passé à la foration pour un même volume abattu.
- Le développement des fronts dépend de l'importance de l'abattage unitaire, ce qui règle la progression des engins.
- L'attaque du taillant en surface au départ de chaque trou, jusqu'à son centrage définitif est une cause de perte de rendement.
- La sortie du pied est liée à la surprofondeur de foration, à la charge de pied.
- L'effet bourrage en tête de chaque trou.
- La stabilité du massif.
- En fonction du matériel de foration disponible.

Hauteur de gradin de carrière El Oualdja est de **15 à 10m**.

- ✚ Selon ces paramètres le mode de forage utilisé est rotary, S'effectue par les moyennes suivant : sondeuse et groupe de foration (chariot +compresseur)



**Figure IV.10** : Chiot de foration à la carrière El Ouldja.(12/03/2017)

#### IV.6.6.Rendement de sondeuse

Le rendement de notre sondeuse est donne selon la formule suivant :

$$R_s = \frac{T \times K_u}{t_f} \dots \dots \dots (IV.40)$$

T : Le temps effectif d'un poste de travail, qui est égale à 7h.

$K_u$  : Coefficient d'utilisation d'une foreuse qui égale à (80-87%)

$t_f$  : Temps d'un foration d'un trou de mine

Avec 
$$t_f = \frac{L_{tr}}{V_a} \dots \dots \dots (IV.41)$$

$$t_f = \frac{16,34}{20} = \mathbf{0,82 \text{ h} = 49,2 \text{ min}}$$

$$R_s = \frac{7 \times 0,85}{0,82} = \mathbf{7 \text{ trou / poste}}$$

Donc 14 trous par jour car on a deux post par jour.

#### IV.6.7. Nombre de sondeuse

Le nombre nécessaire pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante

$$N_s = \frac{Pa \times Kr}{R_s \times N_p / j \times N_j / \text{an} \times Q_{\text{trou}}} \dots \dots \dots (IV.42)$$

$N_s$  : Le nombre de sondeuse

$Kr$  : Coefficient de réserve de la sondeuse qui égale à (1,2-1,25)

$Q_{\text{trou}}$  : La quantité de la roche abattue par un trou en tonne

Avec:  $Q_{\text{trou}} = V_{b/\text{trou}} \times \gamma \dots \dots \dots (IV.43)$

$V_{b/\text{trou}}$  : Volume abattu par un trou

$\gamma$  : Densité de la roche minéralisée ;  $\gamma = 2,68$

$$Q_{\text{trou}} = 2.68 \times 96.77 = \mathbf{259,34}$$

$$N_s = \frac{600\,000 \times 1,25}{7 \times 2 \times 312 \times 259,34} = \mathbf{0,66}$$

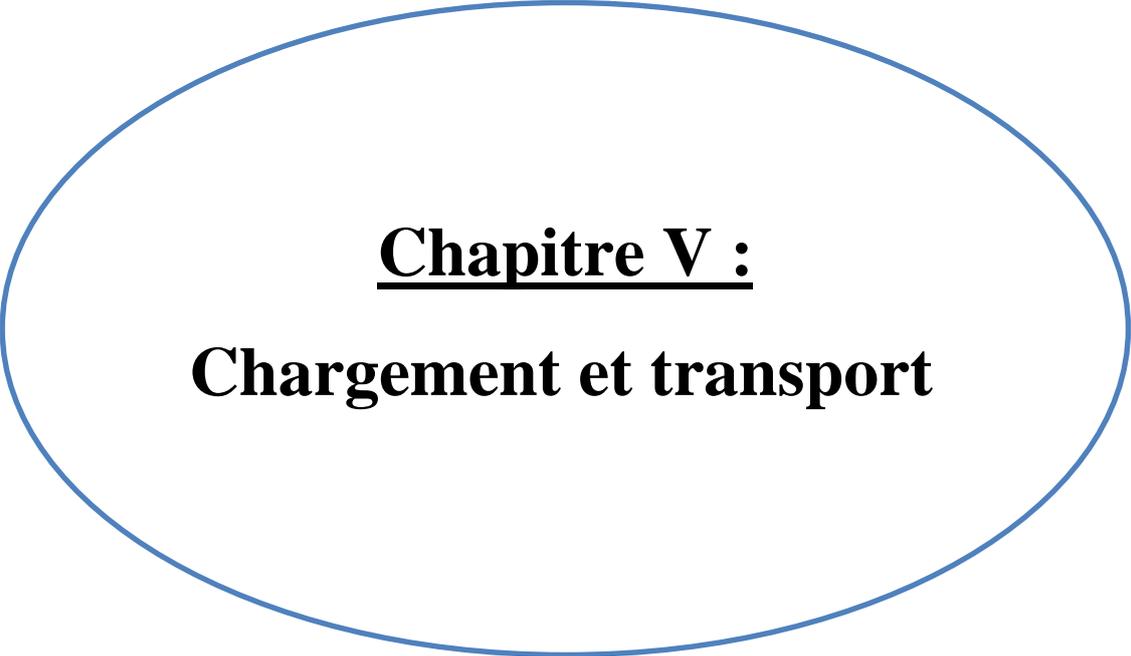
Donc  $N_s = 1$  **Sondeuse.**

#### Conclusion

Les travaux de forage et tir est une opération très sensible. La qualité de forage influe sur la fragmentation des roches et la projection de ces derniers.

Un tir efficace dans un massif doit assurer le volume de la roche abattue prévue par l'entreprise. Les conditions de sécurité sont les résultats d'une meilleure planification de tir.

Au niveau de la carrière El Oualdja la foration des trous de mine se fait par un chariot de foration avec un rendement de 7 trous par poste, ces trous sont chargés par l'explosifs (Marmanit III et l'Anfomil).



**Chapitre V :**  
**Chargement et transport**

## Chapitre V : Chargement et transport

### Introduction

Le chargement et le transport des produits sont des étapes importantes dans les projets miniers à ciel ouvert, l'objectif de ces deux derniers est d'assurer le déplacement des produits de point de chargement vers la station de concassage.

Dans la carrière de Djebel Tnoutit le chargement est assuré par une chargeuse de type Volvo et le transport par un dumper Caterpillar.

### V.1. Régime de fonctionnement de la carrière

La carrière fonctionne selon le régime suivant :

-Nombre de jours ouvrables par an : ..... 312 jours/an.

-Nombre de jours ouvrables par semaine : ..... 6 jours/semaine.

-Nombre de poste de travail par jour : .....2 postes/jour.

-Nombre d'heures de travail par post : .....8 heures/poste.

-Nombre d'heures de travail par jour : .....16 heures/jour.

### VI.2.Capacité de production de la station concassage

#### ✓ Production horaire ( $P_h$ )

La capacité de station concassage est 120 t/h.

Donc la production horaire est :

$$P_h = 120 \text{ t/h.}$$

#### ✓ Production par poste ( $P_p$ )

$$P_p = P_h \times D_p \text{ .....(VI.1)}$$

$D_p$  : Durée d'une poste de travail.

$$P_p = 120 \times 8$$

$$P_p = 960 \text{ t/p.}$$

✓ **Production journalier (Pj)**

$$P_j = P_p \times N_p \dots\dots\dots(VI.2)$$

N<sub>p</sub> : Nombre de poste de travail par jour.

$$P_j = 960 \times 2$$

$$P_j = \mathbf{1\ 920\ t/jour}$$

✓ **Production hebdomadaire (par semaine Ps)**

$$P_s = P_j \times N_j/s \dots\dots\dots(VI.3)$$

N<sub>j/s</sub> : Nombre de jour de travail par semaine.

$$P_s = 1920 \times 6$$

$$P_s = \mathbf{11\ 520\ t/semaine}$$

✓ **Production mensuelle (Pm)**

$$P_m = P_j \times N_j/m \dots\dots\dots(VI.4)$$

N<sub>j/m</sub> : Nombre de jour ouvrable par mois.

$$P_m = 1\ 920 \times 26$$

$$P_m = \mathbf{49\ 920\ t/mois.}$$

✓ **Production annuelle (Pa)**

$$P_a = P_j \times N_j/an \dots\dots\dots(VI.5)$$

N<sub>j/an</sub> : Nombre de jour de travail par an.

$$P_a = 1\ 920 \times 312$$

$$P_a = \mathbf{599\ 040\ t/an = 600\ 000\ t/an.}$$

✓ **Durée de vie de la carrière (Tv)**

$$T_v = \frac{T}{P_a} + T_c + T_{ext} \dots\dots\dots(VI.6)$$

T<sub>v</sub> : Durée de vie de la carrière.

T : Les réserves exploitables (T = 3 969 322 tonne).

P<sub>a</sub> : Production annuelle (P<sub>a</sub> = 600 000).

T<sub>c</sub>: La durée d'installation et d'ouverture (2 à 5 ans).

T<sub>ext</sub>: Le temps d'extension et de restauration du site (1 à 3ans).

$$T_v = \frac{3\,969\,322}{600\,000} + 2 + 1$$

$$T_v = 9,6 \text{ ans} = 10 \text{ ans.}$$

### V.3.Chargement

Le chargement des roches abattues est l'un des principaux paramètres de procédés technologique contribuent au rendement d'une entreprise et l'exploitation des carrières ou mines ciel ouvert.

#### V.3.1. Les Types d'engins de chargements

Il existe plusieurs types des engins dans les mines à ciel ouvert moderne tell que :

- Des pelles à câble (mécanique) ;
- De pelle hydraulique ;
- Pelle en butter.

#### V.3.2. Le choix de types des engins de chargement

Leurs choix dépendent des facteurs suivant :

- Les propriétés des roches ;
- Les réserves exploitables du gisement ;
- La méthode d'exploitation ;
- Mode d'ouverture ;
- Les mesures de sécurité.

#### V.3.3.Le chargement à la carrière El Ouldja

Le chargement et fait à l'aide d'une pelle volvo.



**Figure V.1 :** Pelle Volvo utilisée à la carrière El Ouldja (20/03/2017).

**V.3.4. Capacité du godet de pelle**

Le type de pelle utilisé est déterminé d’après la capacité du godet de celle-ci :

$$E = \frac{P_p \times t_c \times K_f}{3600 \times K_r \times K_u \times T} \dots\dots\dots(V.7)$$

$P_p$ : Production postier d’entreprise ;  $P_p = 960 \text{ t} = 358,21 \text{ m}^3$  ;

$K_f$ : Coefficient de foisonnement de la pelle ;  $K_f = 1,5$  ;

$K_r$ : Coefficient de remplissage ;  $K_r = 0,8$  ;

$K_u$ : Coefficient d’utilisation d’une chargeuse ;  $K_u = 0,7$  ;

$T$  : Temps d’un poste ;  $T = 7 \text{ h}$  ;

$N_{j/an}$  : Nombre de jour par an ;  $N_{j/an} = 312 \text{ j /an}$  ;

$t_c$ : Temps de cycle de chargement.

$$t_c = t_{ch} + t_{dch} + t_{mv} + t_{mch} \dots\dots\dots(V.8)$$

$t_{ch}$  : Temps de chargement d’un godet ;  $t_{ch} = 20 \text{ s}$  ;

$t_{dch}$ : Temps de déchargement de la godet ;  $t_{dch} = 10 \text{ s}$  ;

$t_{mv}$ : Temps de marche à vide d’un chargeuse ;  $t_{mv} = 10 \text{ s}$  ;

$t_{mch}$ : Temps de marche d'un chargeuse chargé ;  $t_{mch} = 20$  s ;

$$t_c = 20 + 10 + 10 + 20 = 60 \text{ s ;}$$

$$E = \frac{2572.8 \times 60 \times 1.5}{3600 \times 0.8 \times 0.7 \times 7} = 2,28 \text{ m}^3 ;$$

### V.3.5.Rendement de chargeuse [16]

Le rendement d'une chargeuse est le volume de la roche qu'elle peut charger par l'unité de temps .il dépend des facteurs suivant :

- Types de chargeuse ;
- Capacité du godet ;
- Les propriétés physico – mécanique de la roche exploité ;
- Granulométrie des roches chargées ;
- Schéma technologique du travail de la chargeuse ;
- Types des engins de transport et sa capacité de charge ;
- La forme et les dimensions du chantier (plat forme de travail) ;
- L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier ;

#### ➤ Rendement postier

$$R_{sp} = \frac{3600 \times E \times K_r \times K_u \times T \times \gamma}{K_f \times t_c} \dots\dots\dots(V.9)$$

E : La capacité du godet ;  $E = 2,28 \text{ m}^3$ .

$K_f$ : Coefficient de foisonnement de chargeuse ;  $K_f = 1,5$ .

$K_r$ : Coefficient de remplissage ;  $K_r = 0,9$ .

$K_u$ : Coefficient d'utilisation d'une chargeuse ;  $K_u = 0,7$ .

$N_{p/j}$ : Nombre de poste par jour ;  $N_{p/j} = 2$ .

$\gamma$  : Densité ;  $\gamma = 2,68$ .

$t_c$ : Temps de cycle de chargement ;  $t_c = 60$  s.

$$R_{sp} = \frac{3600 \times 2,33 \times 0,8 \times 0,7 \times 7 \times 2,68}{1,5 \times 60} = 979,12 \text{ t/poste.}$$

#### ➤ Rendement journalier

$$R_{sj} = R_{sp} \times N_{p/j} \dots\dots\dots(V.10)$$

$$R_{sj} = 979,12 \times 2 = 1\ 958,24 \text{ t/j.}$$

#### ➤ Rendement annuelle

$$R_{sa} = R_{sj} \times N_{j/an} \dots\dots\dots(V.11)$$

$$R_{sa} = 1\ 958,24 \times 312 = 610\ 972,08 \text{ t/an}$$

### V.3.6. Nombre des chargeuses

$$N_{ch} = \frac{P_{an}}{R_{sa}} \dots\dots\dots(V.12)$$

$$N_{ch} = \frac{600\,000}{610\,972,08} = 1$$

Ce carrière ne nécessite que une seul chargeuse pour assure sa production.

### V.3.7. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion

Le choix des camions dépend fortement de chargeuse utilise, est doit être capable de portée la charge que chargeuse lui surmonte, pour un nombre de godet constant.

Le nombre de godet doit été déverse la chargeuse dans la benne du camion se déterminé par la formule suivant :

$$N_g = \frac{G \times K_f}{E \times K_r \times \gamma} \dots\dots\dots(V.13)$$

$$N_g = \frac{35 \times 1,5}{2,33 \times 0,85 \times 2,68} = 10 \text{ godets}$$

### V.3.8. Temps de chargement d'un camion

Le temps nécessaire pour charge un camion et dépende :

- De temps de cycle de chargement
- Volume de godet de chargeuse
- Capacité de la benne du camion

$$T_{ch} = t_c \times N_g \dots\dots\dots(V.14)$$

$$T_{ch} = 60 \times 10 = 600 \text{ s.}$$

## V.4. Transport

Le transport dans les carrières est prédéterminé dans une très large mesure de mode d'ouverture de gisement, le choix de méthode d'exploitation, des équipements ainsi que le prix de revient des produits, Le but principale du transport dans la carrière est le déplacement des stérile et de dolomite jusqu'au niveau de la trémie de réceptionnés installations.

Le transport par camion et le plus répondu dans les carrières algériennes.

#### ❖ Les avantages de transport par camion :

- Manœuvrabilité ;
- Possibilité du rayon de braquage ;
- Possibilité de circuler sur les pentes atteignant 10% ;
- Autonomie d'alimentation en énergie ;
- Simplicité d'organisation de travail à la carrière ;
- Capacité de travail dans les conditions climatiques divers.

### V.4.1. Choix d'engin de transport

✚ Ce choix est basé sur plusieurs caractères

- Productivité de la carrière
- La distance de transport
- La nature de la matière transportée
- La qualité de la fragmentation des roches

✚ Les exigences du transport doivent être en accord avec :

- Distance minimale de transport
- Temps morts réduits et rendement maximal des engins de chargement
- Paramètres des moyens de transport doit correspondre à ceux des engins de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées.
- Sécurité du travail.
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

❖ Dans la carrière Djebel Tnoutit, le camion de transport adopté est dumper Caterpillar CATH.



**Figure V.2** : Le camion Caterpillar utilisé à la carrière El Ouldja (20/03/2017).

### V.4.2. Rendement des camions

➤ Rendement postier :

$$R_c = \frac{3600 \times C \times K_u \times K_q \times T \times \gamma}{t_c \times K_f} \dots\dots\dots (V.15)$$

C : Capacité de la benne du camion ; C = 35 t

$K_u$  : Coefficient d'utilisation de la capacité de camion ;  $K_u = 0,8$

$K_q$  : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge de la benne du camion ;  $K_q = 0,9$

$K_f$  : Coefficient de froissement ;  $K_f = 1,5$ .

T : Duré de poste ; T = 7 h.

$\gamma$  : Densité de la roche ;  $\gamma = 2,68$ .

$t_c$  : Temps de cycle.

$$t_c = t_{ch} + t_{dch} + t_{mch} + t_{mv} \dots \dots \dots (V.16)$$

$$t_c = 600 + 160 + 120 + 80 = \mathbf{960 \text{ s} = 16 \text{ min.}}$$

$$R_{cp} = \frac{3600 \times 35 \times 0,8 \times 0,9 \times 7 \times 2,68}{960 \times 1,5} = \mathbf{1 \ 181,88 \text{ t/post.}}$$

➤ **Rendement journalier :**

$$R_{cj} = R_{cp} \times N_{p/j} \dots \dots \dots (V.17)$$

$$R_{cj} = 1 \ 181,88 \times 2 = \mathbf{2 \ 363,76 \text{ t/j.}}$$

➤ **Rendement annuelle :**

$$R_{ca} = R_{cj} \times N_{j/an} \dots \dots \dots (V.18)$$

$$R_{ca} = 2 \ 363,76 \times 312 = \mathbf{737 \ 493,12 \text{ t/an.}}$$

#### V.4.3. Nombre de camion nécessaire

$$N_c = \frac{P_a \times K_i}{R_{ca}} \dots \dots \dots (V.19)$$

$P_j$  : production annuelle de la carrière ; 600 000 t ;

$R_{ca}$  : Rendement annuelle ; 737 493,12 t/an ;

$K_i$  : coefficient d'irrégularité ;  $K_i = 1,2$  ;

$$N_c = \frac{600 \ 000 \times 1,2}{737 \ 493,12} = 0,97.$$

$$N_c = \mathbf{1 \ camion .}$$

#### V.5. L'influence des objectifs d'entreprise sur les Equipment

L'entreprise souhait d'augmenter sa production annuelle à  $P_{ans}$  : 800 000 t. Afin d'arriver à cette production on doit redimensionnée le matériel utilisé dans les différentes opérations de production.

##### V.5.1.Chargement

##### V.5.1.1.Capacité du godet de chargeuse

Le type de chargeuse utilisé est déterminé d'après la capacité du godet de celle-ci :

$$E = \frac{800 \ 000 \times 60 \times 1,5}{3600 \times 0,8 \times 0,7 \times 2 \times 312 \times 7 \times 2,68} = \mathbf{3,05 \ m^3}$$

**V.5.1.2. Rendement de la chargeuse**➤ **Rendement postier**

$$R_{sp} = \frac{3600 \times 2,33 \times 0,8 \times 0,7 \times 7 \times 2,68}{1,5 \times 60} = \mathbf{979,12 \text{ t/poste}}$$

➤ **Rendement journalier**

$$R_{sj} = 979,12 \times 2 = \mathbf{1\ 958,24 \text{ t/j.}}$$

➤ **Rendement annuelle**

$$R_{sa} = 1\ 958,24 \times 312 = \mathbf{610\ 972,08 \text{ t/an}}$$

**V.5.1.3. Nombre des chargeuses**

$$N_{ch} = \frac{800\ 000}{610\ 972,08} = \mathbf{2.}$$

Dans ce cas on ajoute une seul chargeuse pour assure la production souhaitable.

**V.5.1.4. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion**

$$N_g = \frac{35 \times 1,5}{2,33 \times 0,85 \times 2,68} = \mathbf{10 \text{ godets}}$$

**V.5.1.5. Temps de chargement d'un camion**

$$T_{ch} = 60 \times 10 = \mathbf{600 \text{ s.}}$$

**V.5.2. Transport**

Le changement de chargeuse sera certainement influe sur le fonctionnement d'engins de transport

**V.5.2.1. Rendement des camions**➤ **Rendement postier :**

Dans ce cas le temps de cycle sera :

$$t_c = 600 + 160 + 120 + 80 = \mathbf{960 \text{ s} = 16 \text{ min.}}$$

$$R_{cp} = \frac{3600 \times 35 \times 0,8 \times 0,9 \times 7 \times 2,68}{960 \times 1,5} = \mathbf{1\ 181,88 \text{ t/post.}}$$

➤ **Rendement journalier :**

$$R_{cj} = 1\ 181,88 \times 2 = \mathbf{2\ 363,76 \text{ t/j.}}$$

➤ **Rendement annuelle :**

$$R_{ca} = 2\ 363,76 \times 312 = \mathbf{737\ 493,12 \text{ t/an.}}$$

**V.5.2.2. Nombre de camion nécessaire**

$$N_c = \frac{800\,000}{737\,493.12} = 2 \text{ camion.}$$

Pour la quantité prévue elle ne suffit pas qu'un seule camion il faut ajouter un autre.

**Remarque**

Augmentation de la production est influe sur le choix de chargeuse, on choisit une capacité de godet plus grand.

De cella le chargement de camion nécessite min de nombre de godet et donc le temps de chargement sera réduit.

La réduction de temps de chargement faire augmenter le rendement d'engin de transport.

**Conclusion**

D'après les calculs des paramètres de chargement et transport on a trouvé que Le moyen de chargement dans le carrière El Ouldja est adéquat avec les normes, aussi au moyen de transport ce qui influe sur la productivité de la carrière, un bonne fonctionnement.

**Chapitre VI :**

**Plan d'exploitation  
Proposée**

---

## Chapitre VI : Plan d'exploitation proposé

### Introduction

L'exploitation du gisement de Djebel Tnoutit se fera par des gradins de haut en bas, du niveau 975 (sommet), vers le niveau 935 m (la base du gisement), à l'intérieur des périmètres accordés par le titre minier (voir chapitre 1).

### VI.1. Les paramètres influent sur établissement de plan d'exploitation

- La configuration et l'étendue du gisement ;
- Le volume ou le tonnage total de matériaux à déplacer ;
- Les caractéristiques hydrologiques de la région ;
- L'accès à une source d'alimentation en eau pour les opérations minières ;
- Les sources d'énergie disponibles ;
- L'espace nécessaire au stockage des stériles ;
- Les infrastructures de transport.

### VI.2. Les phases d'exploitation de la carrière El Ouldja

On premier lieu, avant de commencée l'exploitation il faut réaliser un piste d'accès qui permette d'accéder à tous les niveaux de la carrière. Ensuite procède aux travaux d'exploitation en descendant niveau par niveau, de haut en bas.





**VI.2.1.Phase n° 1 (Exploitation du niveau 960)**

La première phase est devisée en deux parties :

**Partie 1 :** L'ouverture de niveau 960 se fera à partir de côté de sud de gisement, entre les deux niveaux 975-960 m et la création de premier plate-forme de travail. Les travaux sont orienté de Sud vers le Nord.

**Partie 2 :** Les travaux d'élargissements du premier gradin se continue avec un changement d'orientation des travaux de' EST vers l'OUEST.

Ce niveau sera représenté par un gradin de 15 m.





**VI.2.2.Phase n° 2 (Exploitation du niveau 945)**

Après la préparation de premier gradin on passe au deuxième qui se trouve entre les deux niveaux 960-945 m, Ce niveau sera représenté par un gradin de 15 m, Les travaux sont orienté d'Est vers Ouest. Et la réalisation de deuxième plate-forme de travail.



**VI.2.3.Phase n° 3 (Exploitation du niveau 935)**

Cette phase et la final sera consacré à l'exploitation de réserve de niveau 945-935 m. Les travaux viennent de côté Est à Ouest. Ce niveau sera représenté par un gradin de 10 m.

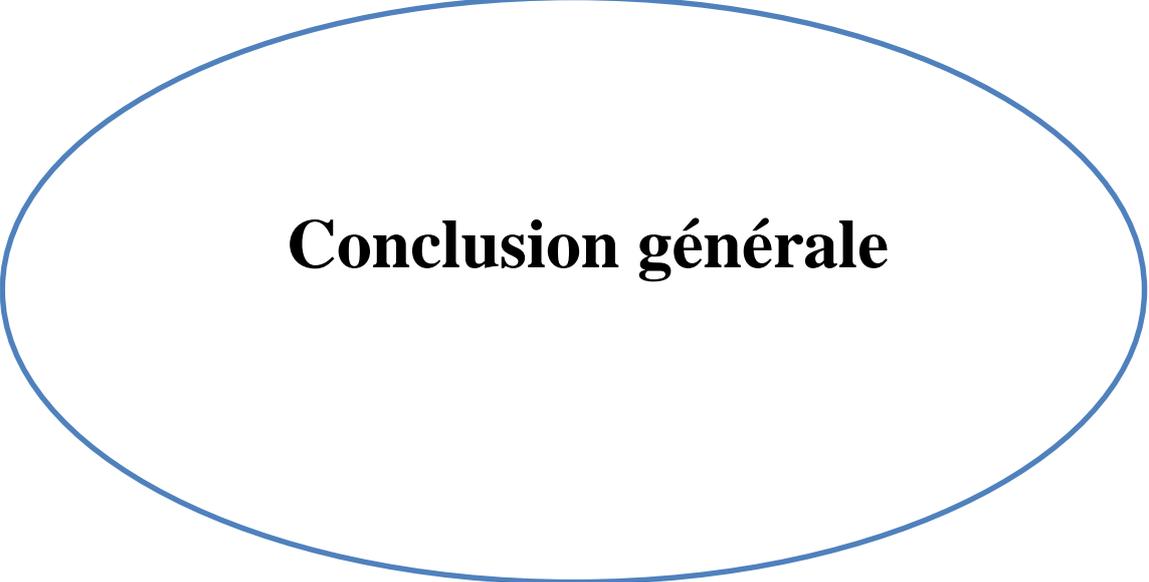


**Conclusion**

L'exploitation de ce gisement se fait de haut vers le bas, avec trois gradins de 15-10 m dont le sens d'orientation global des travaux d'exploitation est d'Est vers Ouest.

Les réserves totale sont d'ordre 3 969 322 tonnes donnent une durée de vie de de la carrière de 10 ans.

Les schémas sont fait à l'aide de logicielle AUTOCAD.



# **Conclusion générale**

## Conclusion générale

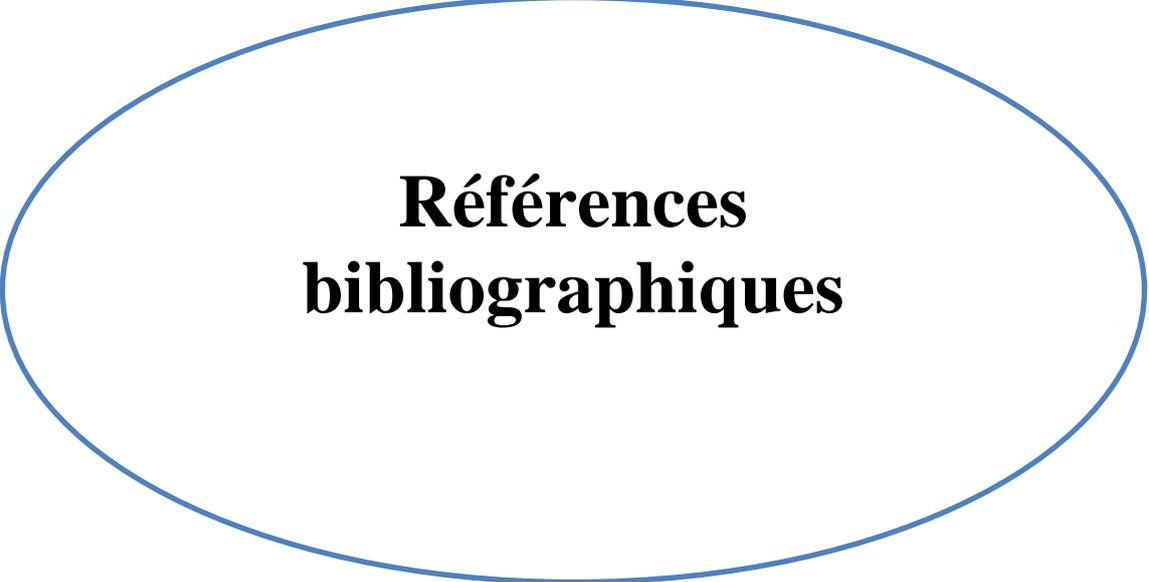
Le gisement de dolomie sus à DJEBEL TNOUITIT est le seul dans la wilaya de setif, dont les réserves géologiques de l'ordre de 3 969 322, la dolomie présente dans ce gisement est caractérisée par une très bonne résistance à la compression (800kgf/m<sup>2</sup>), ces qualités est conforme aux normes conçus pour la production des agrégats utilisés dans les différents domaines de Travaux Publiques et de Génie Civil.

Comme l'ouverture de gisement est le point de départ des travaux d'exploitation, la réalisation des accès aux différents niveaux du gisement. Pour obtenir le meilleur rendement possible, et d'avoir une exploitation rationnelle avec une production optimale.

La qualité de tir de mine à une influence directe sur l'opération du chargement et du transport, dont les dimensions des blocs abattus, joue un rôle très important dans le rendement des engins de chargement et du transport, et ultérieurement dans la station de concassage. D'où la nécessité de prend soins dans la préparation des plans de tirs en prenant en considération la qualité des roches et celle des explosifs utilisée.

L'exploitation du gisement de Djebel Tnoutit se fera par des gradins de haut en bas, du niveau 975 (sommets), vers le niveau 935 m (la base du gisement), avec trois gradins de 10 à 15 m, dont le sens d'orientation global des travaux d'exploitation est d'Est vers Ouest.

---



**Références  
bibliographiques**

## Références bibliographiques

- [1]: **Hiber A., 2007.** Dossier de demande de titre minier d'exploitation des dolomies du gisement de Djebel Tnoutit wilaya de Sétif, Etude d'impact de l'exploitation sur l'environnement et plan de gestion environnemental.
- [2]: **Michel C., 2010.** Rapport ou Presses des MINES, France.
- [3]: **Hantz D., 2012.** Ecole Polytechnique de l'Université de Grenoble.
- [4]: **Derardja F., 2015.** Les résultats des essais de propriétés minéralogique et chimique de laboratoire EETG.
- [5]: **Rapport ORGM., 2013.** Les résultats des essais intrinsèques, physiques et mécaniques.
- [6]: **Atlyan Y., 1978.** Catalogue des essais géotechnique exécutés au laboratoire géotechnique d'Orléans par mars.
- [7]: **Benighil Y., 2012.** Rapport sur l'exploitation des carrières en Algérie, direction ALGEOS Sétif.
- [8]: **Taleb T A., 1999.** Ouverture et exploitation (plan quinquennal minier) du gisement de calcaire de Djebel d'Har El Mendjel, El maleh, Ain Timouchent ; Mémoire d'ingénieria ENP.
- [9]: **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.
- [10]: **Chain R., Bouhedja A., 2016.** Guide pour l'élaboration des projets de cours : exploitation à ciel ouvert, Université Badji Mokhtar Annaba.
- [11]: **Bitour A., Boudjedra R., 2015.** Etude d'un plan de tir dans les conditions de la carrière d'Adrar oufernou , mémoire de fin d'étude en vue d'obtention du diplôme de master en mines et géologie, Uuniversité d'Abderrahmane mira Bejaia.
- [12]: **Kovalenko V., Ambartsumain N., Mlahmer K., 1986.** Livre : exploitation des carrières.
- [13]: **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 fin d'étude de l'université Mentouri de Constantine.
-

[14]: **La loi minière Algérienne., 2014.** Le journal officiel de la république algérienne démocratique et populaire édition le Dimanche 28 Joumada El Oula 1435 correspondant au 30 mars 2014.

[15]: **Chenna W., 2011.** Etude de régime de fonctionnement du (surface Miner 2500 SM) dans les conditions de la carrière Ain-Touta.

[16]: **Fhaima R, Djelal H., 2015.** Etude et l'analyse d'exploitation des granulats (cas de gisement adrar oufarnou), université Abed arahmane mira,

[17]: **Merabet Dj, Stepanov V., 1980.** Principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert.

[18]: **Chibka V., 1980.** Exploitation des gisements métallifère édition office de publication universitaire.

[19]: **LOUNIS F., 2007.** Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef batha, mémoire de fin d'étude de l'école polytechnique, Alger.

[20]: **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 école nationale polytechnique, Alger.

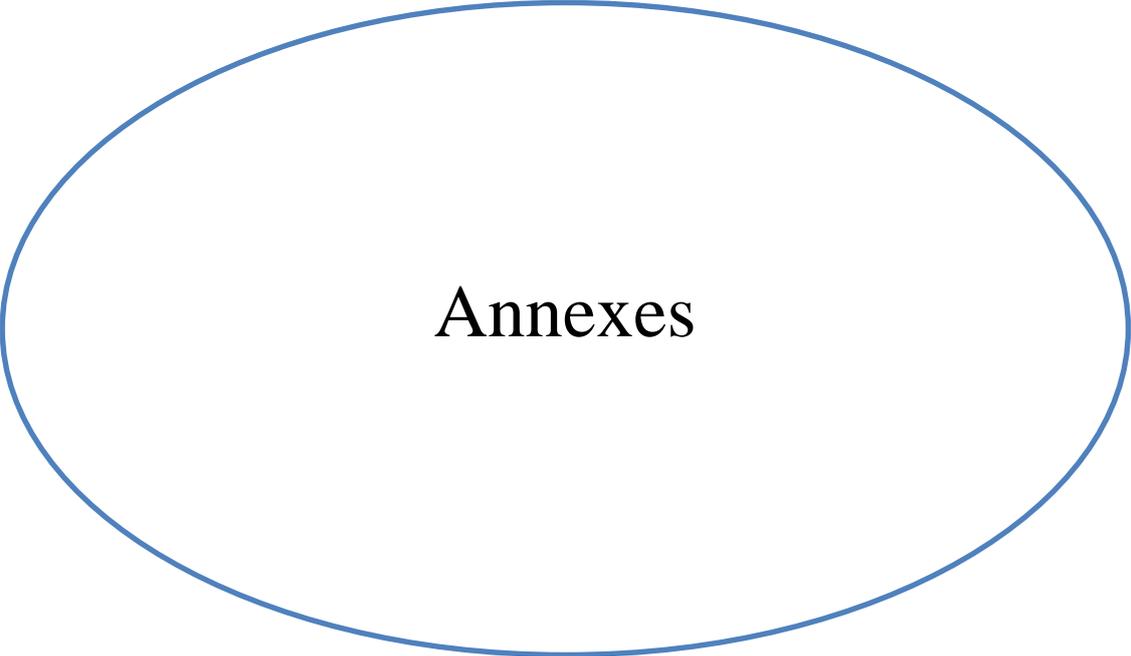
[21]: **Fredj M., 2012.** Etude du régime dans les conditions du carrier de calcaire (chouf-Amar M'sila), mémoire de magister de université Badji Mokhtar Annaba.

[22]: **Kerkebane H., 2008.** Etude des vibrations aux tirs de mines apport de modélisation, Mémoire de fin d'étude école nationale polytechnique, Alger.

[23]: **Rapport de l'Onex., 2003.** Technique d'utilisation des explosifs.

[24]: **Olofsson S., 2002.** Applied explosives technology for construction of mining.

---



**Annexes**

---

## Annexe 1

### Les Constituants des explosifs

Certains explosifs sont des corps purs, correspondant à une formule chimique bien précise (exemple : penthrite, trinitrotoluène), mais en général les explosifs industriels sont des mélanges dont les constituants peuvent être :

**1** - Des composés chimiques explosifs : obtenus en fixant sur une molécule organique des groupements nitrés contenant de l'oxygène, qui sert à brûler le carbone et l'hydrogène de la molécule : nitroglycérine, dinitroglycol, coton azotique ... ;

**2** - Des comburants : dont le rôle est d'apporter de l'oxygène pour permettre la combustion complète des composés organiques explosifs présents, et la combustion des ingrédients non explosif : il s'agit, en général, de nitrates de minéraux comme le nitrate d'ammonium ou le nitrate de soude;

**3** - Des combustibles : tourbe, farine de bois, aluminium.....Certains combustibles ont un rôle annexe particulier comme par exemple:

-L'absorption de la sensibilité au choc de l'explosif : cas de la tourbe ou de la farine de bois dans les dynamites pulvérulentes;

-L'apport d'énergie complémentaire à l'explosif : cas de l'aluminium.

**4** - Des matières internes et des additifs : pour conférer à l'explosif telle ou telle autre propriété particulière, ou pour en faciliter la fabrication, par exemple :

- Le stérate de calcium, produit hydrofuge améliorant la résistance à l'eau de l'explosif;

- Les allégeants, mouillants, gélifiants utilisés dans les bouillies;

- L'eau associée à un gélifiant, qui assure une bonne résistance à l'humidité, des bouillies.

### Types d'explosifs : [22]

Actuellement on utilise six grands types d'explosifs industriels :

- **Les dynamites**
- **Les explosifs nitrés**
- **Les nitrates fuels**
- **Les explosifs bouillis**
- **Les émulsions**

### Caractéristiques des explosifs

La plupart des mesures effectuées sur les explosifs présentent un caractère strictement comparatif : on s'intéresse au comportement d'un explosif par rapport à celui d'autres explosifs

---

dans des conditions expérimentales données, conditions pouvant être plus ou moins éloignées de conditions réelles d'utilisation.

- **Diamètre critique de détonation** : C'est le plus petit diamètre à partir duquel la détonation d'un explosif est possible à l'air libre. Bien que l'utilisation dans un trou de mine puisse du fait du confinement exercé par les terrains, abaisser la valeur du diamètre critique de détonation de l'explosif, il est évidemment souhaitable que le diamètre du trou soit supérieur au diamètre critique de détonation mesuré à l'air libre.
  - **Sensibilité à l'amorçage** : Pour qu'une molécule d'explosif se décompose il faut lui apporter un minimum d'énergie, dite énergie d'activation. De plus cette énergie doit être apportée par unité de volume. Plus cette énergie sera faible et plus on pourra dire que l'explosif considéré est sensible. En conséquence, la facilité de mise en œuvre des explosifs et le prix de revient d'un tir sont modifiés si l'amorçage des explosifs nécessite des artifices particuliers.
  - **Résistance aux sollicitations climatiques** : On peut attendre des explosifs qu'ils aient certaines aptitudes à supporter les sollicitations climatiques comme l'humidité, le gel ou les températures atmosphériques élevées.
  - **La vitesse de détonation** : La vitesse de détonation d'un explosif détermine l'effet de brisance sur le matériau. Plus la vitesse de détonation est élevée plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés.
  - **Énergie des explosifs** : Il est possible d'obtenir les caractéristiques principales de la détonation d'un explosif par un calcul thermodynamique. On peut définir le potentiel théorique de l'explosif, à peu près égal à la quantité de chaleur qu'il dégage par décomposition chimique à volume constant. C'est le travail maximum que peuvent fournir les gaz d'explosion dans une détente illimitée.
  - **Coefficient d'utilisation pratique (C.U.P)** : Cette méthode dite "bloc de plomb" dans les pays francophone et "Trawzl" chez les Allemands, c'est une méthode comparative qui consiste à comparer les évaselements produits dans des blocs de plomb par la détonation d'une petite charge de l'explosif étudiée et par celle d'un explosif de référence
-

- **Sensibilité à l'onde explosive :** Au cours du chargement d'un trou de mine avec un explosif encartouché, il peut se produire que la file de cartouches soit interrompue par un intervalle d'air ou par la présence de fines de foration. La limitation des risques de ratés impose à l'explosif qu'il ait une certaine aptitude à transmettre la détonation entre cartouches non jointives. Cette aptitude est caractérisée par le Coefficient de Self Excitation (C.S.E).  
Il est défini comme étant la distance, en cm entre deux cartouches identiques à laquelle la détonation de l'une des cartouches se transmet à la seconde avec probabilité de 50
  - **Densité :** La densité des explosifs industriels et celle de leurs caractéristiques physico-chimiques qui a le plus d'influence sur leur comportement explosif (vitesse de détonation, énergie volumique...). Dépend du comportement mécanique de l'explosif en fonction du mode de chargement
-

---

## Annexe 2

### Les accessoires de tir

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

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

❖ **Détonateur électrique** : La partie la plus importante d'un détonateur est la tête d'amorce qui se compose de deux lamelles conductrices, isolées et maintenues à une certaine distance l'une de l'autre. Les lamelles sont reliées par deux fils constituant le pont à incandescence. Ce pont est logé dans une pastille d'allumage qui, sous l'influence du courant électrique rougit et enflamme la pastille d'allumage qui fait exploser la charge primaire, transmettant ainsi la détonation à la charge secondaire et finalement à toute la charge du trou de mine.

Les détonateurs ou couramment les amorces électriques sont classées selon leur temps de réaction à l'impulsion électrique en :

**a. Détonateurs Electriques Instantanés D.E.I** : Leur réaction à l'impulsion électrique est immédiate. Les détonateurs instantanés portent le numéro 0, et sont généralement placés en début de série dans les tirs programmés.

**b. Détonateurs Electriques à Retard D.E.R** : Le temp de réaction entre chaque numéro est d'une demi-seconde.

**c. Détonateurs Electriques Micro-Retard D.M.R** : Le temps de réaction entre chaque numéro est de 20 millisecondes. Utilisation des détonateurs micro-retard pour les amorces électriques micro-retards sont utilisées pour les tirs à ciel ouvert en carrières, dans les travaux de construction ainsi que dans les mines où elles ont remplacées les amorces instantanées.

❖ **La mèche lente ou de sûreté** : Elle est fabriquée à partir de poussière de poudre noire enveloppée dans du papier, de textile et de la matière plastique. Elle sert principalement à la mise à feu d'une charge de poudre noire ou la mise à feu du détonateur pyrotechnique n°8. La durée de combustion de la mèche lente est de 120 secondes/m  $\pm 10\%$ .

❖ **Détonateur pyrotechnique n°8** : La mise en détonation des explosifs brisants ne peut se faire qu'avec un détonateur. Le détonateur pyrotechnique n°8 en est le type le plus simple et est constitué d'un tube en aluminium chargé d'explosif secondaire sans dispositif de mise à feu. Sa mise à feu se fait par une mèche lente placée en contact

---

direct avec la charge d'amorçage. Le sertissage des rebords du détonateur avec la mèche assure une liaison robuste et une bonne étanchéité. Si on voudrait utiliser plusieurs mèches pour un seul tir, il est nécessaire de faire recours à une mèche de contrôle plus courte que l'ensemble des mèches de la volée.

❖ **Cordeau détonant** : Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans du textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage. Il sert principalement à :

- L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact.
- L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois.
- L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation.
- Dans les trous de mines profonds où les charges explosives sont étalés et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation

❖ **Poudre noire** : L'ONEX produit trois variétés de poudre noire

- Poudre noire militaire 1 à 6 ;
- Poudre noire pour mèche ;
- Poudre fantasia .

❖ **Fil de tir** : L'ONEX produit le fil électrique de tir de diamètre 0,6 mm gainé par du P.V.C antistatique.

---

## Résumé

Le présent travail consiste à préparer un plans d'exploitation générale de la carrière El-OULDJA, afin d'améliorer la productivité avec un coût minime. En commenceront par la présentation des caractéristiques géologiques (condition de formation et réserves géologiques) et géotechniques du gisement objet de ce travail.

La demande sur les agrégats de la carrière El-Ouldja est largement justifiée par la qualité de la matière exploitée du Djebel Tnoutit, d'où la nécessité d'augmenté la production dans la carrière.

Afin d'arrivé à notre objectif, nous avion concentré sur l'organisation des travaux dans la et la préparation d'un plans d'exploitation générale pour la carrière.

**Mots clés :** dolomie, exploitation, carrière El OULDJA, plans d'exploitation, coût, Djebel Tnoutit.

## ملخص

الهدف من العمل الحالي هو اعداد خطط التشغيل العامة لمحجرة الولجة، من اجل تحسين الإنتاجية بأقل تكلفة ممكنة. نفتتح بعرض الخصائص الجيولوجية (خصائص التكوين والنشأة المخزون الجيولوجي) والجيوتقنية للمنجم. الطلب على الحصى محجرة الولجة يبرر الى حد كبير بنوعية المواد المستخرجة من جبل تنوطيت مما أدى الى ضرورة رفع إنتاجية المحجرة.

من اجل الوصول الى هدفنا، ركزنا على تنظيم الاعمال وتحضير مخطط الاستغلال العام للمحجرة.

**كلمات البحث:** دلوميت، استغلال، محجرة الولجة، مخطط الاستغلال، التكلفة، جبل تنوطيت.

## Abstract

The present work consists of preparing a general exploitation plan for the El-OULDJA quarry, in order to improve productivity with minimal cost. Starting with the presentation of the geological characteristics (condition of formation and geological reserves) and geotechnics of the deposit subject of this work.

Demand for aggregates in the El-Ouldja quarry is largely justified by the quality of the exploited material of Djebel Tnoutit, hence the need to increase production in the quarry.

In order to arrive at our object, we focused on organizing work and preparing a general operating plans for the career.

**Keywords:** dolomite, exploitation, career El OULDJA, exploitation plans, cost, Djebel Tnoutit.