



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 et géologie

Option : Exploitation Minière

*Présenté par*

*LONGUAR Nabil*

*ABDELLI Abdellah*

**Thème**

***Projet d'ouverture et d'exploitation de gisement  
Granodiorite de Djebel Boukhanfer  
(Si-Mustapha, Willaya de Boumerdes).***

Soutenu le : / 06 /2017 devant le jury composé de :

Président : Mr. BOUKARM R.

Promoteur : Mr. DJEZAIRI O.

Examineur : Mr. Ait Habib Z.

*Année Universitaire: 2016-2017*

# Remerciements

*Avant tout, on tient à remercier le dieu tout puissant de nous avoir accordé le courage et la patience pour mener à terme ce travail.*

*On remercie également notre promoteur **Mr DJEZAIRI. O** de nous avoir encadré, guidé et accompagné dans ce travail ainsi que sa compréhension, ses précieux conseils, et surtout pour sa patience.*

*Les membres du jury qui auront la bienveillance d'évaluer et critiquer ce travail.*

*Nos vifs remerciements vont, également, l'ensemble des professeurs du département Mines et Géologie, qui nous ont enseignés ainsi que ceux qui ont contribué à notre formation au sein de notre université, et en particulier ceux qui nous ont aidé à réaliser ce projet de fin d'étude ;*

*Le directeur de l'Entreprise Nationale des Granulats, unité de Si-Mustapha de nous avoir réservé un accueil chaleureux au sein de son entreprise et de nous faciliter l'accès aux données dont on a besoin durant toute la période de notre stages, nous remercions également notre encadreur de stage **Mr ZIANE. Karim** (Ingénieur de l'unité), qui nous a guidés et conseillés tout le long du stage et avec qui nous avons beaucoup appris, ainsi que le personnel exerçant au sein de cette unité pour leur assistance à tout moment de notre stage,*

***Mr LAZHAR. Ahmed** (Ingénieur dans la Société CETIM)*

***Mr BADIS. Abdelhak** (Technicien topographique dans ENG, unité El Hachimia)*

*Enfin, il nous sera difficile d'omettre de remercier tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à ce travail. Qu'ils trouvent dans ces quelques lignes l'expression de nos sincères remerciements.*

# *Dédicace*

*Je dédie ce modeste travail en signe de reconnaissance et de respect :*

*A mon père, qui m'a donné force et courage afin de concrétiser mes ambitions*

*A ma mère qui m'a soutenu le long de mes années d'études, et qui me disait souvent, que je ne  
valais rien sans savoir "le savoir"*

*A mes frères et ma sœur, que leur sacrifice envers moi soit rendu le moment propice.*

*A tous mes amies*

*A tous les étudiants de master 2 Mine et Géologie, sans faire d'exception.*



*Abdellah*

# *Dédicaces*

*Je dédie ce modeste travail*

*A mes très chers parent, qui n'ont pas cessé de m'encourage et de prier pour moi*

*A mes très chers frères : Mohamed, Yacine, Bilal*

*A ma très chère sœur : Manal*

*A tous mes cher ami de la résidence universitaire : Nassim, Bachir, Oussama, Kada, Zinou.*

*A mon binôme Abdelli Abdellah et sa famille.*

*A tous mes amies.*

*A tous les étudiants du département Mine et Géologie de la promo 2017.*



*Nabil*



---

## Sommaire

---

### Sommaire

Sommaire

Listes de Tableaux

Listes des Figures

Liste d'abréviation

**Introduction générale..... 1**

**Chapitre I : Présentation et géologie du gisement..... 2**

Introduction ..... 2

I.1. Historique ..... 2

I.2. Situation géographique du gisement ..... 3

I.3. Topographie ..... 4

I.4. Cadre géologique..... 5

I.4.1. Géologie régionale..... 5

I.4.1.1 Stratigraphie ..... 5

I.4.1.2. Tectonique..... 6

I.4.2. Géologie local ..... 8

I.4.2.1 Tectonique..... 8

I.4.2.2 Pétrographie ..... 8

I.5. Caractéristique hydro-climatique ..... 8

I.5.1. Climat ..... 8

I.5.2. Hydrogéologie ..... 9

I.5.3. Hydrologie ..... 9

I.6. Réserves géologiques ..... 10

I.6.1. Catégories des réserves..... 10

I.6.2. Estimation des réserves ..... 10

Conclusion..... 11

**Chapitre II : Caractéristique et propriété des massifs rocheux..... 12**

Introduction ..... 12

II.1. Structure des massifs rocheux..... 12

II.1.1. Matrice rocheuse ..... 12

II.1.2. Discontinuité du massif..... 13

---

## Sommaire

---

II.1.3. Paramètre géométrique.....	13
II.1.2.2. Les type des discontinuités .....	14
II.3. Les analyses de la roche Granodiorite .....	17
II.3.1. propriétés physiques .....	17
II.3.2. Propriété mécanique .....	18
II.3.3. Analyse minéralogique.....	20
II.3.4. Analyse chimique par spectrométrie de fluorescence X .....	21
Conclusion .....	21
<b>Chapitre III : Ouverture du gisement .....</b>	<b>22</b>
Introduction .....	22
III.1. Mode d'ouverture à ciel ouvert .....	22
III.2.Choix de mode d'ouverture du gisement de Djebel Boukhanfer .....	23
III.2.1. Facteurs de choix de mode d'ouverture .....	23
III.2.2. Schéma d'ouverture de la carrière de Djebel Boukhanfer .....	24
III.2.3.Condition technico-minièrre de la carrière.....	24
III.2.3.1. Régime de fonctionnement.....	24
III.2.3.2. Capacité de production de la carrière.....	24
III.3. Travaux d'ouverture de la carrière de Djebel Boukhanfer .....	26
III.3.1 Travaux de découverte.....	26
III.3.2. Travaux de creusement de demi-tranchée d'accès.....	27
III.3.3. Piste principale.....	29
III.3.3.1.Traçage de la piste.....	29
III.3.3.2. Caractéristique des pistes dans la carrière.....	29
III.3.3.4. Itinéraire de la piste .....	30
III.4. Etapes de construction de la carrière de Djebel Boukhanfer.....	31
III.5. Paramètre de la demi-tranchée d'accès.....	31
III.5.1. Largeur de la demi-tranchée d'accès .....	31
III.5.2. Longueur de la demi-tranchée d'accès.....	32
III.5.3. Angle du talus de la demi-tranchée d'accès.....	33
III.5.4. Inclinaison longitudinale de la demi-tranchée d'accès .....	33
III.5.5. Nombre des gradins dans la carrière .....	34
Conclusion .....	34
<b>Chapitre IV : Travaux d'abattage.....</b>	<b>35</b>

---

---

## Sommaire

---

Introduction .....	35
IV.1. Explosifs .....	35
IV.1.1. Catégories des explosifs .....	35
IV.1.2 Explosifs utilisées dans les carrières algériennes .....	36
IV.1.2.1. Explosifs gélatineux .....	36
IV.1.2.2. Explosifs pulvérulent .....	36
IV.1.2.3 Nitrates-Fuel (ANFOMIL).....	37
IV.1.2. Exploseur .....	37
IV.1.3. Les accessoires de tir .....	37
IV.1.3.1. Détonateurs .....	37
IV.1.3.2. Cordeau détonant .....	38
IV.1.3.3. Fil de tir.....	39
IV.1.4. Amorçage.....	39
IV.1.4.1. Système d’amorçage .....	39
IV.1.4.2. Type d’amorçage.....	40
IV.1.4.2.1. Amorçage latéral .....	40
IV.1.4.2.2.Amorçage ponctuel .....	40
IV.1.4.3. L’efficacité du type d’amorçage .....	41
IV.2.Conception du plan de tir .....	42
IV.3. Paramètre d’un plan de tir .....	42
IV.3.1. Diamètre des trous .....	43
IV.3.2.Inclinaison du trou de mine .....	44
IV.3.3. Ligne de moindre résistance (Banquette maximale).....	45
IV.3.4. Correction du fait de la déviation des trous de mines.....	47
IV.3.5. Espacement .....	47
IV.3.6. Distance entre les rangées.....	47
IV.3.7. Excès de forage (sous-forage).....	48
IV.3.8. Longueur de foration .....	48
IV.3.9. Nombre de rangées .....	48
IV.3.10. Répartition de la charge .....	49
IV.3.10.1. Hauteur de la charge du pied.....	49
IV.3.10.2. charge linéaire du pied .....	49
IV.3.10.3. Quantité d’explosif au pied du gradin.....	50
IV.3.10.4. Hauteur du bourrage.....	50

---

---

## Sommaire

---

IV.3.10.5. Hauteur de la charge de colonne .....	50
IV.3.10.6. Charge linéaire de colonne.....	50
IV.3.10.7. Quantité d'explosif en colonne .....	51
IV.3.10.8. Quantité de charge d'explosifs dans un trou .....	51
IV.3.10.9. Volume de roche abattu par un trou .....	51
IV.3.11. Consommation spécifique d'explosif .....	52
IV.3.12. Nombre de trous forés pour un tir.....	52
IV.3.13. Quantité totale d'explosif utilisé.....	53
IV.3.14. Volume de roche abattu par tir .....	53
Conclusion.....	53
<b>Chapitre V : Travaux d'exploitation et dimensionnement du matériel.....</b>	<b>54</b>
Introduction .....	54
V.1. Généralité.....	54
V.2. Méthodes d'exploitation à ciel ouvert .....	54
V.3. Choix de la méthode d'exploitation à ciel ouvert.....	55
V.4. Méthode d'exploitation du gisement de Djebel Boukhanfer .....	56
V.5. Principaux éléments du système d'exploitation .....	56
V.5.1. Gradin.....	56
V.5.1.1. La hauteur du gradin.....	57
V.5.1.2. Angle de talus du gradin.....	58
V.5.2. Plate-forme de travail.....	58
V.5.3. Déplacement du front.....	61
V.6. Dimensionnement de matériel .....	61
V.6.1. Travaux de forage .....	61
V.6.1.1. Rendement du chariot de foration .....	62
V.6.1.2. Nombre chariot de foration .....	62
V.6.2. Travaux de chargement.....	63
V.6.2.1. Le rendement de la chargeuse .....	64
V.6.2.2. Nombre des godets nécessaires pour charger un camion .....	65
V.6.2.3. Durée de chargement d'un camion.....	65
V.6.2.4. Nombre de la chargeuse .....	66
V.6.3. Travaux de transport .....	66
V.6.3.1. Rendement des camions .....	67

---

## Sommaire

---

V.6.3.2. Nombre des camions .....	69
V.7. Ordre d'exploitation du gisement de Djebel Boukhanfer .....	69
V.8. Les réserves exploitables .....	73
V.8.1. Duré de vie de la carrière .....	74
Conclusion .....	74
<b>Conclusion Générale .....</b>	<b>75</b>

---

**Listes de Tableaux**

**Chapitre I**

**Tableau I. 1** : Coordonnées géographiques du site en projection UTM ..... 4  
**Tableau I. 2** : Réserves géologiques du gisement de Granodiorites. .... 11

**Chapitre II**

**Tableau II. 1** : Résultats des essais physico-mécaniques ..... 20  
**Tableau II. 2** : Résultats d'analyses minéralogiques. .... 20  
**Tableau II. 3** : Résultats d'analyse chimique par spectrométrie de fluorescence X :..... 21

**Chapitre III**

**Tableau III. 1** : Longueur de la demi-tranchée d'accès calculé par Auto CAD ..... 32  
**Tableau III. 2** : Angles du talus de la demi-tranchée en fonction de la dureté..... 33

**Chapitre IV**

**Tableau IV. 1** : Valeurs du facteur de contrainte  $f$ , en fonction de l'inclinaison des trous .... 46

**Chapitre V**

**Tableau V. 1**: Représente les réserves exploitables du gisement..... 73

---

## Listes des Figures

### Chapitre I

<b>Figure I. 1 :</b> Localisation des carrières des granulats de l'ENG réparties sur le territoire national.....	2
<b>Figure I. 2 :</b> Situation géographique de la région d'étude.....	3
<b>Figure I. 3 :</b> Localisation de la zone d'étude.....	5
<b>Figure I. 4 :</b> Carte géologique de la région de Si-Mustapha Echelle 1/50000 (1895) extraite de la feuille n° 22- THENIA (Ménerville).....	7
<b>Figure I. 5 :</b> Le réseau hydrographique de la région de Si-Mustapha.....	9

### Chapitre II

<b>Figure II. 1 :</b> Structure géométrique d'un massif rocheux.....	12
<b>Figure II. 2 :</b> Orientation d'un plan de discontinuité.....	13
<b>Figure II. 3 :</b> Exemple de diaclase.....	14
<b>Figure II. 4 :</b> Grand faille de gisement Si-Mustapha.....	15
<b>Figure II. 5 :</b> Exemple d'une stratification.....	15
<b>Figure II. 6 :</b> Exemple d'un plan de schistosité.....	16
<b>Figure II. 7 :</b> Exemple d'un pli.....	16

### Chapitre III

<b>Figure III. 1 :</b> Demi-tranchée d'accès à trace rectiligne.....	23
<b>Figure III. 2 :</b> Demi-tranchée d'accès extérieure commune a tracé en serpentine.....	23
<b>Figure III. 3 :</b> Travaux de découverte de la partie Sud.....	27
<b>Figure III. 4 :</b> Forage des trous de mines.....	27
<b>Figure III. 5 :</b> Culbutage des roches abattues par tir.....	28
<b>Figure III. 6 :</b> L'élargissement de la banquette.....	28
<b>Figure III. 7 :</b> Dégagement et nivellement de voie de transport.....	29
<b>Figure III. 8 :</b> Demi-tranchée d'accès niveau 350.....	30
<b>Figure III. 9 :</b> Pente de la demi-tranchée.....	33

### Chapitre VI

<b>Figure IV. 1:</b> Schéma représentatifs des catégories d'explosives suivant la vitesse de détonation.....	36
<b>Figure IV. 2 :</b> Détonateurs électriques Micro-Retard DMR.....	38
<b>Figure IV. 3 :</b> Cordeau détonant.....	38
<b>Figure IV. 4 :</b> Amorçage latéral.....	40

---

---

## Listes des Figures

---

<b>Figure IV. 5</b> : Amorçage ponctuel (a- postérieur , b- antérieur).....	41
<b>Figure IV. 6</b> : Paramètres géométriques d'un plan de tir.....	43
<b>Figure IV. 7</b> : Relation entre la hauteur de gradin et le diamètre du trou.....	44
<b>Figure IV. 8</b> : Effet de l'inclinaison des trous d'un gradin sur la fragmentation.....	45

### Chapitre V

<b>Figure V. 1</b> : Eléments géométriques et technologique d'un gradin.....	57
<b>Figure V. 2</b> : Schéma de la plate-forme de travail (abattage à explosif).....	59
<b>Figure V. 3</b> : Chariot de foration et compresseur mobile.....	61
<b>Figure V. 4</b> : Chargeuse KOMATSU WA600-3.....	64
<b>Figure V. 5</b> : Dumper TEREX TR60.....	67

---

## Liste d'abréviation

---

### Liste d'abréviations

**ENG** : Entreprise Nationale des Granulats ;

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

**CETIM** : Centre d'Etude et de service Technologique de l'Industrie des Matériaux de Construction ;

**CW** : Chemin de Wilaya ;

**L<sub>A</sub>** : Los Angeles ;

**M.D** : Micro-Deval ;

**DMR** : Détonateur Micro-Retard ;

**DEI** : Détonateurs Électriques Instantanés ;

**DER** : Détonateur Electrique Retard ;

**CNTP** : Condition Normale Température Pression ;

**ONEX** : Office National des Substances Explosives ;

**mm** : Millimètre ;

**g** : gramme ;

**°** : Degre ;

**Min** : Minimum ;

**Max** : Maximum ;

**Moy** : Moyenne ;

**$\rho$**  : La masse volumique ;

**M** : La masse ;

**V** : Volume ;

**$\Phi$**  : Diamètre ;

**Cm** : Centimètre ;

**Cm<sup>3</sup>** : Centimètre cube ;

---

## Liste d'abréviation

---

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

**T** : Tonne ;

**T<sub>r</sub>** : Trous ;

**MPa** : Méga Pascal ;

**D<sub>v</sub>** : Durée de vie.

**MDE** : Coefficient MICRO-DEVAL

**R<sub>c</sub>** : Résistance a la Compression

---

# *Introduction générale*

### Introduction générale

Le secteur minier constitue un composant essentiel dans le développement économique et social d'un pays, l'unité de Si-Mustapha est l'une des plus grandes unités de l'Entreprise Nationales des Granulats (ENG), sa production en matériaux de construction (granulats) s'élève à plus de deux millions de tonnes par an. La position stratégique de cette unité permet de satisfaire une production des granulats pour différentes usages (routes, chemins de fer), et pour satisfaire la demande sur granulat a projeté l'exploitation d'un nouveau site de Granodiorite situé au lieu-dit Djebel Boukhanfer voisine de l'ancien site, pour cette raison, et pour cela notre but et l'objectif de ENG de proposer une étude d'ouverture et d'exploitation de ce gisement avec un cout minimal et une production maximal,

Pour réaliser notre projet, cinq chapitres vont être traité :

On commence par, la présentation de l'unité de Si-Mustapha, sa situation géographique, ainsi que le cadre géologique de la zone d'étude ;

Par suite, on traite les caractéristiques du massif rocheux en général et précisément la roche qui constitue le nouveau gisement de Si-Mustapha (Granodiorite) ;

En suite, comportement des conditions techniques et minières de la carrière et les caractéristiques de la roche, on fait les schémas d'ouverture qui vont permettre par la suite, le choix du mode d'ouverture (demi tranchée d'accès ou tranchée d'accès) du gisement et les travaux de développement et de l'exploitation de la carrière dans le sens global bien déterminé ;

A la fin on vat faire rapporte les paramètres de tir qui consiste à déterminer la quantité de la roche à abattre, le type d'explosif et la quantité d'explosif nécessaire ;

On termine par la présentation l'ensemble des phases d'exploitation nous présentons, dimensionnement du matériel et nous estimons la quantité et la durée de vie de la roche à extraire pour chaque niveau.

***Chapitre I : Présentation et  
géologie du gisement***

## Chapitre I : Présentation et géologie du gisement

### Introduction

L'objectif de ce chapitre est de donner un aperçu géologique sur le nouveau gisement de Granodiorite de Djebel Boukhanfer situé à Si-Mustapaha, wilaya de Boumerdes, à savoir la localisation du site, nous allons décrire le contexte géologique régionale et celle du gisement, et l'estimation des réserves géologique de ce dernier.

### I.1.Historique

L'Entreprise Nationale des Granulat «ENG» est une société étatique par action (SPA) dotée d'un capital social de trois milliards de dinars, elle fait partie du groupe industriel Manadjam El-Djazair «MANAL».

Son patrimoine est constitué de : [3]

- Neuf (9) carrières des granulats réparties sur le territoire national ;
- Une usine de carbonate de calcium à El-khroub (wilaya de Constantine) ;
- Trois carrières pour la production des pierres ornementales ;
- Un laboratoire central pour le contrôle de la qualité des produits de l'entreprise.



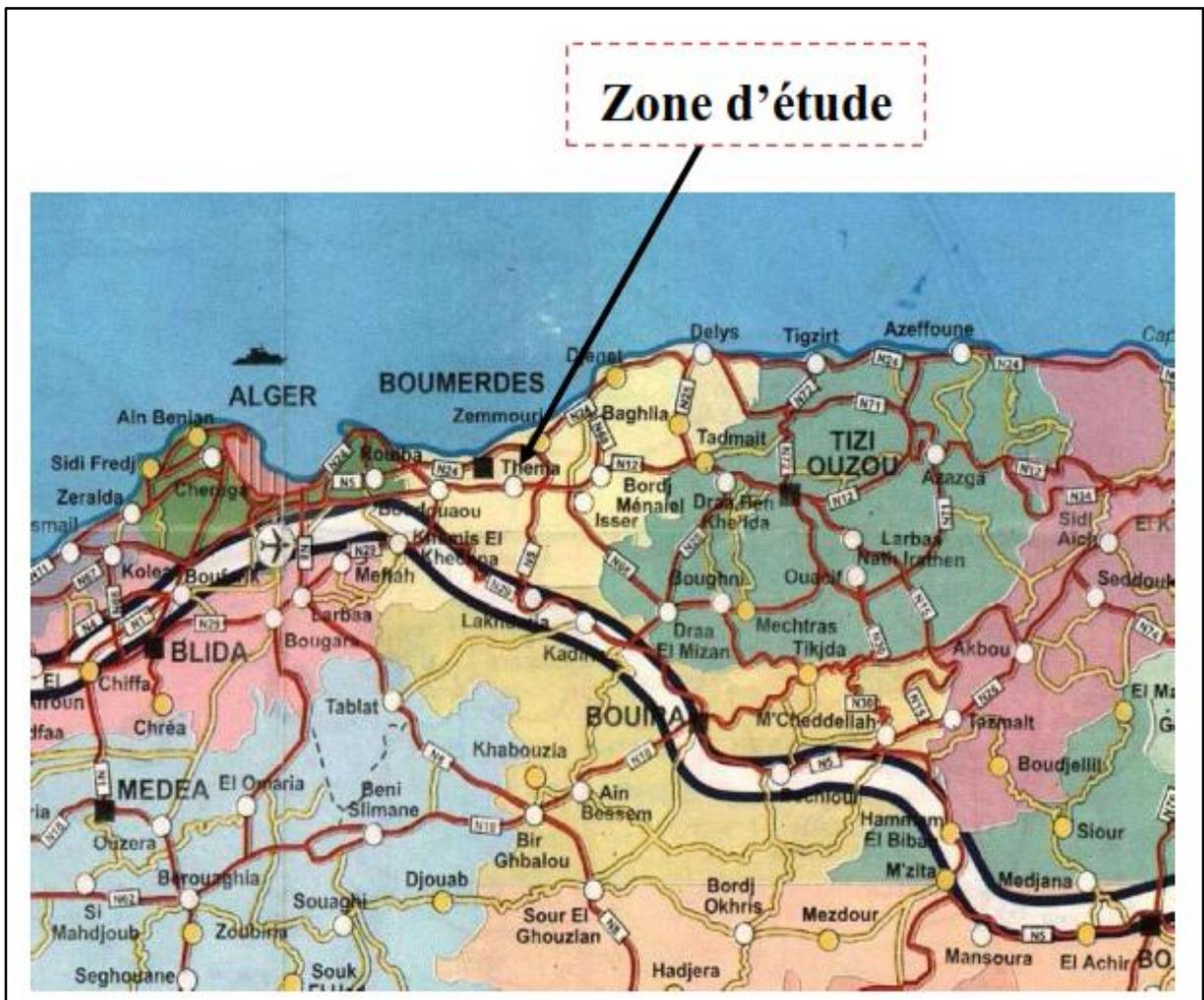
**Figure I. 1:** Localisation des carrières des granulats de l'ENG réparties sur le territoire national Echelle 1/50000. [3]

## I.2. Situation géographique du gisement

La zone d'étude fait partie de la Wilaya de Boumerdès qui se situe dans la partie centrale de l'Algérie. Elle est limitée au Nord par la mer méditerranée, à l'Est par la wilaya de Tizi-Ouzou, au Sud par celle de Bouira et Blida et à l'Ouest par celle d'Alger.

La carrière de Djebel Boukhafer se trouve à environ de 3 Km au Nord-Est de la commune de Thénia et à 5 km au Nord-Ouest de Si Mustapha.

De point de vue administratif le gisement est rattaché à la wilaya de Boumerdès, daïra d'isser commune de Si Mustapha. [1]



**Figure I. 2:** Situation géographique de la région d'étude (carte de route 1/1 000 000). [2]

### I.3. Topographie

Le gisement de Granodiorites est situé dans la partie centrale du massif Ouled Ben Melah. Il représente une élévation ovale qui domine avec 440 m de la côte absolue le paysage environnant, en s'étendant dans la direction Nord-Ouest.

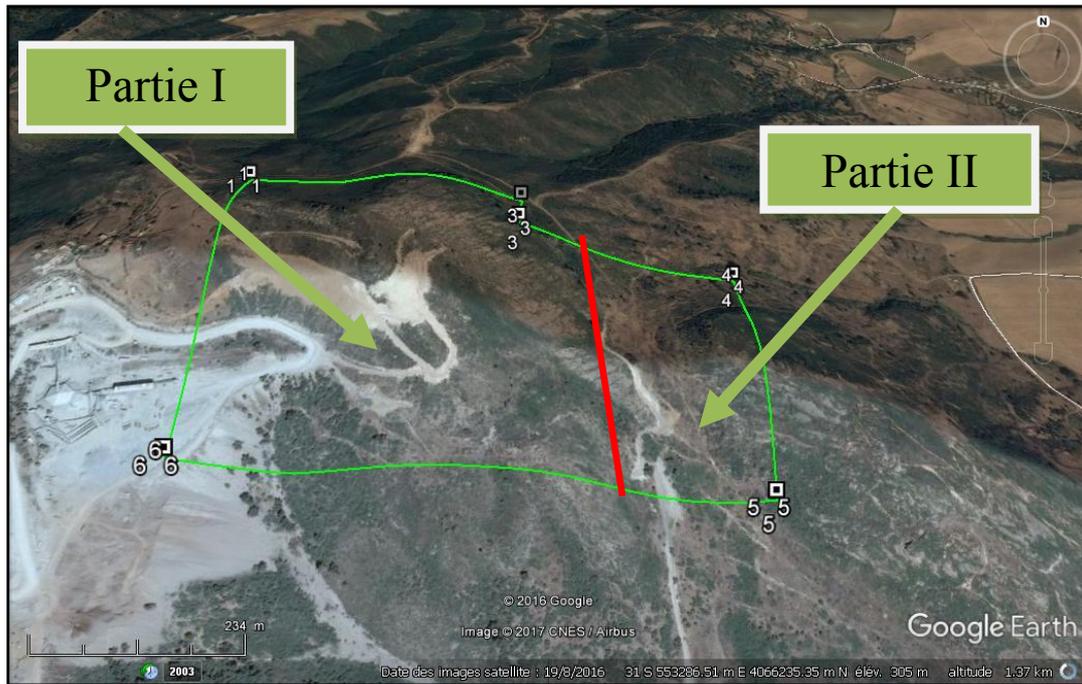
Les versants Sud-Ouest et Nord-Est ont des pentes abruptes couvertes de broussailles et d'arbres isolés.

Le versant Sud descend en pente douce jusqu'à la vallée d'Oued Isser. Sa superficie est occupée par des plantations fruitières des oliviers, des potagers et des pâturages. Vers le Nord-Ouest il est uni par un petit col à une autre élévation culminant à 426 m (Oulad Bou koufer) où se trouve notre nouveau gisement à étudier. [1]

Les coordonnées du périmètre délimitant le gisement en système U.T.M fuseau 31 sont les suivantes :

**Tableau I. 1:** Coordonnées géographiques du site en projection UTM. [1]

Point	UTM – fuseau 31	
	X (m)	Y (m)
A	552 800	4 066 300
B	553 300	4 066 300
C	553 300	4 066 200
D	553 700	4 066 200
E	553 700	4 065 700
F	552 800	4 065 700



**Figure I. 3 :** Localisation de la zone d'étude. [Google Earth Juin 2017]

## I.4. Cadre géologique

### I.4.1. Géologie régionale

#### I.4.1.1 Stratigraphie

Les formations qui constituent la région du gisement de Granodiorites de Si-Mustapha sont représentées par du Précambrien, du Néogène, du Quaternaire et des roches effusives et intrusives. [2]

- Le Précambrien est formé par une série de schistes et de phyllades cristallins affleurant sur les talus et dans le Nord de la crête de "Bou Arous" et renfermant des lentilles et des lits de calcaire marmorisés ;
- Le Néogène est représenté par des dépôts Miocène et Pliocène.
  - Les dépôts Miocène est comprennent des termes burdigaliens et hélvétien. Le burdigalien se développe dans la partie Sud-Ouest de la région ou il représenté par des conglomérats rouges à blanc, des marnes bigarrées et des grés calcaires jaunâtres. Les formations hélvétien bordent, en bande étroite (jusqu'à 2.5 km), au Sud au Nord et à l'Est les affleurements précambrien. Elles sont

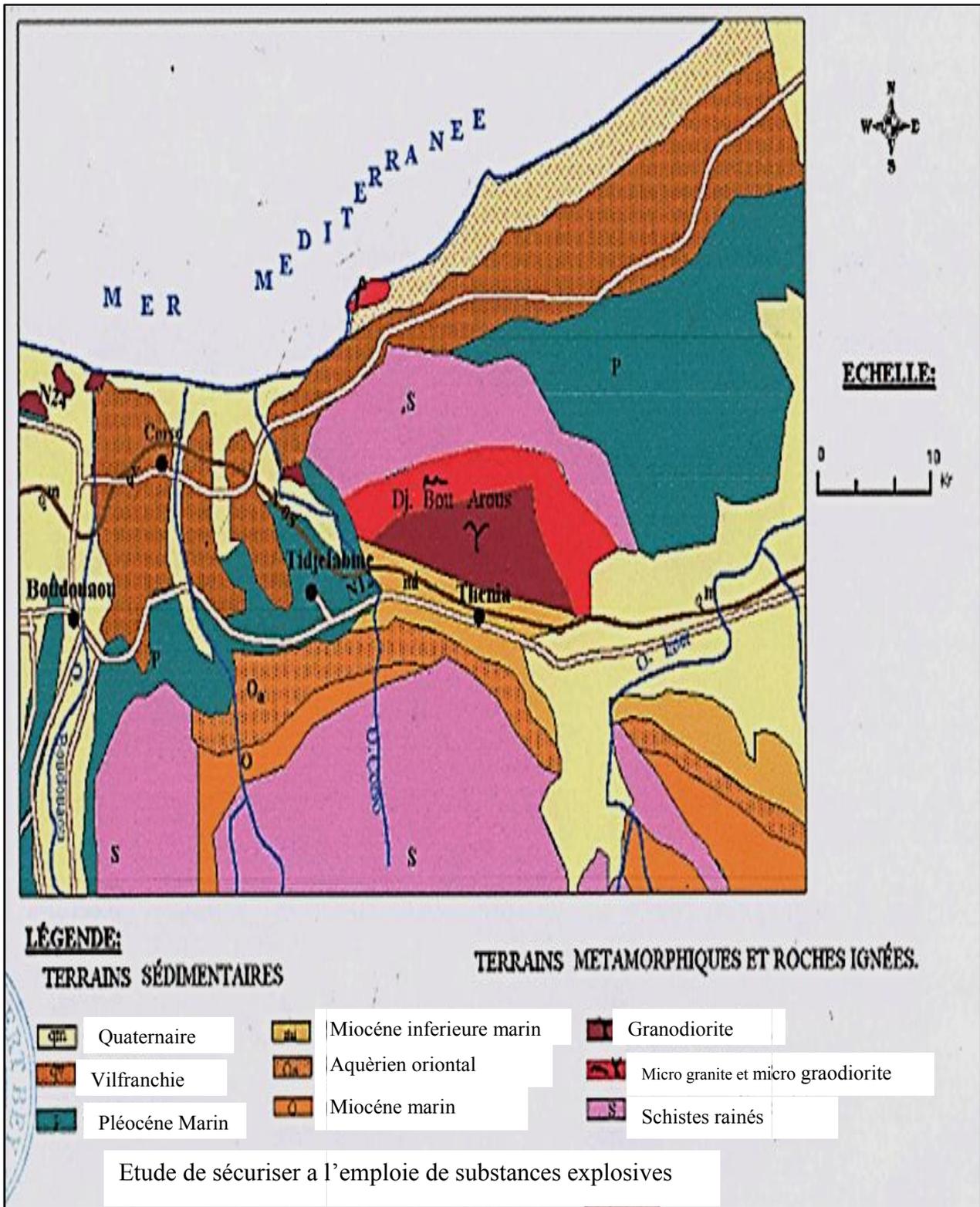
représentées par une série volcano-sédimentaire comprenant des conglomérats, des laves acides et des tufs ;

- Les dépôts Pliocènes dorment, par excellence, des zones de relief qui sont représentées par des marnes argileuses, des marnes calcaires avec rares passées de calcaires d'épaisseur décimétrique (Plésoncien) et des marnes gréseuses intercalées de grés calcaires (Astien).
- Le Quaternaire : est constitué de galets villafranchiens pluridimensionnels friables brun-rouge. Les galets sont représentés par les débris schisteux et phylliteux dégrés et de quartz immergés dans du sable argileux à grains non calibrés.

#### **I.4.1.2. Tectonique**

Les séries métamorphiques Précambriennes forment un anticlinal orienté sensiblement Est-Ouest dont les flancs sont affectés par des failles longitudinales. Le cœur de l'anticlinal est constitué de phyllades et les flancs de schistes cristallins. L'anticlinal s'étend sur une dizaine de kilomètres avec une amplitude des ailes atteignant [2.5 à 3.5] km. Il est compliqué par des nombreux accidents tectoniques locaux d'extension longitudinale, de zone de schistification intense et de petits plis. [2]

Les accidents tectoniques sont orientés essentiellement Nord-Ouest et sensiblement Est-Ouest : certaines failles prennent des directions Nord-Est et approximativement Nord-Sud. La fissuration a par ailleurs gagné l'ensemble du massif de Granodiorite par endroit, elle forme un système de fissure faiblement prononcé, distantes de [10-80] cm, qui s'entendent d'agrégats de Granodiorites meubles et altérées ne dépasse pas [5-10] % du volume de ces zones.



**Figure I. 4 :** Carte géologique de la région de Si-Mustapha Echelle 1/50000 (1895) extraite de la feuillem° 22- THENIA (Ménerville). [1]

### I.4.2. Géologie local

Le gisement de Si-Mustapha fait partie du massif de Granodiorite de Thenia. Il est constitué essentiellement de Granodiorites à grains fins et moyens de couleur gris et gris foncé à teinte verdâtre souvent porphyroïdes et de diorites quartziques grises ou gris foncé teintées de vert, à texture massive. La teinte verdâtre est due à la présence dans les roches de minéraux foncés de hornblende, de chlorite de biotite et plus rarement de pyroxène. [2]

#### I.4.2.1 Tectonique

La région du gisement est caractérisée par un contexte tectonique complexe, du Sud et au Nord, le massif de Granodiorite se trouve en contact tectonique avec les roches encaissantes. La zone étudiée est masquée par la prédominance des accidents tectonique Est-Ouest, qui dans la partie Nord de l'aire explorée, sont parallèles et distants de [100 à 125] m.

La fissuration a gagnée l'ensemble du massif de Granodiorites, cette dernière qui semble être originelle, est accentuée par une autre fissuration secondaire chaotique. [2]

#### I.4.2.2 Pétrographie

D'après l'étude pétrographique, les Granodiorites et les diorites quartziques ont une structure hypidio-morphogrenue ou souvent, porphyroïde et sont essentiellement constituées de feldspaths [52 à 69] %, de plagioclase, en général zoné et maclé (du type d'andésite - oligoclase), d'orthoclase alcaline plus rare de grains irréguliers de quartz [10 à 17] %, de biotite [0 à 10] % de chlorite [5 à 10] % d'amphibole - hornblende [0 à 5] %.

Les minéraux métalliques (magnétite et pyrite) et accessoires (apatite, sphène, zircon, tourmaline) sont présents en proportion d'environ 1% de la masse générale de la roche. [2]

## I.5. Caractéristique hydro-climatique

### I.5.1. Climat

La zone d'étude est caractérisée par un hiver très froid, avec des précipitations irrégulières et par un été chaud. [1]

- **Température** : Les températures maximales marquant la région varient de [25 à 30] °C enregistrées en mois de juin à septembre.

Par contre les plus basses marquant les mois de Décembre à Février sont de l'ordre de [2 à 8] °C.

- **Pluviométrie** : Les précipitations annuelles de la région varient de [600 à 900] mm.

### I.5.2. Hydrogéologie

La haute perméabilité des Granodiorites fissurées favorise l'infiltration des eaux de pluie. La topographie fortement divisée de la région du gisement facilite l'émergence des eaux souterraines dont la quantité est en fonction des précipitations annuelles qui peuvent atteindre parfois 800 mm. [1]

Ce qui permet, alimenter la ville de THENIA à l'exception d'une petite source jaillissant dans la partie Nord-Est du site, de l'Unité de concassage, qui semble liée aux accidents tectonique d'extension N-W. Aucune résurgence d'eaux souterraines ne se manifeste dans le périmètre du gisement.

### I.5.3. Hydrologie

Le secteur d'étude est inclut dans la plaine de Mitidja, la région est sillonnée par un réseau d'Oued bien développé, dont l'Oued Boudouaou et l'Oued Isser sur lesquels deux barrages sont réalisés pour alimenter en eau potable et industrielle les agglomérations d'Alger et de Boumerdes. Avec ses nombreux affluents passant respectivement à 4 Km à l'Ouest du gisement. Leur débitent général faible est tributaire des fluctuations pluviométriques. [1]

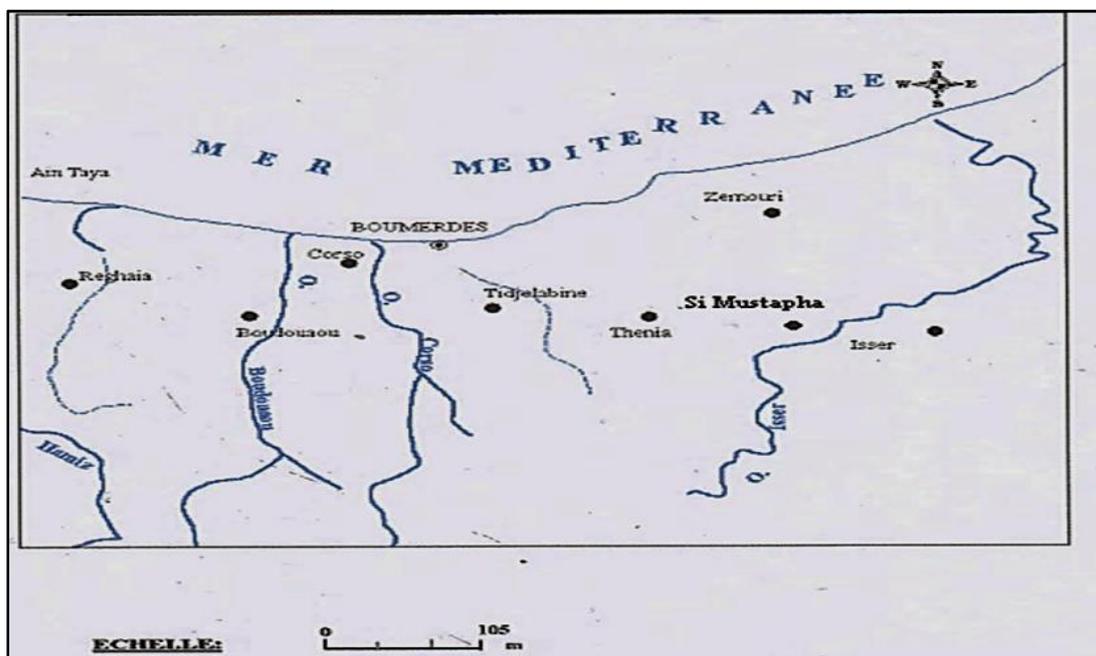


Figure I. 5 : Réseau hydrographique de la région de Si-Mustapha. [1]

## I.6. Réserves géologiques

### I.6.1. Catégories des réserves

Les réserves géologiques sont divisées en trois catégories : A, B et C suivant l'étude du gisement, qui est caractérisé par la quantité et le caractère des coupes du gisement avec les ouvrages miniers.

- **Catégorie A** (réserves certaines) : Elles sont utilisées pour les gisements les mieux étudiés et prospectés avec détail et étudiés à l'aide des galeries minières, toutes les données de la qualité et la quantité des minerais est déterminée rigoureusement avec une précision acceptable.
- **Catégorie B** (réserves probables) : Utilisées pour les gisements qui sont moins bien étudiés que ceux de la première. La catégorie B permettant d'élucider les caractéristiques générales des gisements et de la qualité à l'exception de détails concernant leur répartition à l'intérieur du gisement.
- **Catégorie C** (réserves possibles) : Ces réserves seront mise en évidence dans les premières phases de prospection, dans cette catégorie font partie :
  - ✓ **Catégorie C<sub>1</sub>** : réserves étudiés avec des mailles larges, et les réserves sont déterminées sur la base de donnée de quelques puits de prospection isolés, quand à la technologie du traitement elle est étudiée seulement au laboratoire.
  - ✓ **Catégorie C<sub>2</sub>** : concerne les réserves appréciées seulement par les données géologiques, et vérifiés par un échantillonnage de la matière première minérale.

On peut retrouver cette catégorie dans les parties mitoyenne (près de la limite) de la partie du gisement contenant des réserves de catégorie A, B, C<sub>1</sub>. D'après les données géophysiques et l'échantillonnage approximatif on distingue que le nouveau gisement de Si-Mustapha est classée dans la catégorie C<sub>1</sub>.

### I.6.2. Estimation des réserves

Dans notre gisement de Granodiorite de Djebel Boukhanfer on a abordé à estimer les réserves géologiques par la méthode des sections, car elle est plus favorable et donne des données proche et plus facile, les formules utilisées pour l'estimer sont les suivant :

Si  $(S1-S2) < 0.4 \times S1$ : dans ce cas ;  $Q = \frac{S1+S2}{2} \times L \times \rho$

Si  $(S1-S2) > 0.4 \times S1$ : dans ce cas ;  $Q = \frac{S1+S2+\sqrt{S1 \times S2}}{3} \times L \times \rho$

Avec :

Q: la quantité de matériau en Tonnes ;

S1: la surface du niveau 1 en (m<sup>2</sup>) ;

S2: la surface du niveau 2 en (m<sup>2</sup>) ;

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

$\rho$  : la masse volumique de la roche en (t/m<sup>3</sup>).

**Tableau I. 2:** Réserves géologiques exploitables du gisement de Granodiorites.

(voir l'annexe I)

N° du bloc de calcul et coupes	Surface des sections (M <sup>2</sup> )	Distance entre profil (M)	Volume du bloc (M <sup>3</sup> )	p. Volumique (T/M <sup>3</sup> )	Quantité des réserves (T)
1 (A-A') (B-B')	30 316.511 21 012.27	200	513 287	2.5	128 321 195
2 (B-B') (C-C')	21 012.27 59 725.91	200	7 744 255.58	2.5	19 360 638.95
3 (C-C') (D-D')	71 927.49 104 266.80	200	17 619 429	2.5	44 048 572.5
4 (D-D') (E-E')	104 266.80 90 311.42	200	19 457 822	2.5	48 644 555
5 (E-E') (F-F')	90 311.42 97 983.98	100	9 414 770	2.5	23 536 925
<b>Total</b>			<b>59 369 154.6</b>	2.5	<b>148 422 886.</b>

## Conclusion

Les données géologique et topographique du gisement de Boukhanfer, nous a permis d'estimer les réserves géologiques du site qui sont de l'ordre de 148 millions de tonnes. Aussi ces données nous a permis d'aider pour mettre en évidence l'exploitation de ce dernier.

***Chapitre II : Caractéristique et  
propriété des massifs rocheux***

## Chapitre II : Caractéristique et propriété des massifs rocheux

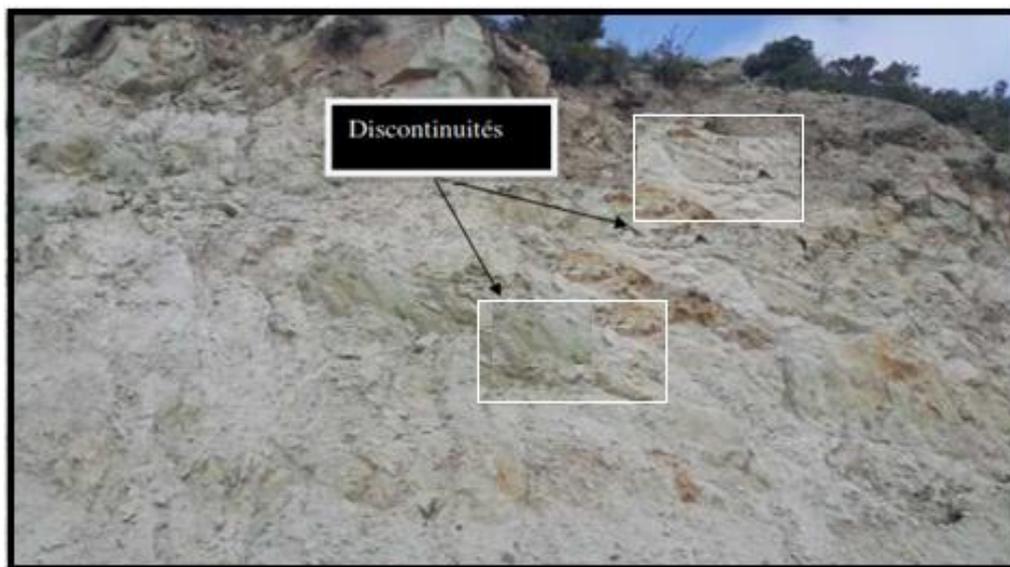
### Introduction

Les comportements mécaniques et hydrauliques des massifs rocheux sont fortement liés aux réseaux de fracturation qui les affectent. L'analyse géométrique et mécanique des différents réseaux de fractures est donc indispensable pour toute étude de stabilité ou d'écoulement dans un milieu fissuré.

### II.1. Structure des massifs rocheux

. La description structurale d'un massif rocheux doit donner tous les éléments qui permettent d'extrapoler raisonnablement la distribution spatiale de surface de discontinuité au cœur du massif et d'estimer les sollicitations qui provoqueraient des ruptures suivant ces surfaces de discontinuité

L'étude d'un massif rocheux fracturé nécessite donc une caractérisation de la matrice rocheuse, ainsi que celle des discontinuités.



**Figure II. 1 :** Structure géométrique d'un massif rocheux. (Photo Mai 2017, gisement de Si- Mustapha)

#### II.1.1. Matrice rocheuse

La matrice rocheuse est définie comme un volume de roche intacte qui possède des propriétés homogènes et non coupé par des discontinuités. La matrice rocheuse fait ainsi référence aux blocs non-fracture situés entre les discontinuités structurelles. En fonction des

caractéristiques du massif rocheux et de son histoire géologique, la taille de ces blocs peut varier de quelques millimètres à plusieurs mètres. [4]

### II.1.2. Discontinuité du massif

Le terme de discontinuité est utilisé pour désigner toute surface qui interrompt physiquement la continuité d'une matrice rocheuse et de ses propriétés mécaniques, hydraulique et thermiques. Cette surface est en général assimilable, sur une certaine étendue, à un plan

### II.1.3. Paramètre géométrique

La modélisation de la distribution spatiale et de l'emplacement des familles de fractures dans le massif rocheux fracturé est fondée principalement sur la connaissance des paramètres géométriques des discontinuités. Chacun de ses derniers est associé à une variable aléatoire dont les lois de distribution sont déduits des données acquises sur le terrain. Dans ce qui nous définissons sommairement chacun de ces paramètres. [4]

#### A. Orientation

Les Orientations des discontinuités déterminent la forme de bloc individuel existant dans un massif rocheux et par suite elles sont responsables de leur anisotropie qui gouverne leur comportement hydraulique et mécanique. [4]

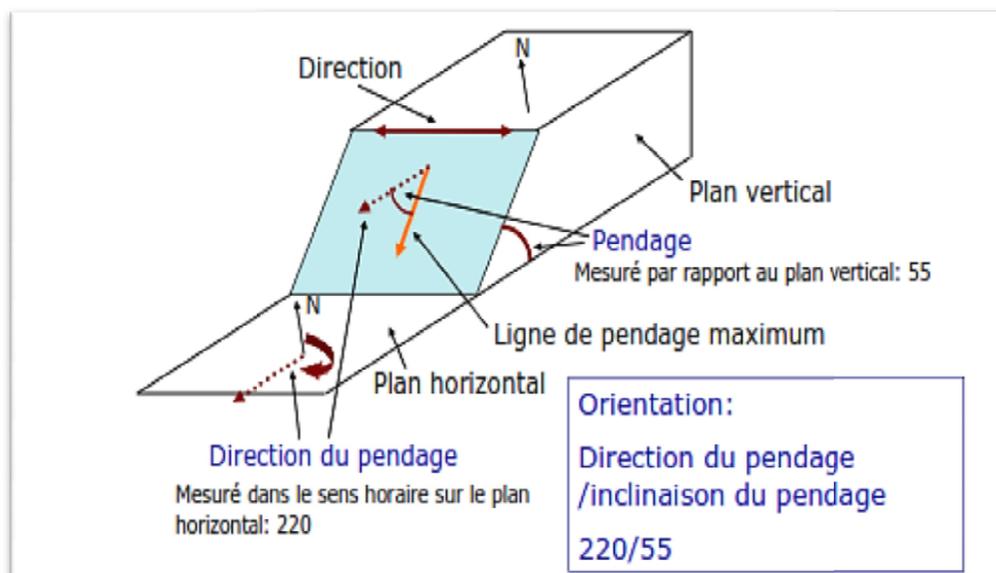


Figure II. 2 : Orientation d'un plan de discontinuité. [9]

### B. Extension ou étendue

Surface totale de la discontinuité que l'on peut approcher par la longueur de son intersection avec la surface d'observation (trace), à condition que celle-ci soit suffisamment étendue. Elle joue un rôle essentiel dans la connectivité des blocs. [9]

### C. Espacement

Espacement représente la distance moyenne séparant deux discontinuités de même famille.

### D. Ouverture

Ce paramètre affecte la perméabilité des discontinuités et leur comportement hydromécanique. Il est défini comme étant la distance entre les deux épontes (lèvres) d'une discontinuité. [9]

#### II.1.2.2. Les type des discontinuités

Tout massif rocheux, quelle que soit son histoire et sa localisation, possède des discontinuités. Celles-ci peuvent être prononcées, invisibles, cimentées ou bien ouvertes, mais elles existent. Elles possèdent en commun les caractéristiques suivantes : faible résistance au cisaillement, résistance à la traction négligeable et grande conductivité hydraulique, tout ceci en comparaison de la matrice rocheuse environnante. En géologie on les regroupe par catégories :

- **Les diaclases** : ce sont des fractures de la roche, issues d'une rupture par compression, traction ou cisaillement liée aux mouvements tectoniques. [11]

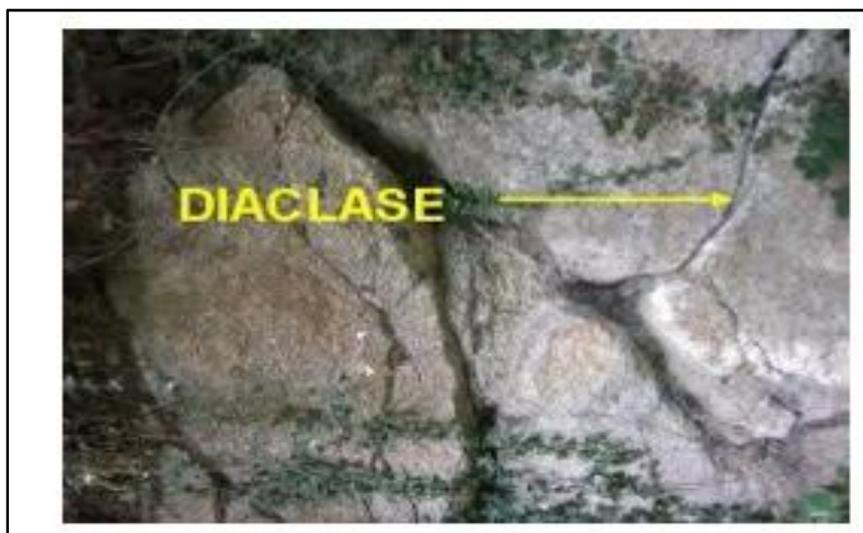


Figure II. 3 : Exemple de diaclase. [4]

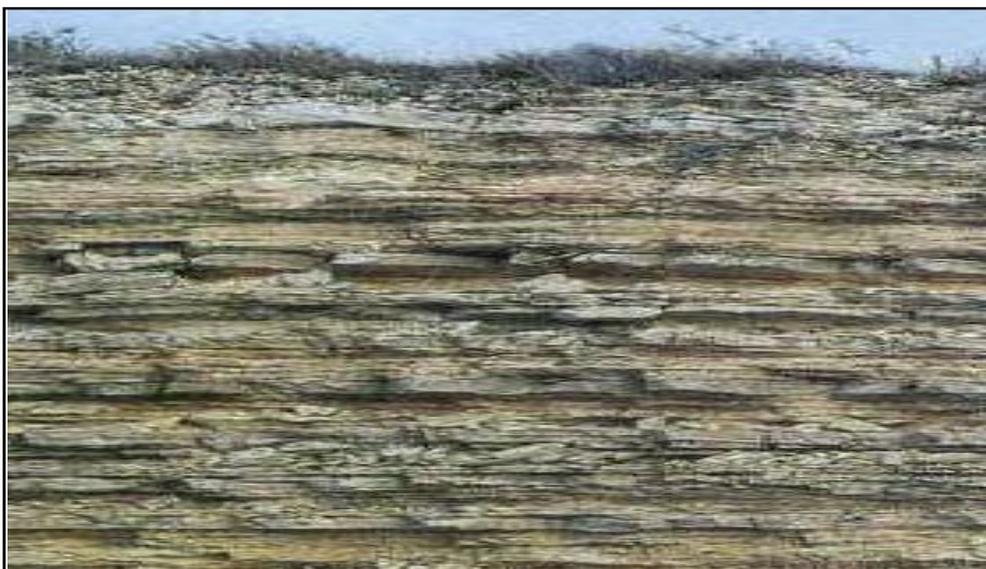
- **Les failles** : ce sont des fractures identiques aux diaclases mais qui ont entraîné un mouvement relatif des deux parties de la roche encaissante. Un glissement a donc eu lieu le long de cette faille.

La région de Si-Mustapha contient une grande faille est de direction NE-SW.



**Figure II. 4** : Grand faille de gisement Si-Mustapha. (Photo Mai 2017, gisement de Si-Mustapha)

- **Les joints sédimentaires** : dans les roches sédimentaires, ce sont les joints séparant deux couches d'époques et de conditions de dépôt différentes. Chaque couche ou strate – constitue une "dalle" susceptible de se séparer de ses voisines.



**Figure II. 5** : Exemple d'une stratification. [4]

- **La schistosité** : dans les roches métamorphiques, la forte compression a perturbé et transformé l'organisation des minéraux internes. Ceux-ci se sont alignés selon une direction orthogonale à la compression et ont entraîné la formation de plan de rupture préférentiel. L'ardoise, qui est fendue selon cette schistosité, en est une bonne illustration. [11]



**Figure II. 6** : Exemple d'un plan de schistosité. [12]

- **Les plis** : les plis est le résultant de la flexion d'une strate rocheuse sous l'effet d'une force tectonique ou d'un mouvement. Les plis ne sont généralement pas considérés comme éléments du massif rocheux. Ils sont souvent associés à un haut degré de fracturation et à des roches relativement faibles et tendres. [10]



**Figure II. 7** : Exemple d'un pli. [8]

- **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). [13]
- **Fissure** : Elle est définie comme une discontinuité divisant un matériau continu sans séparation des unités géologique du matériau. [14]

Les discontinuités sont généralement des lieux de grande déformabilité, où la rupture est plus facile et où l'eau circule plus facilement. Elles transforment l'état de contrainte du massif à leur proximité.

### II.3. Les analyses de la roche Granodiorite

Afin de connaître les caractéristiques des roches formant le gisement, des analyses physico-chimiques ont été faites au niveau de laboratoire de C.E.T.M à partir de prélèvement de deux échantillons.

#### II.3.1. propriétés physiques

Pour la détermination des propriétés physiques de deux échantillons sont soumis aux différents essais physiques suivants :

- **La masse volumique**

C'est la masse totale de la matière (grain + l'eau) contenue dans l'unité de volume. Soit sa formule:[4]

$$\rho = \frac{M}{V} ; (\text{g/ cm}^3)$$

Avec :

$\rho$  : Masse volumique ( $\text{g/ cm}^3$ ) ;

$M$  : Masse totale de l'échantillon (g) ;

$V$  : Volume totale de l'échantillon ( $\text{cm}^3$ ) ;

La masse volumique du site de Si Mustapha est de l'ordre de  $\rho = 2.5 (\text{g/cm}^3)$ .

- **La masse imbibée**

C'est la masse volumique des solides imbibés d'eau d'un granulat.

D'après les essais on constate que la masse volumique imbibée moyenne est : 2.64 (kg/m<sup>3</sup>). [1]

- **La porosité**

C'est le rapport en % du volume occupé par le vide rapporté au volume total de l'échantillon. [4]

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

Où :

V<sub>v</sub>: Volume des vides (cm<sup>3</sup>) ;

V<sub>t</sub>: Volume total de l'échantillon (cm<sup>3</sup>).

La porosité dans les roches sédimentaires varie de quelque pourcent (%) à plus de 40 %, et dans les roches magmatiques, elle est plus faible, donc égal 1.19 %.

### II.3.2. Propriété mécanique

- **Essais Los-Angeles**

Pour les granulats destinés à la construction routière (Granodiorite), il est recommandé de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai de Los-Angeles). Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyant composé d'un certain nombre de boulets d'acier 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier. [4]

On mesure le pourcentage des fines inférieures à 1.7 mm produites après un certain temps de broyage. Le coefficient Los-Angeles est donné par:

$$L_A = \frac{m}{M \times 100} ; (\%)$$

Où :

m : Masse des particules fines ( $m \leq 1.7$  mm) ;

M : Masse de l'échantillon (prise d'essai).

- **Essai Deval et Micro Deval**

Ces deux coefficients, tout comme le coefficient Los-Angeles dépendent principalement de la nature de la roche, les spécifications relatives à la résistance

mécanique des granulats pour assise de chaussée portent entre autre sur le coefficient Micro–Deval en présence d'eau. [4]

L'essai Deval ou Micro–Deval sert à la détermination de la résistance à l'attrition. L'attrition correspond à la production de particules fines par frottement mutuel entre les granulats qui émoussent les arrêtes des particules. Dans la technique routière. L'essai Deval est remplacé par l'essai Micro–Deval car il présente l'avantage d'être effectué sur les classes granulaires proches de celles mises en œuvre actuellement. [4]

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1.6 mm produit dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7 kg. C'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient  $L_A$ . Par contre l'essai Micro Deval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1.25 mm. On place une prise d'essai (500 g) dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur = 210 mm, longueur = 170 mm, épaisseur = 3 mm et de capacité = 5 L) avec un certain nombre de billes d'acier de 9.5 mm de diamètre. [4]

Le coefficient MDE (coefficient Micro–Deval) est donné par la relation suivante :

$$\text{MDE} = \frac{500-m}{500} \times 100 ; (\%) \text{ (Voir Annexe II) ;}$$

Où :

m : Masse totale des particules retenues sur les tamis dont les ouvertures sont 10 mm, 5 mm, 1.25 mm

La corrélation qui existe entre le DE (coefficient Deval) et M.D et donnée par l'expression :

$$\text{MDE} = \frac{\text{DE}}{80} \text{ (voir Tableau II.1)}$$

- **Essai de compression**

L'essai mécanique le plus courant est l'essai de résistance en compression uni axiale ( $R_c$ ). Celle-ci est mesurée sur éprouvette cylindrique, de diamètre [40 à 50] mm en général.

On fait croître l'effort axial fourni par la presse, avec une vitesse correspondant à environ 1200 MPa/s, jusqu'à la rupture de l'éprouvette. [1]

Si F est l'effort maximal et R le rayon de l'éprouvette, on a :

$$R_c = \frac{F}{\pi \times R^2}$$

La résistance en compression simple est une propriété assez dispersée ; on réalise en général cinq écrasement pour obtenir une valeur représentative.

Les résultats de ces essais sont résumés dans le tableau Ci-après :

**Tableau II. 1:** Les résultats des essais physico-mécaniques. [1]

Paramètre	Poids volumique (g/cm <sup>3</sup> )	Résistance à la compression (MPa/s)	Coefficient Los-Angeles (%)	Micro-Deval (%)
<b>MIN</b>	2.35	1100	20	12
<b>MOY</b>	2.5	1200	23.5	32.5
<b>MAX</b>	2.65	1300	27	53

### II.3.3. Analyse minéralogique

L'analyse par diffraction des rayons X réalisée sur l'échantillon consiste à déterminer la nature des constituants minéraux.

La composition minéralogique estimative a été évaluée sur la base des résultats chimiques et elle figure sur le tableau suivant :

**Tableau II. 2:** Les résultats d'analyses minéralogiques. [1]

Composition Minéralogique	
Minéral	Teneur (%)
Quartz	15
Feldspaths Potassique (Orthose)	20
Plagioclases (andésine)	40
Micas (Biotite)	9
Pyroxènes (augite)	8
Amphiboles (hornblende verte)	3
Minéraux accessoires Apatite, Zircon, Rutile, Tourmaline	1
Minéraux secondaire (calcite)	< 1

La roche est très altérée et chloritisée (la chloritisation a gagné la biotite et l'amphibole), du carbonate et de la montmorillonite se développent souvent au dépens des plagioclases.

### II.3.4. Analyse chimique par spectrométrie de fluorescence X

La spectrométrie de fluorescence X (XF ou XRF pour X-ray fluorescence) est une technique d'analyse élémentaire qui permet de: [1]

- Qualifier les éléments chimiques présents dans un échantillon. Après cette étape nous connaissons les éléments constituant l'échantillon.
- Quantifier les éléments présents.

Les résultats d'analyses chimiques d'échantillon Granodiorite de gisement de Si-Mustapha est résumé au tableau suivant :

**Tableau II. 3:** Les résultats d'analyse chimique par spectrométrie de fluorescence X : [1]

Elément Chimique	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	SO <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>	PF
Teneur(%)	63.29	16.58	4.05	4.54	2.29	0.01	3.61	3.11	0.15	0.45	1.91

Dans cette échantillon on remarque que le pourcentage le plus élevée par apport aux pourcentages des autres constituants est celle de SiO<sub>2</sub> et sa représente du minéral de quartz et un peu de calcite et de mica.

### Conclusion

Les résultats obtenus à partir des différents essais de laboratoire témoignent, que le gisement présente une teneur important de Dioxyde de silice (SiO<sub>2</sub>) et une faible teneur des éléments Alcalin (MgO, K<sub>2</sub>O, Na<sub>2</sub>O), on peut dire que la matière première du gisement rend dans une large proportion dans la construction des routes comme couche de base ou de roulement et comme ballaste de chemin de fer, ces agrégats ne peuvent pas être utilisé dans le béton de construction.

***Chapitre III : Ouverture du  
gisement***

## Chapitre III : Ouverture du gisement

### Introduction

Ce chapitre est consacré au choix du mode d'ouverture de gisement de Djebel Boukhanfer. Après avoir choisir le mode d'ouverture on passe à la réalisation des travaux qui consiste au premier temps le creusement des excavations minières appelées tranchées ou demi-tranchée, par la suite le développement des travaux à l'intérieur du périmètre minier.

Pour l'ouverture et l'exploitation du gisement de Si-Mustapha, nous avons divisé en deux parties (voir chapitre I), cette division a été faite suivant la morphologie du gisement, qui se représenté sous forme de deux collines.

La première colline est situé à l'Ouest du gisement sur une distance de 1 021 m à la station de concassage, tandis que la deuxième partie se située à l'Est.

Et vue l'importance de réserve exploitable de la première partie du gisement, nous avons juste élaboré le plan d'ouverture et d'exploitation de la partie I du gisement (Colline Ouest).

### III.1. Mode d'ouverture à ciel ouvert

Dans l'exploitation à ciel ouvert, le mode d'ouverture des gisements se fait par différents ouvrages parmi lesquels on distingue :

- L'ouverture par tranchée.
- L'ouverture par demi-tranchée.

Afin de permettre l'accès aux différents ouvrages et niveaux du gisement et assurer les liens de transport entre le niveau de travail et la station de concassage, l'accès au gisement au moyen d'une piste aménagée à cet effet.

En utilisant des pistes de roulage pour les engins miniers qui vont relier la tranchée avec la station de concassage. Pour l'ouverture de gisement par demi-tranchées on distingue les schémas d'ouvertures suivants: [5]

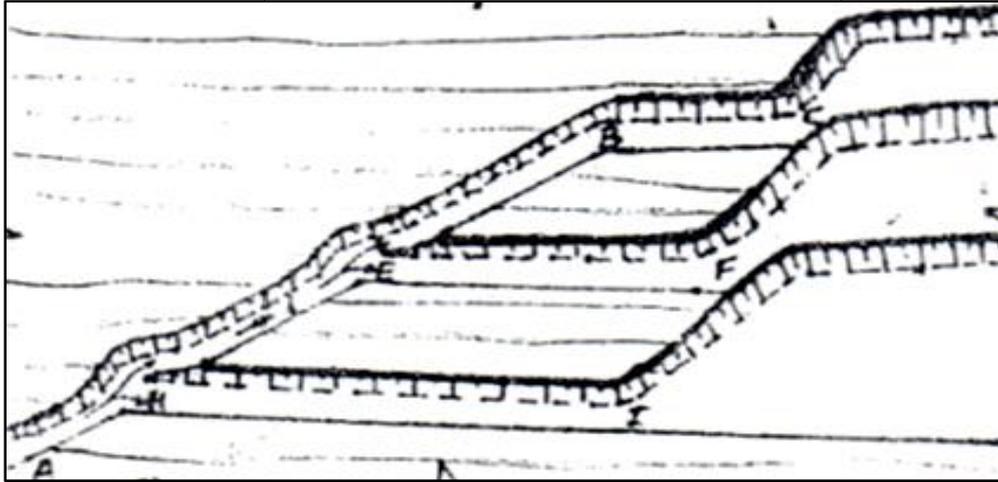


Figure III. 1 : Demi-tranchée d'accès à trace rectiligne. [16]

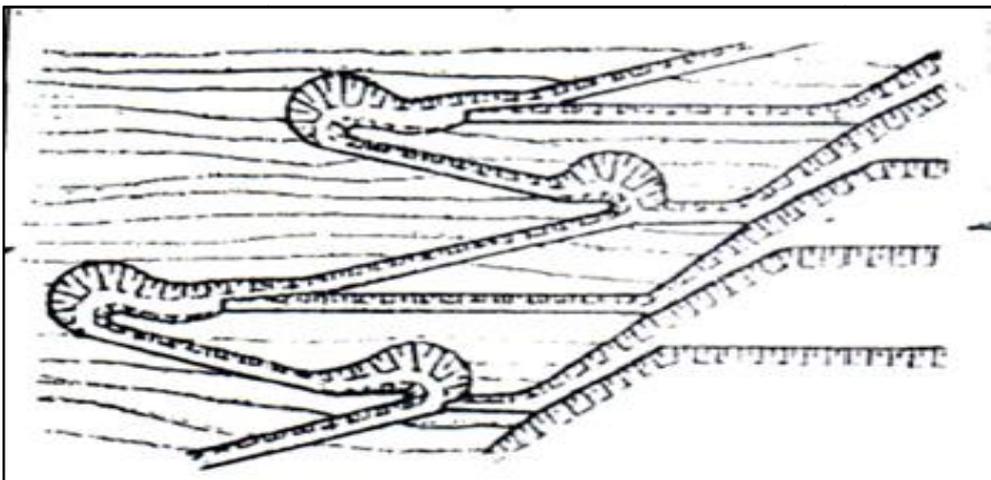


Figure III. 2 : Demi-tranchée d'accès extérieure commune à tracé en serpentine. [16]

### III.2.Choix de mode d'ouverture du gisement de Djebel Boukhanfer

Avant de réaliser l'ouverture, il est indispensable de connaître certains facteurs afin de mener à bien l'exploitation du gisement.

#### III.2.1. Facteurs de choix de mode d'ouverture

- **Facteurs topographie** : altitude, courbe de niveau, structure du gisement, (voir chapitre I)
- **Facteurs géologique** : nature du gisement, nature des stériles, (voir chapitre I)
- **Facteur technique** : capacité des engins miniers de chargement et de transport, la pente maximale de la demi-tranchée envisagée ne doit pas dépassée 12 %.

- **Facteurs miniers** : Ils peuvent se résumer dans les paramètres de la carrière projetée (dimension plan, profondeur finale, production annuelle,....).
- **Facteurs économiques** : Il correspond au délai d'entrée en production. Le délai d'ouverture influe considérablement sur le prix de revient du minerai extrait.

### III.2.2. Schéma d'ouverture de la carrière de Djebel Boukhanfer

D'après ces facteurs l'ouverture du gisement de Djebel Boukhanfer de Granodiorite se fait par demi-tranchée droite avec la présence d'un demi-cercle, le creusement de demi-tranchée d'accès (piste principale) de bas vers le haut à partir du niveau 350 m (même niveau avec la station de concassage) jusqu'au niveau 440 m avec six (6) gradins de hauteur de 15 m.

L'ouverture du niveau 350 m jusqu'à 290 se fait par demi-tranchée d'accès à tracé serpentine avec quatre (4) gradins de 15 m hauteur, le raccordement avec les plates-formes de travail est assuré par des tranchées de jonction (brétaille).

### III.2.3. Condition technico-minièrre de la carrière

#### III.2.3.1. Régime de fonctionnement

Le régime de travail arrêté pour l'ensemble des postes de la carrière est comme suit : [1]

- Nombre d'heures de travail par poste .....08 heure/poste (7 h effective)
- Nombre de postes par jour .....02 poste/jour
- Nombre de mois ouvrables par année.....12 mois/ans
- Nombre de jours ouvrables par an .....250 jour/ans
- Nombre de jours ouvrables par semaine.....05 jour/semaine

#### III.2.3.2. Capacité de production de la carrière

##### A) Production horaire

L'entreprise ENG dispose de deux stations de concassage de marque SANDVIK et DRAGO de même capacité de production théorique de 400 t/h. Mais pratiquement et selon le coefficient d'utilisation de concasseur, la production horaire est donnée par la formule suivante :

$$P_h = C_{th} \times N_{st} \times K_u; (t/h)$$

Où :

$N_{st}$  : Nombre de station de concassage ;

$C_{th}$  : Capacité théorique de production horaire (t/h) ;

$K_u$  : Coefficient d'utilisation intensive de concasseur (87%).

$$P_h = 400 \times 2 \times 0.87$$

$$\mathbf{P_h = 696 t/h}$$

### B) Production journalière

La production journalière est déterminée par la formule suivant :

$$P_j = P_h \times N_{h/post} \times N_{p/jour}; (t/j)$$

Où :

$N_{h/post}$  : Nombre des heures de travail par poste ;

$N_{p/jour}$  : Nombre des postes de travail par jour.

$$P_j = 696 \times 7 \times 2$$

$$\mathbf{P_j = 9\ 744 t/j}$$

### C) Production par poste

La production postière ( $P_p$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$\mathbf{P_p} = \frac{P_j}{N_{p/j}}; (t/p)$$

Où :

$N_{p/j}$  : Nombre du poste par jours, qui égale à 2 postes par jour

$$P_p = \frac{9744}{2}$$

$$\mathbf{P_p = 4\ 872 t/poste}$$

### D) Production annuelle

La production annuelle est déterminée par la formule suivante :

$$P_{an} = P_j \times N_{j/an}; (t/an)$$

Où :

$N_{j/an}$  : Nombre de jours ouvrables par an ;

$$P_{an} = 9744 \times 250$$

$$P_{an} = 2\,436\,000 \text{ t/an}$$

### E) Production mensuelle

La production mensuelle ( $p_m$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$P_m = \frac{P_{an}}{N_m} ; (\text{t/mois})$$

Où :

$N_m$  : Nombre des mois dans une année, qui est égal : 12 mois

$$P_m = \frac{2\,436\,000}{12}$$

$$P_m = 203\,000 \text{ t/mois}$$

### III.3. Travaux d'ouverture de la carrière de Djebel Boukhanfer

Les travaux d'ouverture d'une exploitation à ciel ouvert comprennent des travaux de découverte qui sont l'ensemble des processus de dégagement et du déplacement des roches stériles recouvrant la substance utile et les travaux d'accès au niveau supérieur du site par la construction de la piste principale (demi-tranchée d'accès), ensuite les travaux de découpage (travaux préparatoires) du gisement en différents horizons de travail à partir du sommet.

#### III.3.1 Travaux de découverte

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet, Le matériel à prévoir pour cette opération est constitué d'un bulldozer, d'une chargeuse frontale sur pneus ou une pelle hydraulique ainsi qu'un camion à benne basculante pour assurer l'évacuation des roches de découverte vers la zone de stockage.

La carrière de Djebel Boukhanfer « Si-Mustapha » se caractérise par un faible terrain de recouvrement dans la partie Sud et l'autre partie de gisement très faible recouvrement (terre végétation). Pour cela, les travaux de découverte concernent uniquement la partie sud du gisement.

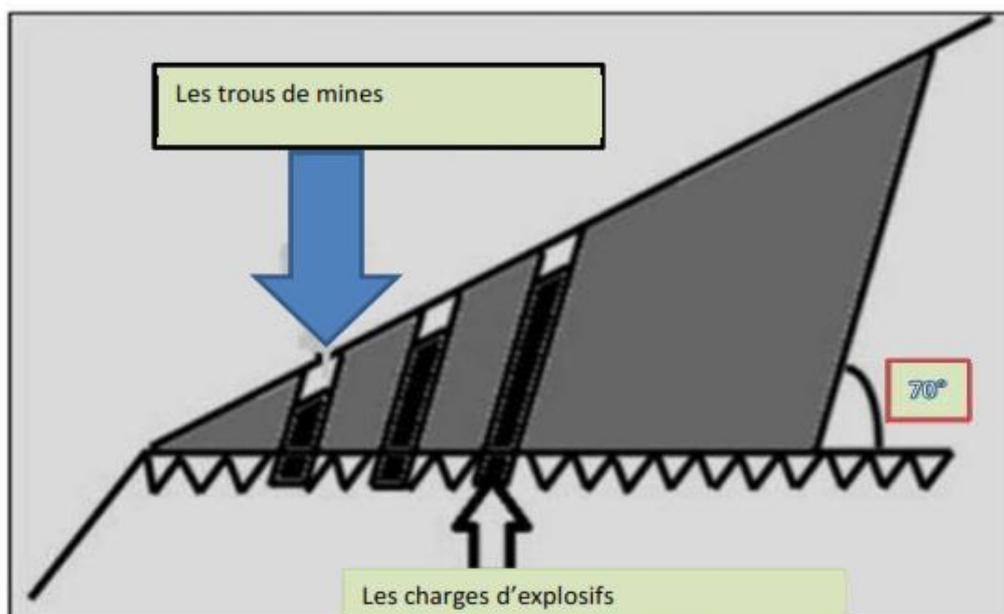


**Figure III. 3 :** Travaux de découverte de la partie Sud. (Photo Avril2017)

### III.3.2. Travaux de creusement de demi-tranchée d'accès

#### A. Première phase

Dans notre cas la roche est dure, les travaux de creusement se fait à l'explosif, dont la première phase est commencé par le forage des trous à l'aide de deux chariots de forage et ceci dans le but de réalisé une banquette qui sera utilisé par la sondeuse.



**Figure III. 4 :** Forage des trous de mines. [20]

### B. Deuxième phase

C'est l'utilisation d'un bulldozer comme moyen mécanique de culbutage des roches abattues par tir.

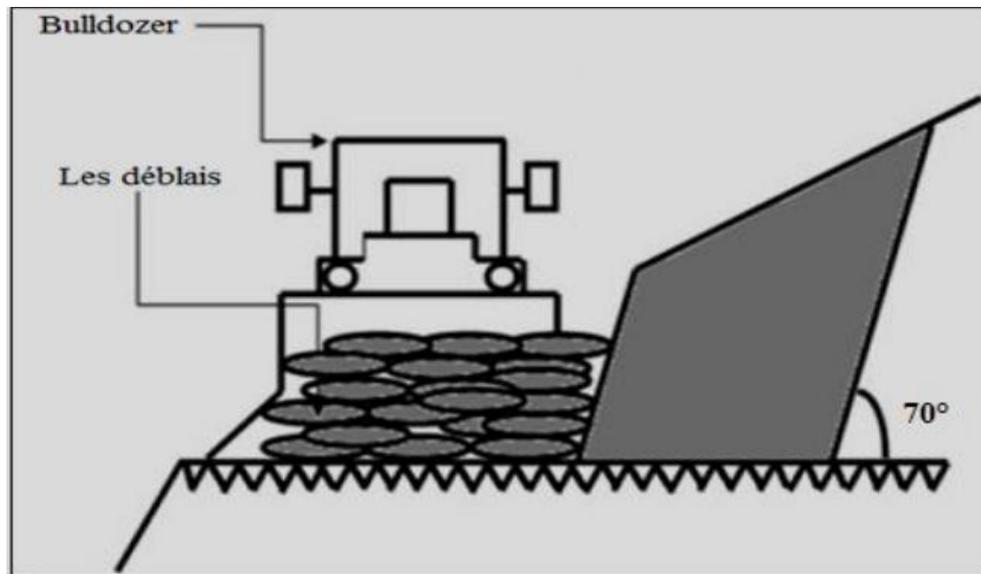


Figure III. 5 : Culbutage des roches abattues par tir. [20]

### C. Troisième phase

Consiste à l'élargissement de la banquette et cela à l'aide d'une sondeuse. Le forage des trous de mines s'effectuent horizontalement dans le sens choisit (dans le talus latéral de la demi-tranchée).

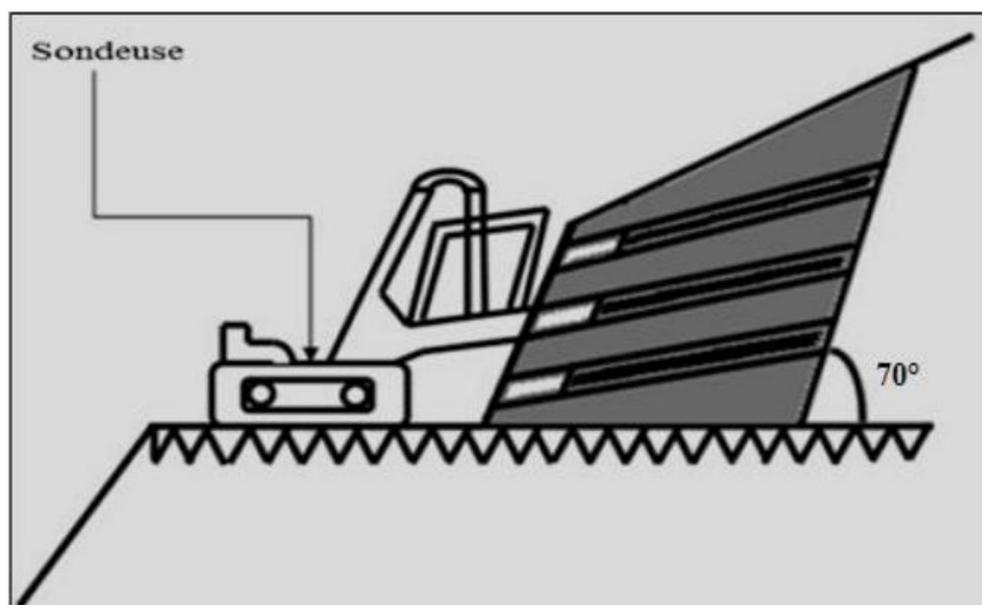


Figure III. 6 : L'élargissement de la banquette. [20]

#### D. Quatrième phase

Aménagement et nivellement de la voie de transport obtenue et dégager le tas de roche abattue par un bulldozer.

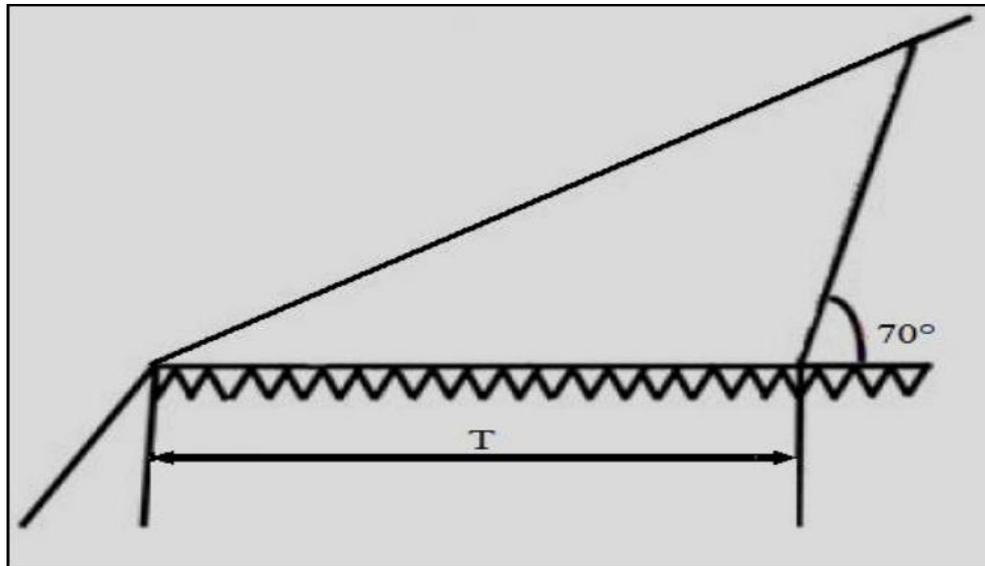


Figure III. 7 : Dégagement de voie de transport (BULDOZER). [20]

#### III.3.3. Piste principale

##### III.3.3.1. Traçage de la piste

La nécessité d'ouvrir une piste d'accès au niveau 350 m, c'est pour augmenter le rendement des engins de transport et minimiser les frais de transport, qui présente dans l'exploitation à ciel ouvert. La piste principale a été planifiée en tenant compte de :

- La topographie du relief accidentée surtout dans la partie supérieure ;
- Des dimensions techniques des engins de transport ;
- La production et la durée de vie de la carrière.

##### III.3.3.2. Caractéristique des pistes dans la carrière

L'efficacité du travail du transport par camion en carrière dans une grande mesure se détermine par l'état des pistes. D'après les conditions de l'exploitation, les pistes des carrières se devisent stationnaires et provisoires: [7]

- Les pistes stationnaires ou principales : construites dans les tranchées inclinées, pour une longue durée ont, habituellement un revêtement routier et une circulation à double voies ;

- Les pistes provisoires (secondaire): construites sur les gradins et les terrils, se déplacent au fur et à mesure de l'avancement du front des travaux miniers et elles ne sont pas revêtues.

#### III.3.3.4. Itinéraire de la piste

Suivant le relief du gisement, cette piste sera tracée à l'intérieur du gisement, dans le contour exploitable où elle disparaîtra avec les gradins au fur et à mesure de l'exploitation.

Le départ de la piste principale se fait au point de plate-forme au niveau 425 m, au niveau 350 m ; dans une région présentant un relief pente. La piste principale présente deux virages avec une distance de 1.2 km jusqu'à la station de concassage, tout en respectant la pente limite.

Cette piste sera tracée depuis le carreau de la station de concassage jusqu'au niveau d'ouverture 350 m, ensuite la piste suivra la courbe jusqu'au 425 m pour atteindre le sommet du gisement ou se faire la construction d'une plate-forme de travail qui est une préparation pour le début de l'exploitation.



**Figure III. 8 :** Demi-tranchée d'accès niveau 350 m. (Photo carrière de Djebel Boukhanfer, Mai 2017)

### III.4. Etapes de construction de la carrière de Djebel Boukhanfer

La construction de la carrière de Djebel Boukhanfer, comprend les travaux de d'ouverture qui sont assurés par le creusement des demi-tranchées d'accès jusqu'à niveau d'ouverture (425 m), ainsi que les travaux préparatoires, ces derniers consiste à préparer les gradins à l'exploitation (gradins de production) et celui-ci est assuré par l'élargissement des tranchées de découpage à partir du sommet ;

Ces travaux (ouverture et préparatoire) doivent être réalisés suivant un ordre bien déterminé, les étapes de construction de cette carrière sont les suivants :

1. Creusement de la demi-tranchée d'accès jusqu'à au sommet (niveau 425 m).
2. Découpage du gisement en différents horizons de travail à partir du sommet par des demi-tranchées de découpage, qui passent sur le long des courbes de niveaux suivants (425 , 410 , 395, 380, 365 et 350 m) et en parallèle l'élargissement ces tranchées a partir de sommet pour avoir des plate-forme de travail toute en respectant les règles de l'art minier dont le sens de développement des travaux se fera de haut vers le bas, et le gradin supérieur est exploité avec un avancement par rapport à la couche inférieure.

### III.5. Paramètre de la demi-tranchée d'accès

#### III.5.1. Largeur de la demi-tranchée d'accès

La largeur de la chaussée des routes dépend des galeries de moyens de transport, de la vitesse de circulation, du nombre de voies de circulation.

Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes pour :

➤ *Circulation à une seule voie :*

$$B = a + 2 C$$

Où :

B : Largeur de la piste ;

a : Largeur de la benne de camion (4.63 m) ;

C : Largeur de la bande de sécurité (0.4 - 1.0).

$$C = 0.5 + 0.005 \times V$$

Où :

V : Vitesse de circulation des camions ; (V = 20 km/h).

$$C = 0.5 + 0.005 \times 20$$

$$C = 0.6$$

Donc, la largeur de la piste pour une seule voie égale :

$$B = 4.63 + 2 \times 0.6$$

$$B = 5.83 \text{ m}$$

➤ *Circulation à double voie :*

$$B = 2(a + C) + X + r$$

Où :

B : Largeur de la piste ;

a : Largeur de la benne de camion (4.63 m) ;

C : Largeur de la bande de sécurité (0.6) ;

X : Distance entre les bennes des camions ( $X = 2 \times c = 1.20 \text{ m}$ ) ;

r : Largeur de la rigole d'évacuation d'eau ( $r = 0.4 \text{ m}$ ).

$$B = 2(4.63 + 0.6) + 1.20 + 0.4$$

Donc, la largeur de la piste à double voie égale :

$$B = 12.06 \text{ m}$$

### III.5.2. Longueur de la demi-tranchée d'accès

La piste principale possède une longueur totale de 1 224 m (déterminée avec AutoCAD). A partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'à la plate-forme de travail (limite supérieure) au niveau 425 m. La pente et la distance de chaque tronçon est donnée dans le tableau III.1 suivant :

**Tableau III. 1 :** Longueur de la demi-tranchée d'accès calculé par Auto CAD.

Tronçon	La pente (%)	Distance (m)
AB	10	162.23
BC	10	162.79
CD	8	126.73
DE	< 3	89.51
EF	5	59.99
FG	5	104.79
GH	5	109.10
HI	10	89.20
IJ	12	161.10
JK	5	83.96
KL	8	74.73
<b>TOTAL</b>	-	<b>1 224.10</b>

### III.5.3. Angle du talus de la demi-tranchée d'accès

L'angle des talus de la demi-tranchée d'accès dépend des propriétés mécano-physiques des roches et de la profondeur de celle-ci. Les valeurs approximatives sont données dans le tableau suivant :

**Tableau III. 2 :** Angles du talus de la demi-tranchée en fonction de la dureté suivant Protodiaconov

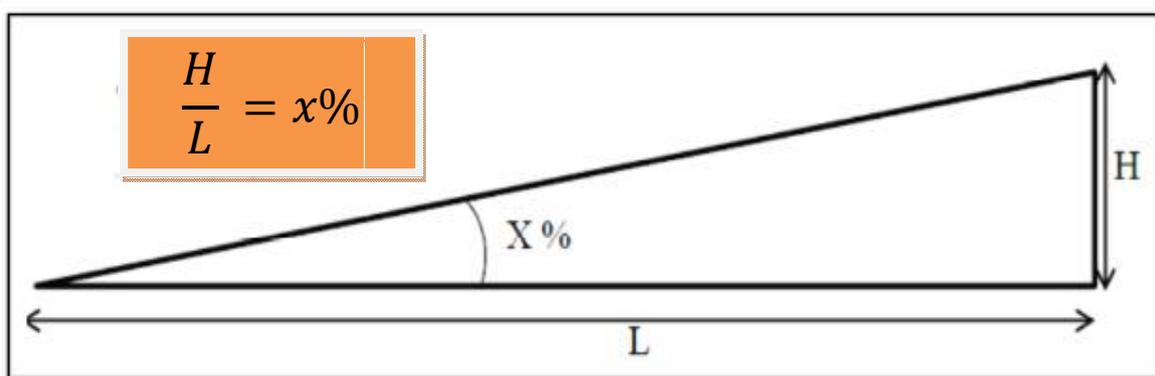
Type de tranchées	Angle des talus de tranchées			
	Dureté des roches			
	[2-4]	[5-9]	[10-14]	[15-20]
Accès	60°	65°	70°	80°
Découpage	60°	70°	75°	85°

La dureté du Granodiorite vaut 12, alors on prend l'angle des talus de demi-tranchée d'accès égal à 70° et de découpage égal à 75°.

### III.5.4. Inclinaison longitudinale de la demi-tranchée d'accès

L'inclinaison de la tranchée d'accès dépend essentiellement du moyen de transport utilisé et la morphologie du gisement. Elle ne doit pas dépasser 12 %, on a prît l'inclinaison longitudinale des tranchées varié de [5 à 10] %.

Dans les virages afin d'éviter que les engins miniers et de transport ne affleurent pas de la piste, on envisage un léger divers qui doit être inférieure à 3 %, Les rayons de virage doivent être au minimum égaux au rayon de braquage des camions est de 21 m (données techniques du TEREX TR60). Ainsi donc, le rayon minimum de virage égale à 21 m.



**Figure III. 9 :** Pente de la demi-tranchée.

### III.5.5. Nombre des gradins dans la carrière

Elle donnée par la formule suivant :

$$N_g = \frac{H_f - H_i}{H_g}$$

Où:

$H_f$ : Niveau supérieure de la carrière (m) ;

$H_i$ : Niveau inférieure de la carrière (m) ;

$H_g$ : Hauteur de gradin.

$$N_g = \frac{440 - 290}{15}$$

$N_g = 10 \text{ gradin}$
---------------------------

### Conclusion

L'ouverture du gisement Boukhanfer est assurée par une demi-tranchée d'accès qui servent à l'accès au gisement, et assurant le transport des charges, la longueur de celle-ci est 1 224 m.

Cette piste principale a été planifiée en tenant compte, la topographie du gisement, les périmètres des carrières voisines et les dimensions techniques des engins de transport.

***Chapitre IV : Travaux  
d'abattage***

## Chapitre IV : Travaux d'abattage

### Introduction

Le principal objectif des tirs de mine dans l'activité minière est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Le degré de fragmentation de la roche joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le cout global de production.

Ce chapitre present les travaux d'abattage a l'explosif qui consiste à déterminer la quantité de la rochre à abattre, le type d'explosif et la quantité d'explosif nécessaire.

### IV.1. Explosifs

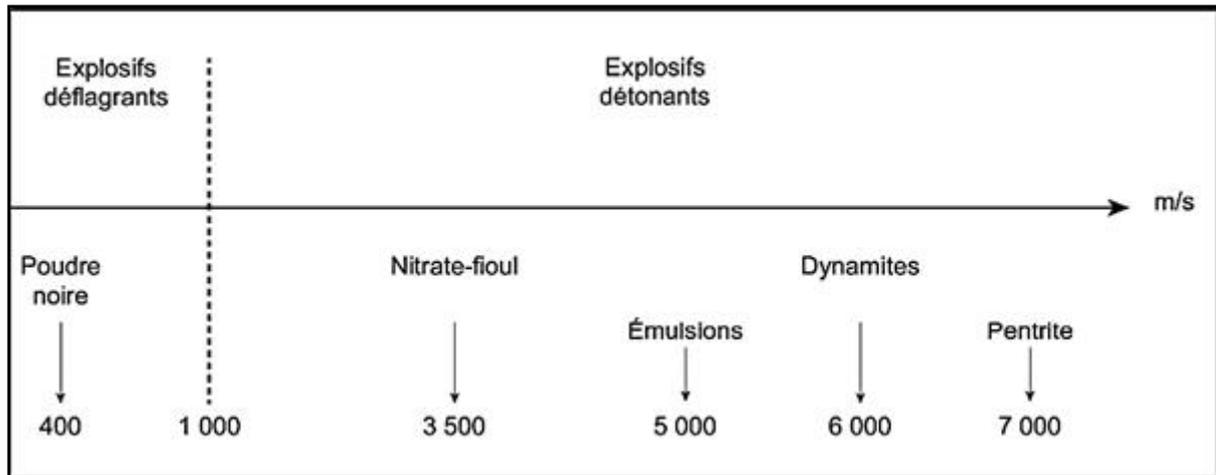
On appelle explosif une combinaison chimique ou un mélange mécanique qui, sous l'action d'une impulsion extérieure (réchauffement, étincelles, chocs), est apte à exploser, c'est-à-dire pouvant se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de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

On appelle explosion 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). [18]

#### IV.1.1. Catégories des explosifs

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

- **Explosifs déflasant** : 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 comprise entre 10 et 400 m/s.
- **Explosifs détonant** : 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. [19]



**Figure IV. 1:** Schéma représentatifs des catégories d'explosives suivant la vitesse de détonation. [17]

#### IV.1.2 Explosifs utilisées dans les carrières algériennes

Tous explosifs commercialisés en Algérie sont des produits d'ONEX, ou elle produit une gamme variée de différentes propriétés. (Voir l'annexe I)

##### IV.1.2.1. Explosifs gélatineux

De consistance gélatineuse contenant beaucoup d'huile explosive, ils ne sont pas sensibles à l'eau et conviennent pour les travaux d'abattages des roches dures telles que le calcaire cristallin, les grès durs et les granites. Parmi lesquels on distingue :

- Géonit ;
- Gelanit I ;
- Gelanit II.

##### IV.1.2.2. Explosifs pulvérulent

De consistance poudreuse ne contenant pas ou très peu d'huile explosive, ils sont hygroscopiques. Ils sont recommandés pour les roches tendres à mi-dures. On distingue :

- Marmanit I ;
- Marmanit II ;
- Marmanit III .

**IV.1.2.3 Nitrates-Fuel (ANFOMIL)**

Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des travaux à ciel ouvert. On le retrouve généralement en vrac dans des sacs 25 kg. .

**IV.1.2. Exploseur**

Les exploseurs sont des générateurs de courant continu qui donnent pendant un temps très court une tension et une intensité suffisante pour faire détoner un nombre d'amorce déterminé. La puissance des exploseurs est indiquée sur une plaquette fixée sur l'appareil.

**IV.1.3. Les accessoires de tir****IV.1.3.1. Détonateurs**

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 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. [16]

Les détonateurs sont classés selon leur temps de réaction à l'impulsion électrique en :

1. Détonateurs électriques instantanés D.E.I ;
2. Détonateurs électriques à retard D.E.R ;
3. Détonateurs électriques Micro-Retard DMR.

Pour notre plan de tir on utilise le détonateur Micro-retard (DMR) pour les avantages décrits ci-dessous :

- Une diminution de la vibration du sol ;
- Une diminution du bruit ;
- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation des constructions.



**Figure IV. 2 :** Détonateurs électriques Micro-Retard DMR.

(Photo carrière de Si-Mustapha, Mai 2017)

#### IV.1.3.2. Cordeau détonant

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans un textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage. Dans notre plan de tir, on choisit le cordeau détonant de type : On accord 1, qui est disponible à l'ONEX, ses caractéristiques sont :

- Nature : cordeau détonant 12 gr ;
- Couleur : rouge ;
- Etanchéité à l'eau : très bonne ;
- Vitesse de détonation : 6500 m/s.



**Figure IV. 3 :** cordeau détonant.

### IV.1.3.3. Fil de tir

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm<sup>2</sup>. Sa résistance pour 100 m est de 6.1 Ω ; il est utilisé pour les circuits de tir électriques.

### IV.1.4. Amorçage

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

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. [21]

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.

#### IV.1.4.1. Système d'amorçage

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes : [22]

- L'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement ;
- L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats ;
- Les fils et les cordons ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes ;
- L'amorçage doit être l'épreuve de l'eau si nécessaire ;
- L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

#### IV.1.4.2. Type d'amorçage

La détonation est propagée du haut vers le bas ou inversement par le cordeau détonant. Le cordeau doit être amorcé par un détonateur ou un autre cordeau détonant placé en surface. La mise à feu de l'explosif peut s'effectuer par : [22]

##### IV.1.4.2.1. Amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par un cordeau détonant, qui est placé tout le long du trou pour assurer l'amorçage de l'explosif, la carrière de Si-Mustapha utilise ce type à des raisons d'éviter la complexité de connexion et la détérioration des fils.

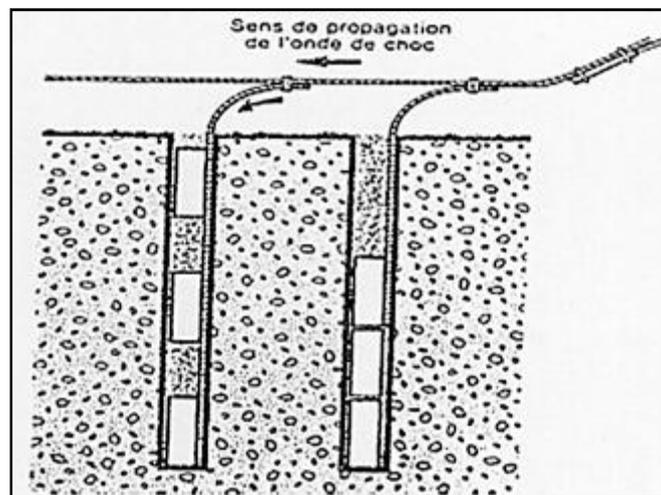


Figure IV. 4 : Amorçage latéral. [20]

##### IV.1.4.2.2. Amorçage ponctuel

L'amorçage ponctuel est réalisé au moyen d'un détonateur mis à feu par un fil électrique, la détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif, le détonateur peut être trouvé en zone intermédiaire appelé l'amorçage ponctuel antérieur, ou en pied de la colonne d'explosif appelé l'amorçage ponctuel postérieur, ce dernier est plus intéressant et plus avantageux que l'autre.

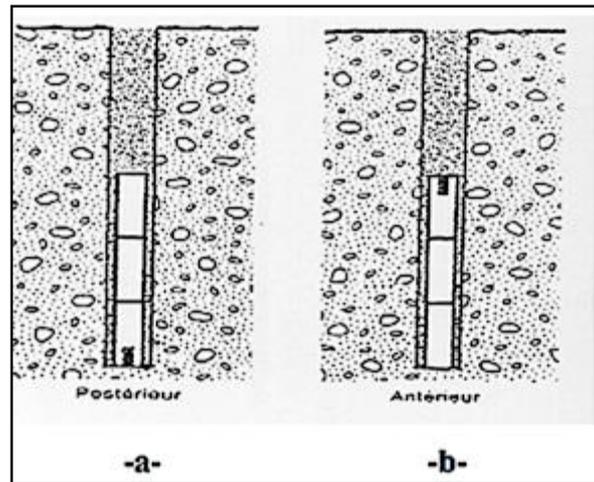


Figure IV. 5 : Amorçage ponctuel (a- postérieur, b- antérieur). [20]

#### IV.1.4.3. L'efficacité du type d'amorçage [20]

L'onde de choc se propage perpendiculairement à l'axe du trou de mine. La distance de parcours de l'onde dans l'explosif est faible, aussi le plus souvent, la détonation n'atteint-elle pas son régime stable. Cette diminution du rendement de l'explosif est confirmée par les mesures.

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

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

On peut donc attendre de l'amorçage latéral :

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

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

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

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

- Bons déplacement du pied ;
- Bonne fragmentation générale et dans la zone de bourrage ;
- Diminution des projections ;
- Protection du massif sous-jacent.

#### **IV.2. Conception du plan de tir**

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de :

- Définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts ;
- Caractériser le massif (la résistance de la roche et la fracturation) ;
- Connaitre la disponibilité des matériels en amont du tir pour la foration, ainsi qu'à en aval, (chargement, transport et l'ouverture du concasseur primaire) ;
- Connaitre les caractéristiques principales des explosifs disponibles (énergie, résistance à l'eau,...) ;
- Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussière).

#### **IV.3. Paramètre d'un plan de tir**

Afin d'avoir une bonne fragmentation de la roche, on doit concevoir un plan de tir pour éviter un excès de hors gabarit et donner aux fronts une pente adéquate pour une bonne stabilité du talus. Ceci en sécurisant l'opération de chargement et donner une meilleure cadence de l'exploitation pour assurer l'alimentation de la station primaire en quantité suffisante de matière utile.

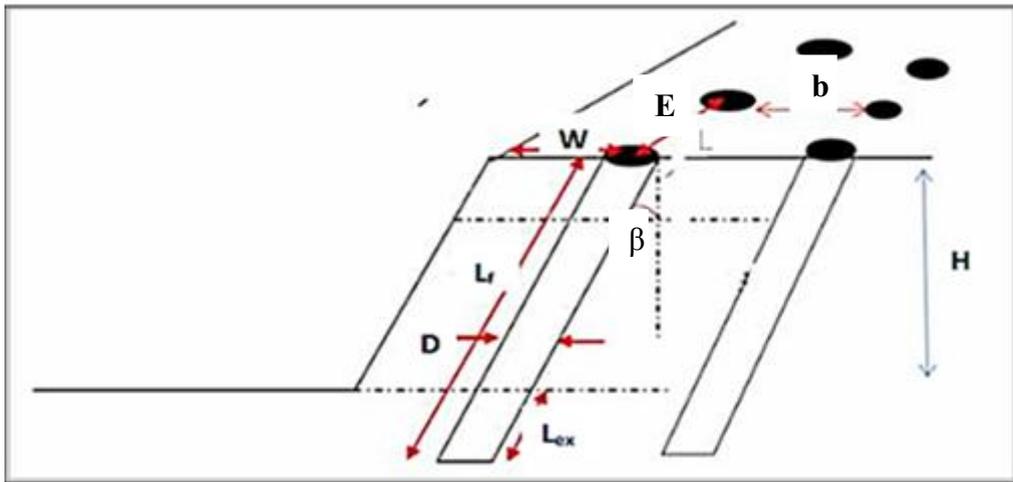


Figure IV. 6 : Paramètres géométriques d'un plan de tir.

Où :

- H : Hauteur du gradin ;
- $L_f$  : Longueur de foration ;
- $L_{ex}$  : Excès de forage ;
- $\beta$  : Inclinaison du trou foré ;
- W : Ligne de moindre résistance ;
- b : Distance entre deux rangés ;
- E : Distance entre deux trous dans la même rangée ;
- D : Diamètre du trou.

La réalisation d'un schéma de tir doit donc nécessairement assurer certaines exigences qui sont composées de deux paramètres :

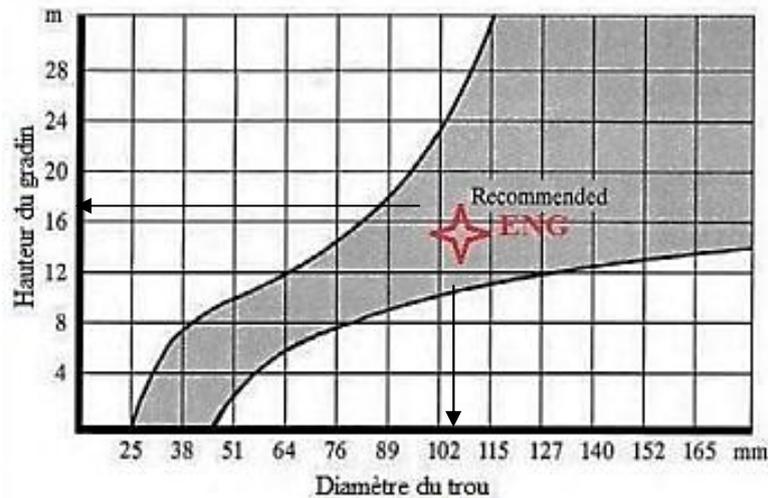
- Paramètres géométriques ;
- Paramètres énergétiques.

Les paramètres d'un plan de tir, dans notre cas sont calculés par la méthode de LANGEFORS.

### IV.3.1. Diamètre des trous

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant. L'implication du matériel est aussi en rapport avec le type de matériau défini par sa dureté et sa fracturation interne.



**Figure IV. 7** : Relation entre la hauteur de gradin et le diamètre du trou. [34]

La figure ci-dessus, montre la relation existant entre le diamètre du trou et la hauteur du gradin. Pour une hauteur de [4 à 6] m, il est recommandé de prendre un diamètre de 64, et de l'ordre de 105 mm pour les gradins de [10 à 16] m.

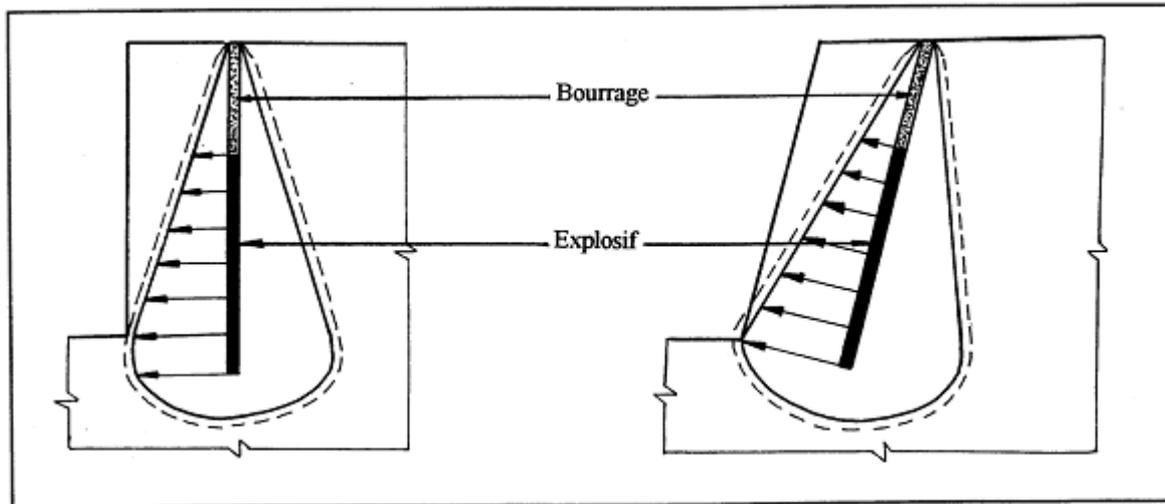
Dans notre cas, le diamètre des trous adopté pour la foration est de l'ordre de 105 mm.

### IV.3.2. Inclinasion du trou de mine

L'exécution du gradin ne se fait plus suivant la pente d'attaque verticale traditionnelle, mais suivant des surface inclinées de [10 à 20]° par rapport à la verticale. On aboutit grace à cette manière de foration des trous, aux avantages suivants :

1. La fragmentation de la roche est meilleur;
2. Les trous peuvent être plus espacés et plus écartés ;
3. L'inconvénient du recordement se trouve éliminé ;
4. La consommation d'explosif est moindre .

Le sens de foration des trous pour notre cas est orienté suivant l'inclinasion des talus, on prend l'inclinasion de 10° par rapport à vertical.



**Figure IV. 8 :** Effet de l'inclinaison des trous d'un gradin sur la fragmentation. [21]

### IV.3.3. Ligne de moindre résistance (Banquette maximale)

La banquette ou la ligne de moindre résistance est la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Elle est déterminée par la formule suivante: [35]

$$W_{\max} = \frac{d}{33} \times \sqrt{\frac{P \times s}{\bar{C} \times f \times (E/B)}}$$

Avec :

d: Diamètre du trou (mm) ;

P : Densité de chargement, peut calculer par la formule suivante :

$$P = d \times \left(\frac{D_c}{D_t}\right)^2$$

Où :

d: Densité de l'explosif ( $d = 1.5 \text{ kg/m}^3$ );

$D_c$  : Diamètre de la cartouche de l'explosif (GELANIT II),  $D_c = 80 \text{ mm}$  ;

$D_t$  : Diamètre de trou  $D_t = 105 \text{ mm}$ .

AN :

$$P = 1.5 \times \left(\frac{80}{105}\right)^2$$

$$P = 0.87 \text{ kg/m}^3$$

Ss : coefficient relatif à l'explosif (puissance RWS sur mortier balistique (%), il est de l'ordre de 82% pour le GELANIT II) ;

C: valeur de la constante de roche en fonction de la nature de la roche (pour notre cas  $C = 0.45 \text{ kg/m}^3$ ).

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

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

AN :

$$\check{C} = 0.45 + 0.05$$

$$\check{C} = 0.5 \text{ kg/m}^3$$

**Tableau IV. 1** : Valeurs du facteur de contrainte f, en fonction de l'inclinaison des trous. [24]

L'inclinaison $\beta$ (°)	0	10	20	30
f	1	0.95	0.90	0.85

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

Pour la valeur de f qui dépend de l'inclinaison (pour notre cas  $\beta = 10^\circ$  par rapport à la vertical,  $f = 0.95$ ).

E/B : Rapport de la maille, dépend essentiellement des objectifs poursuivis :

- Pour une bonne fragmentation, le rapport doit être aussi possible, entre 1.2 et 1.5 ;
- Pour un bon profil de front, le rapport est souvent voisin de 1 ;
- Pour la production d'embrochement, il est recommandé de le réduire à une valeur inférieure à 1.

On prend :  $E/B = 1.25$

$\rho$  : Masse volumique de la charge explosif du pied (GELANIT II,  $\rho = 1.5 \text{ kg/m}^3$ ).

Donc la valeur de la banquette maximale est :

$$W_{\max} = \frac{1.05}{33} \times \sqrt{\frac{0.87 \times 0.82}{0.5 \times 0.95 \times 1.25}}$$

$$W_{\max} = 3.5 \text{ m}$$

#### IV.3.4. Correction du fait de la déviation des trous de mines

LANGEFORS considère que la banquette à prendre en compte est : [23]

$$W = W_{\max} - (0.05 + 0.03 \times H_g)$$

$$W = 3.5 - (0.05 + 0.03 \times 15)$$

$$\mathbf{W = 3 \text{ m}}$$

#### IV.3.5. Espacement

L'espacement E séparant les trous d'une même rangée, est défini à partir de la valeur W.

L'espacement pratique des trous (E) est: [23]

- Pour une fine fragmentation :  $E = (1.2 \text{ à } 1.5) \times W$  ;
- Pour une fragmentation moyenne :  $E = (1 \text{ à } 1.2) \times W$  ;
- Pour la production d'embrochements :  $E = W$ .

LANGEFORS conseille de :

$$E = 1.25 \times W$$

AN :

$$E = 1.25 \times 3$$

$$\mathbf{E = 3.75 \text{ m}}$$

#### IV.3.6. Distance entre les rangées

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin, on peut calculer par la formule suivante :

$$b = \frac{W}{\cos \beta}$$

Où:

W : La ligne la moindre résistance ;

$\beta$  : l'inclinaison du trou de mine.

AN :

$$b = \frac{3}{\cos 10}$$

$$\mathbf{b = 3.04 \text{ m}}$$

### IV.3.7. Excès de forage (sous-forage)

La sous-foration sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement. La longueur de sous-foration est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_{\text{ex}} = 0.3 \times W_{\text{max}}$$

$$L_{\text{ex}} = 0.3 \times 3.5$$

$L_{\text{ex}} = 1.05 \text{ m}$
----------------------------------

### IV.3.8. Longueur de foration

La longueur de foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage à garantir une déviation faible. Elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison des trous qui favorise le dégagement du pied et diminue les effets arrière. Cette longueur est déterminée par la formule suivante: [23]

$$L_f = \frac{H_g}{\cos \beta} + (0.3 \times W_{\text{max}})$$

Où :

$H_g$  : Hauteur du gradin (m) ;

$\beta$  : Inclinaison du trou par rapport à la verticale ( $10^\circ$ ) ;

$W_{\text{max}}$  : La banquette maximale (m).

AN :

$$L_f = \frac{15}{\cos(10)} + (0.3 \times 3.5)$$

$L_f = 16.28 \text{ m}$
-------------------------

### IV.3.9. Nombre de rangées

Lorsqu'il est fait recours, pour les besoins de production, au tir à plusieurs rangées, l'emploi du tir aux microretards est indispensable pour mieux contrôler: [25]

- La fragmentation des blocs ;
- Les variations de projection ;
- Les vibrations du sol ;
- Les dégâts sur la roche en place ;

- Le nombre de rangées est déterminé par :
- Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail) ;
  - La réserve nécessaire des roches abattues ;
  - La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Le tir s'effectuera sur 2 rangées de trous.

#### IV.3.10. Répartition de la charge

L'explosif est réparti dans le trou sous forme de deux charges :

- La charge du pied ;
- La charge de colonne.

##### IV.3.10.1. Hauteur de la charge du pied

La zone qui assure le cisaillement de la partie basse et son déplacement. La charge de pied est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied, elle détermine par la formule suivante:[27]

$$L_p = 1.3 \times W$$

$$L_p = 1.3 \times 3$$

<b><math>L_p = 3.9 \text{ m}</math></b>
---

##### IV.3.10.2. charge linéaire du pied

Elle est donnée par la relation suivant:[26]

$$C_p = \left[ 0.88 \times \frac{f}{s} \times \left( \frac{0.07}{W} + C + (0.004 \times W) \right) \right] \times W^2$$

AN:

$$C_p = 0.88 \times \frac{0.95}{0.82} \times \left[ \frac{0.07}{3} + 0.45 + (0.004 \times 3) \right] \times 3^2$$

<b><math>C_p = 4.45 \text{ kg/m}</math></b>
---

#### IV.3.10.3. Quantité d'explosif au pied du gradin

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne, certains auteurs considèrent que la moitié de la charge doit être dans le 1/3 de la longueur du trou (au fond du trou). Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied. [28]

$$Q_p = L_p \times C_p$$

$$Q_p = 3.9 \times 4.45$$

$$Q_p = 17.35 \text{ kg}$$

#### IV.3.10.4. Hauteur du bourrage

La hauteur de bourrage est égale en général à la banquette pratique pour les tirs de surface, le bourrage devrait se composer du sable ou du gravier avec une dimension particulière de 4 à 9 mm La recherche a prouvé que cette taille donne le meilleur emprisonnement des gaz d'explosif. Si  $H_b < B$ , le risque de projection des roches augmente, mais la quantité de rochers diminue. D'autre part, si  $H_b > B$ , elle donnera plus de rochers mais la projection des roches sera moins. [27]

Selon LANGEFORS :  $H_b = (0.5 \text{ à } 1) \times W$

$$H_b = W$$

$$H_b = 3 \text{ m}$$

#### IV.3.10.5. Hauteur de la charge de colonne

La hauteur de la charge de colonne est déterminée par la formule suivant : [26]

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

$$L_c = 16.28 - (1.3 \times 3) - 3$$

$$L_c = 9.38 \text{ m}$$

#### IV.3.10.6. Charge linéaire de colonne

La charge explosive de colonne a pour but d'abattre la partie de la roche au-dessous de la charge de fond. La charge de colonne, dont l'énergie volumique est selon LANGEFORS, environ 2.5 fois plus faible que celle de la charge de pied. [26]

$$C_c = \frac{C_p}{2}$$

$$C_c = \frac{4.45}{2}$$

$$C_c = 2.22 \text{ kg/m}$$

#### IV.3.10.7. Quantité d'explosif en colonne

Elle calculée par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c$$

$$Q_c = 9.389 \times 2.22$$

$$Q_c = 20.87 \text{ Kg}$$

#### IV.3.10.8. Quantité de charge d'explosifs dans un trou

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne. Elle est déterminées par la formule suivant :

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

$$Q_{\text{tot}} = 17.35 + 20.87$$

$$Q_{\text{tot}} = 38.22 \text{ Kg/trou}$$

#### IV.3.10.9. Volume de roche abattu par un trou

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

$$V_{\text{tr}} = W \times E \times \frac{H_g}{\cos \beta}$$

Où :

W : La banquette pratique (m) ;

E : Espacement entre deux trou d'une même rangée (m) ;

H<sub>g</sub> : Hauteur du gradin (m) ;

β : L'inclinaison du trou par rapport à la verticale (°).

$$V_{\text{tr}} = 3 \times 3.75 \times \frac{15}{\cos 10}$$

$$V_{\text{tr}} = 171.35 \text{ m}^3$$

Donc la quantité de la roche abattu par tonne sera égale à :

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

$\rho$  : la masse volumique du bloc ( $m^3$ ).

AN :

$$Q_{tr} = 171.35 \times 2.5$$

<b><math>Q_{tr} = 428.38 \text{ t}</math></b>
---

#### IV.3.11. Consommation spécifique d'explosif

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de  $1 \text{ m}^3$  de roche.

Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation. [28]

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{tot}}{V_{tr}} ; (\text{kg}/\text{m}^3)$$

Où:

$Q_{tot}$ : La quantité totale d'explosif dans un trou ;

$V_{tr}$ ; volume de la roche à abattre par un trou.

$$q_s = \frac{38.22}{171.35}$$

<b><math>q_s = 0.22 \text{ kg}/\text{m}^3</math></b>
--

#### IV.3.12. Nombre de trous forés pour un tir

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

- La production hebdomadaire ( $P_{he}$ ) ;
- Volume de la roche abattu par trou ( $V_{tr}$ ) ;

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

$$N_{tr} = \frac{p_j \times 5}{Q_{tr}}$$

$$N_{tr} = \frac{9744 \times 5}{428.38}$$

$$N_{tr} = 114 \text{ trous/tir}$$

#### IV.3.13. Quantité totale d'explosif utilisé

Il est déterminé par la formule suivante :

$$Q_{vo} = N_{tr} \times Q_{tot} ; (\text{kg})$$

$$Q_{tr} = 114 \times 38.22$$

$$Q_{tr} = 4\,357.08 \text{ kg}$$

#### IV.3.14. Volume de roche abattu par tir

Il est donné par la relation suivante :

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

$$V_{tir} = 114 \times 428.38$$

$$V_{tir} = 48\,835.32 \text{ t/tir}$$

### Conclusion

L'abattage à l'explosif est l'un des principaux procédés de processus technologique minier, il consiste à bien déterminer les paramètres de tir.

D'après ces calculs on a proposé, les travaux d'abattage dans cette partie comme suite : d'extraire une quantité de 48835.32 t/tir avec la foration de 114 trous, avec l'utilisation deux types d'explosifs à cet effet qui sont (GELANITE II, INFOMIL) ce qui traduit une quantité totale de 4 357.08 kg d'explosif par tir.

*Chapitre V : Travaux  
d'exploitation et  
dimensionnement du matériel*

## Chapitre V : Travaux d'exploitation et dimensionnement du matériel

### Introduction

Afin d'exploiter le maximum possible de la roche Granodiorite réserver dans le périmètre de la carrière, nous présentons dans ce chapitre les phases d'exploitation, et le dimensionnement du matériels utilisés dans les différentes opérations d'abattage, chargement et de transport et en fin de chapitre nous estimons la quantité et la durée de vie de la roche à extraire pour chaque niveau.

### V.1. Généralité

L'élaboration du projet d'exploitation du gisement doit prendre en compte les exigences fondamentales de la carrière, à savoir :

- La mise en exploitation rapide ;
- La rentabilité et la sécurité optimale.

Ainsi l'élaboration du projet nécessite la détermination du : [28]

- Le contour du champ et des paramètres de la carrière ;
- Le sens de progression des travaux minière ;
- La méthode d'exploitation utilisée ;
- Le planning d'exploitation ;
- La production annuelle de la carrière.

### V.2. Méthodes d'exploitation à ciel ouvert

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

#### A. La morphologie du gisement

Les méthodes d'exploitation peuvent classées suivant la disposition du gisement par rapport au relief, l'angle de pendage de gisement, on distingue trois types principaux suivant :

- Méthode par fosse emboîtées ;
- Méthode par découverte ;
- Méthode à flanc de coteau.

### **B. Des moyens de déplacement du stériles**

On se basant sur le mode de transport des déblais au sein de la carrière avec formation des terrils intérieur ou extérieurs, on distingue cinq méthodes d'exploitation :

- Méthodes sans transport ;
- Méthodes avec emploi d'engins de transfert ;
- Méthode spéciale ;
- Méthode avec transport des déblais ;
- Méthode mixte.

### **V.3. Choix de la méthode d'exploitation à ciel ouvert**

Pour pouvoir choisir le mode et la méthode la plus bonne pour notre exploitation, on va chercher au début les caractères généraux ensuite les caractères particuliers.

- Caractère généraux :
  - Nature du dépôt (sédimentaire ou métallifère) ;
  - Disposition dans le sol ;
  - Morphologie du gisement ;
  - Densité des veines minéralisées ;
  - Accidents tectoniques ;
  - Dimension du gisement ;
  - L'hydrographie.
- Caractère particulier :

Pour le minerai :

- La composition minéralogique (nature, richesse, propreté, humidité) ;
- Disposition dans le sol ;
- Epaisseur, profondeur, pendage, régularité, dureté ;

Pour le stérile :

- Composition, qualité, dureté, solidité vis-à-vis des pressions et des mouvements développés les travaux d'extraction.

#### **V.4. Méthode d'exploitation du gisement de Djebel Boukhanfer**

Le choix de la méthode d'exploitions de ce gisement consiste principalement la morphologie et la nature de gisement, pour cela la méthode d'exploitation à flanc de coteau a été choisi, où les travaux d'exploitation se fait de haut vers le bas et le sens déplacement du front de taille est orienté vers la limite de la carrière.

L'exploitation commence par la préparation du sommet, afin d'avoir de plate-forme suffisante pour l'emplacement des engins, L'exploitation débutera du niveau supérieur 440 m ver le niveau inférieur 290 m avec 10 gradin de 15 m de hauteur car la structure du gisement et la dureté de la roche y militent avec une inclinaison du talus de 80°, ce que permet d'assurer la stabilité des talus.

#### **V.5. Principaux éléments du système d'exploitation**

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

- La hauteur et l'angle de talus du gradin ;
- Le front des travaux du gradin et de la carrière ;
- La plate-forme de travail.

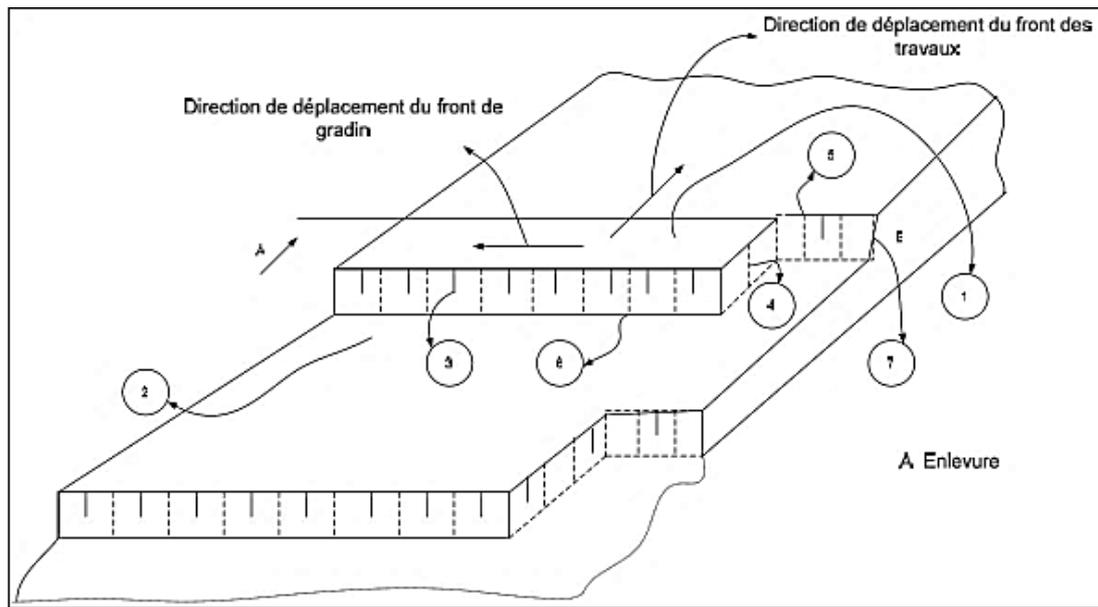
##### **V.5.1. Gradin**

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 lui sont propres.

Chaque gradin a généralement deux surfaces dégagées :

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

Les éléments géométriques et technologiques sont sur la figure ci-dessous :



**Figure V. 1 :** Eléments géométriques et technologique d'un gradin.

1. **Toit du gradin :** c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie supérieure ;
2. **Mur :** c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie inférieure ;
3. **Talus :** la surface latérale inclinée limitant le gradin du côté vide de l'exploitation ;
4. **Front d'attaque :** c'est l'emplacement où l'excavateur travaille ;
5. **Arrête supérieure :** c'est la ligne d'intersection entre le toit et le talus ;
6. **Arrête inférieure :** c'est la ligne d'intersection entre le mur et le talus ;
7. **Angle du gradin :** c'est l'angle formé entre le mur et le talus. Cet angle est choisi suivant la nature des roches et particulièrement en fonction de leur nature.

#### V.5.1.1. La hauteur du gradin

La hauteur du gradin est prise en fonction des propriétés physico-mécanique des roches et en fonction des paramètres techniques des engins de chargement et de transport existant dans la carrière. Dans les normes minières en Algérie, la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

La hauteur du gradin est déterminée par la formule suivante :

- roche tendre :  $H_g \leq H_c^{\max}$  ;
- roche dure :  $H_g \leq 1.5 \times H_c^{\max}$ .

Où :

$H_g$  : hauteur du gradin ;

$H_c^{\max}$  : hauteur de la partie d'attaque de l'engin d'extraction ( $H_c^{\max}$  dépasse 10 m).

AN :

$$H_g = 1.5 \times 10$$

<b><math>H_g = 15 \text{ m}</math></b>
--

Alors la hauteur maximale des gradins de gisement de Djebel Boukhanafer est de 15m ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

#### V.5.1.2. Angle de talus du gradin

L'angle d'inclinaison du talus dépend des paramètres des engins miniers et la dureté de la roche, pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre  $60^\circ$  et  $80^\circ$  par rapport à l'horizontale. Dans notre cas on prendra un angle de talus  $\alpha_T = 80^\circ$ .

#### V.5.2. Plate-forme de travail

L'état des plates-formes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail, La largeur de la plate-forme de travail est commandée par les dimensions des engins miniers (chargement et transport) ainsi que la technique de tir.

Dans notre cas, puisque l'abattage se fait à l'explosif, la largeur minimale de la plate-forme de travail est donnée par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + B_a + C + T + Z ; (m)$$

Où :

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

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

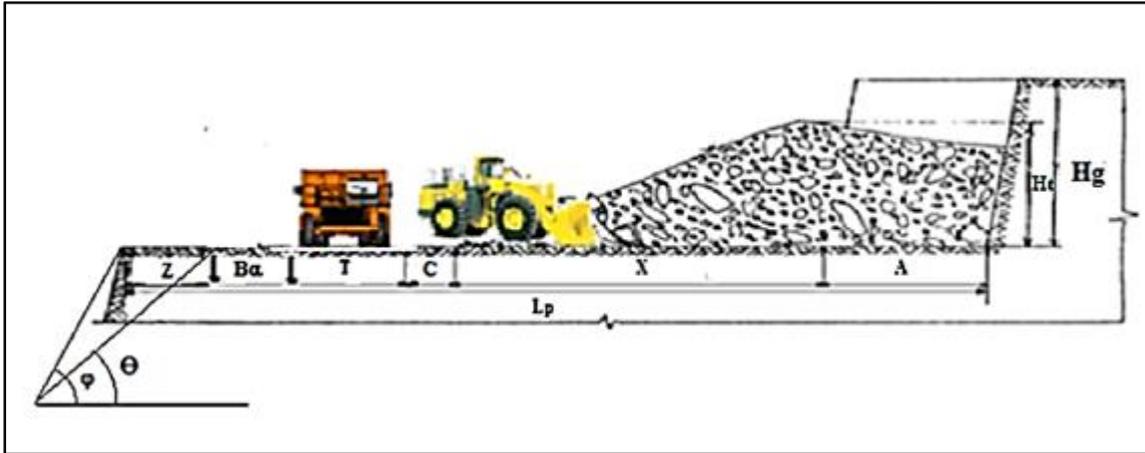
$B_a$  : Largeur de la bande auxiliaire ; (m)

C : Distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport ; (m)

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

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

Voici un schéma qui représente une plate-forme de travail



**Figure V. 2 :** Schéma de la plate-forme de travail (abattage à explosif). [35]

- **La valeur A est déterminée par la formule suivante :**

$$A = w + (n - 1) \times b ; m$$

Où :

W : ligne de moindre résistance, la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structures du front d'abattage, on prend  $W = 3$  m. (voir le calcul des paramètres de tir) ;

n : Nombre de rangées, (n = 2 rangées) ;

b : Distance entre 2 rangées successives, (b = 3.04 m).

$$A = 3 + (2 - 1) \times 3.04$$

$$A = 6.04 \text{ m}$$

- **La valeur X est déterminée par la formule suivante :**

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

Où :

$K_f$  : coefficient de foisonnement des roches (1.5 pour la roche de Granodiorite)

$H_g$  : hauteur du gradin (m) ;

$H_t$  : hauteur du tas  $(0.5 - 0.9) \times H_g$ , (m).

Pour les Granodiorite :

$$H_t = 0.9 \times 15 = 13.5 \text{ m}$$

$$H_t = 13.5 \text{ m}$$

Alors :

$$X = 6.04 \times (2 \times 1.5 \times \frac{15}{13.5} - 1)$$

$$X = 14.09 \text{ m}$$

➤ La valeur **Z** est déterminée par la formule suivante :

$$Z = H_g \times (\cotg \Phi - \cotg \alpha) ; (\text{m})$$

Où:

$\Phi$  : l'angle de talus de gradin en liquidation ( $60^\circ - 70^\circ$ ), on prendre ( $\Phi = 65^\circ$ ) ;

$\alpha$  : l'angle de talus de gradin en exploitation ( $80^\circ$ ) ;

$H_g$  : la hauteur du gradin de la roche abattue (15 m).

$$Z = 15 \times (\cotg 65 - \cotg 80) ; (\text{m})$$

$$Z = 4.35 \text{ m}$$

➤ La valeur **B<sub>a</sub>** est déterminée par la formule suivante :

La largeur de la voie auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installation auxiliaires (m). ( $B_a = 3\text{m}$  à  $8\text{m}$ ).

On prend :

$$B_a = 3 \text{ m}$$

➤ La valeur **C** est déterminée par la formule suivante :

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

$$C = 0.2 \times 15$$

$$C = 3 \text{ m}$$

- La largeur de la voie de transport est de :  $T = 12.06$  (voir chapitre III)

Donc la largeur minimale de la plate-forme de travail est :

$$L_{pl} = 6.04 + 14.09 + 4.35 + 3 + 3 + 12.06$$

$$L_{pl} = 42.54 \text{ m}$$

### V.5.3. Déplacement du front

L'orientation du front d'abattage joue un rôle important lors de l'abattage à l'explosif et a un effet considérable sur la stabilité du talus. Pour cela on propose un front en travers banc, contre le pendage qui est toujours favorable au travail de l'explosif avec suppression des contraintes d'instabilité en tête.

## V.6. Dimensionnement de matériel

### V.6.1. Travaux de forage

Dans la carrière de Djebel Baukhanfer, l'opération d'abattage assurée par deux chariots de foration de type (FURUKAWA PRC 200) avec compresseur mobile (INGERSOLL) pour le forage des trous de mine.



**Figure V.3** : Chariot de foration et compresseur mobile. (Photo carrière de Si-Mustapha)

### V.6.1.1. Rendement du chariot de foration

Le rendement du chariot de foration est déterminé par le nombre des trous forés durant un poste de travail, qui est calculé par la formule suivante : [31]

$$R_s = \frac{T \times K_u}{T_f}$$

Où :

$R_s$  : Rendement de la foreuse (trous/poste) ;

$T$  : Durée d'un poste de travail (7 heures = 420 min) ;

$K_u$  : coefficient d'utilisation du chariot de foration, ( $k_u = 0.85$ ) ;

$T_f$  : Durée de réalisation d'un trou, (min).

Avec :

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

Où :

$L_{tr}$  : longueur de trou de mine (16.5 m) ;

$V_a$  : vitesse d'avancement, ( $V_a = 25 \text{ m/h} = 0.42 \text{ m/min}$ ).

$$T_f = \frac{165}{0.42}$$

$$T_f = 39.29 \text{ min}$$

Donc : le Rendement du chariot de foration est :

$$R_s = \frac{420 \times 0.85}{39.29} = 9.09$$

$$R_s = 9 \text{ trous/poste}$$

### V.6.1.2. Nombre chariot de foration

Le nombre du chariot de foration nécessaire pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante : [32]

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

Où :

$N_s$  : Nombre du chariot de foration ;

$P_a$  : Production annuelle, ( $P_a = 2\,436\,000$  t/an) ;

$K_r$  : Coefficient de réserve du chariot de foration [1.2 – 1.25], On prend ( $K_r = 1.25$ ) ;

$N_{p/j}$  : Nombre de postes de travail par jour, (2 poste) ;

$N_{j/a}$  : Nombre de jours de travail du chariot de foration au cours de l'année ( $N_{j/a} = 250$  jours) ;

$Q_{tr}$  : Quantité de la roche abattue par un trou ( $Q_{tr} = 428.38$  t/trou ; (voir chapitre IV) ;

$R_s$  : Rendement du chariot de foration (trous/post).

Donc : Nombre du chariot de foration est :

$$N_s = \frac{2436\,000 \times 1.25}{9 \times 2 \times 250 \times 428.38} = 1.57$$

<b><math>N_s = 2</math> chariot de foration</b>
---

### V.6.2. Travaux de chargement

Le type d'engin d'extraction et de chargement dans l'exploitation à ciel ouvert est lié à la quantité de matériau à extraire par poste, à la nature de ces matériaux et aux caractéristiques géométriques de l'exploitation (hauteur de gradin, plate-forme de travail).

Nous optons pour une chargeuse frontale sur pneu car elle a une grande mobilité, et convient aux conditions du gisement de Dj. Boukhanfer par l'excellente manœuvrabilité (rayon de braquage, possibilité de monter les rampes assez forte,..).

Pour assurer la production souhaitée par l'entreprise il est préférable d'utiliser une chargeuse (KOMATSU WA600-3) avec une capacité de godet de  $6.1 \text{ m}^3$ .



**Figure V. 4 :** Chargeuse KOMATSU WA600-3.  
(Photo carrière ENG, Mai 2017)

#### V.6.2.1. Le rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante : [32]

$$R_{ch} = \frac{36\ 000 \times V \times K_r \times K_u \times T \times \rho}{t_c \times K_f}$$

Où :

$V$  : Capacité de godet de la chargeuse ( $6.1\text{m}^3$ ) ;

$K_r$  : Coefficient de remplissage du godet ( $K_r=0.9$ ) ;

$T$  : Durée d'un poste de travail ( $T = 7\text{ h}$ ) ;

$K_u$  : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail [85 – 87] %,

On prend : ( $K_u = 0.87$ ) ;

$\rho$  : Masse volumique de la roche ( $\rho = 2.5\text{ t/m}^3$ ) ;

$K_f$  : Coefficient de foisonnement de la roche ( $K_f = 1.5$ ) ;

$t_c$  : Durée d'un cycle de chargement (s).

La durée d'un cycle de chargement calculé par la formule suivante :

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

Où:

$t_r$ : Temps de remplissage du godet. Il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement (15 s) ;

$t_{mc}$ : Tempe de marche à charge (10 s) ;

$t_{déch}$ : Tempe de déchargement (8 s) ;

$t_{mv}$ : Tempe de marche vide (7 s) ;

AN :

$$t_c = 15 + 10 + 8 + 7$$

$$t_c = 40 \text{ s}$$

Donc :

$$R_{ch} = \frac{36\ 000 \times 6.1 \times 0.9 \times 0.87 \times 7 \times 2.5}{40 \times 1.5}$$

$$R_{ch} = 5\ 015.12 \text{ t/poste}$$

#### V.6.2.2. Nombre des godets nécessaires pour charger un camion

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivante : [33]

$$N_g = \frac{C_c \times k_f}{V \times K_r \times \rho}$$

Où :

$C_c$  : la capacité de la benne du camion TEREX TR60 (60 t).

$$N_g = \frac{60 \times 1.5}{6.1 \times 0.9 \times 2.5} = 6.56$$

$$N_g = 7 \text{ godets}$$

#### V.6.2.3. Durée de chargement d'un camion

La durée de chargement d'un camion est calculée par la relation suivante : [32]

$$t_{ch} = t_c \times N_g$$

$$t_{ch} = 40 \times 7 = 280$$

$$t_{ch} = 280 \text{ s}$$

#### V.6.2.4. Nombre de la chargeuse

Le nombre de la chargeuse est donné par la formule suivante : [32]

$$N_{ch} = \frac{P_a}{R_{ch} \times N_{p/j} \times N_{j/an}}$$

Où :

$P_a$  : production annuelle de la carrière ( $P_a = 2\,436\,000$  t/an) ;

$R_{ch}$  : Rendement d'exploitation de la chargeuse par poste ;

$N_{p/j}$  : Nombre de poste par jour (2 poste) ;

$N_{j/an}$  : Nombre de jour ouvrable par année ( $N_{j/an} = 250$  jour).

AN:

$$N_{ch} = \frac{2\,436\,000}{5015.12 \times 2 \times 250}$$

$$N_{ch} = 0.96$$

$$N_{ch} = 1 \text{ chargeuse}$$

#### V.6.3. Travaux de transport

Le transport de la matière du front d'abattage vers la station de concassage est un processus de grande importance. Les moyens d'évacuation des produits abattus doivent assurer une bonne sécurité et un rendement maximal.

Le choix du moyen de transport dans la carrière se fait en fonction d'un certain paramètre :

- La production de la carrière ;
- La topographie du relief ;
- L'état des routes (pente longitudinale des pistes) ;
- Le moyen de chargement utilisé.

Le mode de transport utilisé dans la carrière de Si-Mustapha est le transport par camions TEREX TR60 de capacité de 60 tonnes.



**Figure V. 5 :** Dumper TEREX TR60. (Photo carrière ENG, Mai 2017)

### V.6.3.1. Rendement des camions

Le rendement du dumper est donné par la formule suivante : [30]

$$R_c = \frac{3600 \times Q_d \times T_p \times K_q \times K_u}{T_c}$$

Où :

$Q_d$  : Capacité de la benne du camion (60 t) ;

$T_p$  : Durée d'un poste de travail (7 h) ;

$K_q$  : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge de la benne du camion ( $K_q \leq 1$  généralement on prend  $K_q = 0.9$ ) ;

$K_u$  : coefficient d'utilisation du camion durant un poste de travail [85 - 87] %, On prend :  $K_u = 0.87$ ) ;

$T_c$  : Durée d'un cycle de transport.

La durée d'un cycle de transport est donnée par la formule suivante :

$$T_c = t_{ch} + t_{mc} + t_{déch} + t_{mv} + t_{mn}$$

- Temps de chargement d'un camion (TEREX TR 60), ( $t_{ch}$ )

Les mesures des temps de chargement sur le terrain d'un camion (on a prêt 3 mesures) sont : 270 s, 280 s, 290 s.

On prend la valeur moyenne de ces temps,  $t_{ch} = 210$  s ;

- Temps de marche à charge ( $t_{mc}$ ) est donnée par la formule suivante :

$$t_{mc} = \frac{L \times 3600}{V_{mc}}$$

Où :

$V_{mc}$  : vitesse du camion à charge ;

L : longueur de la piste (**1.224 km**) (voir le chapitre III).

$$t_{mc} = \frac{1.224 \times 3600}{17} = 259.2 \text{ s}$$

<b><math>t_{mc} = 259.2 \text{ s}</math></b>
--

- Temps de déchargement ( $t_{déch}$ )

Les mesures des temps de déchargement sur le terrain sont : 38 s, 40 s, 42 s.

On prend la valeur moyenne de ces temps,  $t_{déch} = 40$  s.

- Temps de marche à vide est donnée par la formule suivante :

$$t_{mv} = \frac{L \times 3600}{V_{mv}} = \frac{1.224 \times 3600}{20} = 220.32 \text{ s}$$

<b><math>t_{mv} = 220.32 \text{ s}</math></b>
---

- Temps nécessaire aux manœuvres ( $t_{mn}$ )

Les mesures des temps de manœuvre sur le terrain (3 mesures) sont prêt : 21 s, 25 s, 29 s.

On prend la valeur moyenne de ces temps,  $t_{mn} = 25$  s ;

Alors :

$$T_c = 280 + 259.2 + 40 + 220.32 + 25 = 754.52 \text{ s}$$

<b><math>T_c = 824.52 \text{ s}</math></b>
--

Donc :

$$R_c = \frac{36\ 000 \times 6\ 07 \times 0.9 \times 0.87}{824.52} = 1\ 435.86$$

$$R_c = 1\ 435.86\ \text{t/poste}$$

### V.6.3.2. Nombre des camions

Le nombre des camions nécessaire pour assurer la production prévue est donné par la formule suivante : [31]

$$N_c = \frac{P_j \times K_{irr}}{R_c \times N_p}$$

Où :

$P_j$  : la production journalière. ( $P_j = 9744\ \text{t/j}$ ) ;

$K_{irr}$  : Coefficient d'irrégularité. (Varie entre [0.8 - 1.2] on prend  $K_{irr} = 1.2$ ).

AN:

$$N_c = \frac{9744 \times 1.2}{1\ 435.86 \times 2} = 4.07$$

$$N_c = 4\ \text{camions}$$

## V.7. Ordre d'exploitation du gisement de Djebel Boukhanfer

L'exploitation du gisement de Djebel Boukhanfer, s'effectué en deux parties (colline) (voir chapitre III), et chaque partie comprend plusieurs niveaux, dans notre cas on a procédé juste la partie Ouest, cependant la deuxième partie (Est) a été laissé pour des raisons technico-économique.

Dans cette partie I (colline Ouest), les travaux d'exploitation seront consacrée à l'ouverture et l'exploitation du niveau 440 m jusqu'au 290 m.

### Niveau 425 et 440

Dans ce niveau l'exploitation commencé de la crête de la colline qui se trouve entre le niveau 425 et 440, le développement des travaux seront suivant la direction Nord-Sud, afin d'avoir créé une plate-forme suffisante pour entamer le deuxième niveau (gradin inférieur).

Les réserves exploitables pour ce niveau sont estimées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis qui sont de l'ordre:

- $V = 268\,253,89\text{ m}^3$  ;
- $T = 670\,634,73\text{ t}$  ;
- $D_v = 0,27\text{ ans}$ .

Où :

V : Volume de la roche à abattre ( $\text{m}^3$ ) ;

T : Tonnage (t) ;

$D_v$  : Durée de vie (ans).

### **Niveau 410/425**

Développement du gradin vers l'Ouest jusqu'à le niveau 425. A ce niveau qu'il devient productif ( $h = 15\text{ m}$ ), ce gradin évaluera jusqu'à la limite Nord-Ouest de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent et on même temps l'ouverture du niveau 410.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis :

- $V = 680\,275,77\text{ m}^3$  ;
- $T = 1\,768\,717\text{ t}$  ;
- $D_v = 0,72\text{ ans}$ .

### **Niveau 395/410**

Développement du gradin vers l'Ouest jusqu'à le niveau 410. A ce niveau qu'i devient productif ( $h = 15\text{ m}$ ), ce gradin évaluera jusqu'à la limite de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent et on même temps l'ouverture du niveau 395.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis :

- $V = 1\,095\,576,8\text{ m}^3$  ;
- $T = 2\,848\,499,6\text{ t}$  ;
- $D_v = 1,17\text{ ans}$ .

**Niveau 380/395**

Développement du gradin vers l'Ouest jusqu'à le niveau 395. A ce niveau qu'i devient productif (h = 15 m), ce gradin évaluera jusqu'à la limite la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent et on même temps l'ouverture du niveau 380.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis :

- $V = 1\,552\,870.7 \text{ m}^3$  ;
- $T = 4\,037\,463.8 \text{ t}$  ;
- $D_v = 1.66 \text{ ans}$ .

**Niveau 365/380**

Développement du gradin vers le Nord jusqu'à le niveau 380. A ce niveau qu'i devient productif (h = 15 m), ce gradin évaluera jusqu'à la limite la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent et on même temps l'ouverture du niveau 365.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis :

- $V = 2\,042\,700.3 \text{ m}^3$  ;
- $T = 5\,311\,020.9 \text{ t}$  ;
- $D_v = 2.18 \text{ ans}$ .

**Niveau 350/365**

Développement du gradin vers le Nord jusqu'à le niveau 365. A ce niveau qu'i devient productif (h = 15 m), ce gradin évaluera jusqu'à la limite de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent et on même temps l'ouverture du niveau 350.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis :

- $V = 1\,095\,576.8 \text{ m}^3$  ;
- $T = 2\,848\,499.6 \text{ t}$  ;
- $D_v = 1.16 \text{ ans}$ .

**Niveau 335/350**

Développement du gradin vers Nord et Ouest jusqu'à le niveau 350. A ce niveau qu'i devient productif ( $h = 15$  m), ce gradin évaluera jusqu'à la limite de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent et on même temps l'ouverture du niveau 335.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis :

- $V = 2\,659\,819.9\text{ m}^3$  ;
- $T = 6\,915\,531.7\text{ t}$  ;
- $D_v = 2.84\text{ ans}$ .

**Niveau 320/335**

Développement du gradin vers le Nord et l'Ouest jusqu'à le niveau 335. A ce niveau qu'i devient productif ( $h = 15$  m), ce gradin évaluera jusqu'à la limite de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent et on même temps l'ouverture du niveau 320.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis :

- $V = 2\,837\,418.1\text{ m}^3$  ;
- $T = 7\,377\,287.2\text{ t}$  ;
- $D_v = 3.02\text{ ans}$ .

**Niveau 305/320**

Développement du gradin vers le Nord et l'Ouest jusqu'à le niveau 320. A ce niveau qu'i devient productif ( $h = 15$  m), ce gradin évaluera jusqu'à la limite de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent et on même temps l'ouverture du niveau 305.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis :

- $V = 2\,768\,238.7\text{ m}^3$  ;
- $T = 7\,197\,420.6\text{ t}$  ;
- $D_v = 2.95\text{ ans}$ .

**Niveau 290/305**

Développement du gradin de Sud-est vers Nord-Ouest le jusqu'à le niveau 305. A ce niveau qu'i devient productif ( $h = 15$  m), ce gradin évaluera jusqu'à la limite de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent et on même temps l'ouverture et l'exploitation du niveau 290 jusqu'à la limite de la carrière.

Les réserves exploitables sont évaluées à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis :

- $V = 2\,524\,969.3 \text{ m}^3$  ;
- $T = 6\,564\,920.1 \text{ t}$  ;
- $D_v = 2.70 \text{ ans}$ .

**V.8. Les réserves exploitables**

Après la réalisation des plans d'exploitation de la carrière, on a estimé les réserves exploitables de chaque niveau à l'aide du logiciel Auto-CAD et Covadis on a mesuré les surfaces pour déterminer le volume des différents niveaux existant dans la partie I de la carrière.

**Tableau V. 1:** Représente les réserves exploitables.du gisement.

Niveaux	Volume (m <sup>3</sup> )	Densité (t/m <sup>3</sup> )	Tonnage(t)
440-425	268 253.89	2.5	670 634.73
425-410	680 275.77	2.5	1 768 717
410-395	1 095 576.8	2.5	2 848 499.6
395-380	1 552 870.7	2.5	4 037 463.8
380-365	2 042 700.3	2.5	5 311 020.9
365-350	2 402 337.4	2.5	6 246 077.3
350-335	2 659 819.9	2.5	6 915 531.7
335-320	2 837 418.1	2.5	7 377 287.2
320-305	2 768 238.7	2.5	7 197 420.6
305-290	2 524 969.3	2.5	6 564 920.1
<b>Total</b>	<b>18 832 461</b>	2.5	<b>47 081 152</b>

**V.8.1. Duré de vie de la carrière**

C'est le rapport entre les réserves exploitables, à la production annuelle vise par l'entreprise.

$$T_v = \frac{Q}{P_a}$$

Où :

Q : réserves exploitables (t) ;

P<sub>a</sub>: production annuelle (t).

AN :

$$T_v = \frac{47081\ 1\ 52}{2436\ 000}$$

<b>T<sub>v</sub> = 19.32 ans</b>
----------------------------------

**Conclusion**

Les réserves exploitables sont estimées de 407 081 152 t, ce qui traduit une durée de vie de 19.32 ans avec une production annuelle de 2 436 000 t. L'abattage de la roché a été à l'explosif, avec 2 tir par mois tandis que le transport est assuré par 4 camions.

## ***Conclusion Générale***

### Conclusion générale

Le gisement de la Granodiorite de Si-Mustapha peut être classé par rapport aux autres gisements de granulat d'Algérie comme un gisement assez important, d'après ses réserves en matière utile, sa localisation et son taux de recouvrement.

De plus, selon tous les résultats obtenus à partir des différents travaux exécutés au niveau du laboratoire de CETIM, confirme que ce gisement est conforme aux normes d'utilisation comme revêtements routiers et pour la confection des bétons hydrauliques.

L'ouverture du gisement est assurée par une demi-tranchée d'accès d'une longueur de 1224 m partant du bas vers le haut que l'exploitation du gisement se fait dans le sens contraire, avec la méthode de flottage de copeaux qui a été choisie par des gradins de 15 m dont l'orientation globale Est-Ouest (la limite de la carrière).

Le mode d'abattage convenable pour l'exploitation de ce site est celui d'abattage à l'explosif, un plan de tir sera implanté avant la réalisation des trous de mines et l'exécution du tir, dans lesquels nous avons défini les paramètres géométriques et énergétiques en suivant les règles de LANGEFORS en vue d'assurer la production.

Les résultats d'évaluation des réserves donnent une estimation de 47 081 152 t comme réserve exploitable. La production annuelle prévue est de 2 436 000 t/ans, d'où la durée de vie de ce gisement peut atteindre 19.32 ans.

Un autre point très important dans la chaîne de production, c'est le processus de chargement et de transport qui dépend beaucoup plus du rendement du matériel utilisé.

A cet effet nous avons déterminé les paramètres concernant ce processus afin d'assurer la production.

Enfin, nous souhaitons que ce travail serve de base pour une éventuelle étude économique, une étude de stabilité et une étude de la remise en état des lieux.

---

## Références bibliographiques

---

### Références bibliographiques

- [1] : **BEY.A.** ; « Rapport Géologique du Gisement de Si Mustapha ». Bureau d'étude géologique et minière, 2015.
- [2] : **BRACHEM.M, DJERIOU.W.** ; « L'amélioration de la Qualité des Granulats sur la base d'Etude des Fractures du Gisement de Si-Mustapha». Projet de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en génie minier de l'ENP.2015
- [3] : **ENG** ; Entreprise National des Granulats, documents internes.
- [4] : **ABBNAS D, LADJEL.H.** ; « Ouverture de la carrière de calcaire de khoudiet El Khecheba- El Hachimia». Mémoire de fin d'étude, UAMB.2015
- [5] : **KIRTACHE.A/RACHID.** ; « Extension de la Carrière d'Agrégat D'Adrar Oufarnou w.de Bejaia ». Mémoire pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état d'ENP.2005
- [6] : **KAMULETE MUDIANGA.**; « Cours d'exploitation des Mines à Ciel Ouvert ».Université de Lubumbashi, 2014.
- [7] : **REFIS.CHOAYB.** ; « Etudes Critiques de la Piste réalisée à la Carrière de M'Hanna» Mémoire de fin d'étude, Ecole Nationale Polytechnique, Département Génie Minier.2014
- [8] : **Jian ZHAO.** ; « Rokmechanics, Mécanique des Roches, Propriétés des Discontinuités» 1<sup>eme</sup> partie, EPFL-ENC-LMR.2008
- [9] : **ZHAO. Jian.** ; « Rok Mechanics, Mécanique des Roches, Propriétés des Discontinuités» 3<sup>eme</sup> partie, EPFL-ENC-LMR.2008
- [10]: **DEERE D.U.**; « The Shear Strength of Rock Joints in Theory and Practice», Rock Mech.Engng.Geol.10, p p.1-54, 1977
- [11]: **FRANCOIS.M.** ; « Cours de Travaux Souterrains et de Mécanique des Roches »,2012
- [12] : **HOANG.T.** ; « Etude du Comportement d'un Milieu Rocheux Fracturé : Application à la Réalisation du Tunnel de st béat», Thèse de doctorat de l'école des ponts paris tech. 2010
- [13] : **HANTZ. D.** ; « Cours de Description Structurale des Massifs Rocheux», Ecole Polytechnique de l'Université de Grenoble.1996.
-

## Références bibliographiques

---

- [14]: **PREST.D S.**; « Discontinuity Analysis for Rok Engineering », London: champanet hall ed. 1993.
- [15]: **CHAIN. R, BOUHEDJA. A.**; « Guide pour L'élaboration des projets de cours: Exploitation à ciel ouvert », Université Badji Mokhtar Annaba.
- [16]: **CHIBKA. N.**; « Exploitation des Gisements Métallifères», Edition office des publications universitaires, 1980.
- [17] : Office national des explosifs (ONEX).
- [18] : **ROGER. D.**« Livre Explosif et Techniques de Minage», 2003.
- [19]: **BLANCHIER. A, THIARD. R, WEBER. P.**;« Théorie du Travail à L'explosif, Mines et Carrière »
- [20] : **NEGGAZI. A.** ; « Projet d'exploitation de la Colline Est de Dolomie Calcaire à El Maleh Ain Timouchent », Thèse de Doctorat, ENP 2009.
- [21] : **MENACER. K.** ; « Influence des Discontinuités et de L'emplacement du Détonateur sur les Résultats de L'abattage des Calcaires sur Modèle Réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA) », Mémoire de Magister, Université Badji Mokhtar Annaba. 2011
- [22] **KERKEBANE. H.** ; « Etude des Vibrations dues aux Tirs de Mines, apport de la Modélisation », ENP 2008.
- [23] : **GUILLORE. J.** ; « Guide de mise en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique », 2008
- [24]: **GOKHALE. B.V.**; 2011 « Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines» CRC Press/Balkema P.O. Box 447, 2300 AK Leiden, The Netherlands.
- [25]: **DJARFOUR. D.** ; « Projet d'Extension de la Carrière d'Agrégats de calcaire de Djebel Sadjar Ain Smara, W. Constantine ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique. 2006
- [26]: **OLOFSSON. S.O.**; « Applied explosives Technology for Construction And Mining», 2002
-

## Références bibliographiques

---

- [27]: **LOUNIS. F.** ; « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha », Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2007
- [28] : **TALEB. T. A.** ; « Ouverture et exploitation de gisement de calcaire de Djbel D'Har El-MendjelEl-Maleh Ain Timouchent », Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, département GENIE-MINIER,1999.
- [29] : **KAHENE. S, SEBAA. S.** ; « Projet d'extension de la carrière UMABT Sidi Ali Benyoub 'Sidi Bel Abbès' », Mémoire de fin d'études de l'université Abderrahmane Mira de Bejaia, département des Mines et Géologie, 2015.
- [30] : **ABD ELLAH. EL HADJ Bilal.** ; «Reprise de l'Exploitation à Eiel Ouvert de carbonate calcium», mémoire fin d'étude, Ecole Nationale Polytechnique, Juin 2010.
- [31] : **AMARI. G.** ; « Projet d'Ouverture et d'Exploitation du gisement de Kraoula Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) », mémoire fin d'étude, Ecole Nationale Polytechnique, 2010.
- [32] : **KOVALENKO. K, AMBARTSOUMAIN. K, LAHMER. N M,** ; « Exploitation des carrières », Edition Office des Publications Universitaires, 1986.
- [33] : **CECILE. C.** ; «Analyse et Optimisation des Pratiques d'abattage à l'explosif dans une Carrière de Granulats », Ecole des Mines de Paris, rapport d'option, 2011.
- [34]: **HEINIO. M.**; « Rock Excavation Handbook », 1999.
- [35]: **KOUBA. A, REDJAL. M.** ; «Réouverture de la Carrière de Calcaire de Tigrine (Ammal-Boumerdes) », 2016.
-

*Annexe I*

# Annexe I

---

## Annexe I

Le terme (granulat) correspond au terme Anglo-saxon-aggregate-, suivant la norme NFP18101 de décembre 1983, le granulat est défini comme un ensemble de grains minéraux de dimensions comprises entre 0 et 80 mm destiné à la confection des mortiers, des bétons, des couches de fondation de base et de roulement des chaussés et voies ferrées.

Un granulat est désigné par la plus petite dimension' du grain et sa plus grande dimension 'D' sous la forme 'd/D', on distingue :

- Les fines : les dimensions sont inférieures ou égales à 80  $\mu\text{m}$
- Sable : la plus petite dimension  $d \leq 1 \text{ mm}$   
La plus grande dimension  $D \leq 6.3 \text{ mm}$
- Gravillons : la plus petite dimension  $d \geq 1 \text{ mm}$   
La plus grande dimension  $D \leq 20 \text{ mm}$
- Cailloux : la plus petite dimension  $d \geq 20 \text{ mm}$   
La plus grande dimension  $D \leq 31.5 \text{ mm}$
- Graves :  $6.3 \text{ mm} \leq D \leq 80 \text{ mm}$

**La granodiorite** (de "grain" et de "diorite") est une roche magmatique plutonique grenue proche du granite. Elle est principalement constituée de quartz ( $\geq 10 \%$ ) et feldspaths, mais contrairement au granite, elle contient plus de plagioclases que d'orthose. Les minéraux secondaires sont la biotite, l'amphibole et le pyroxène.

Elle peut provenir de la fusion partielle de la péridotite du manteau au niveau de l'arc magmatique d'une zone de subduction, et de sa différenciation par cristallisation fractionnée lors de sa remontée.

On distingue plusieurs types de granodiorite :

- Granodiorite dérivant des granites (ou des monzinites) par augmentation des plagioclases ; minéraux noir peu abondants.
  - Granodiorite dérivant des diorites ou gabbros, par augmentation de la quantité de quartz ; minéraux noirs jusqu'à 40%.
-

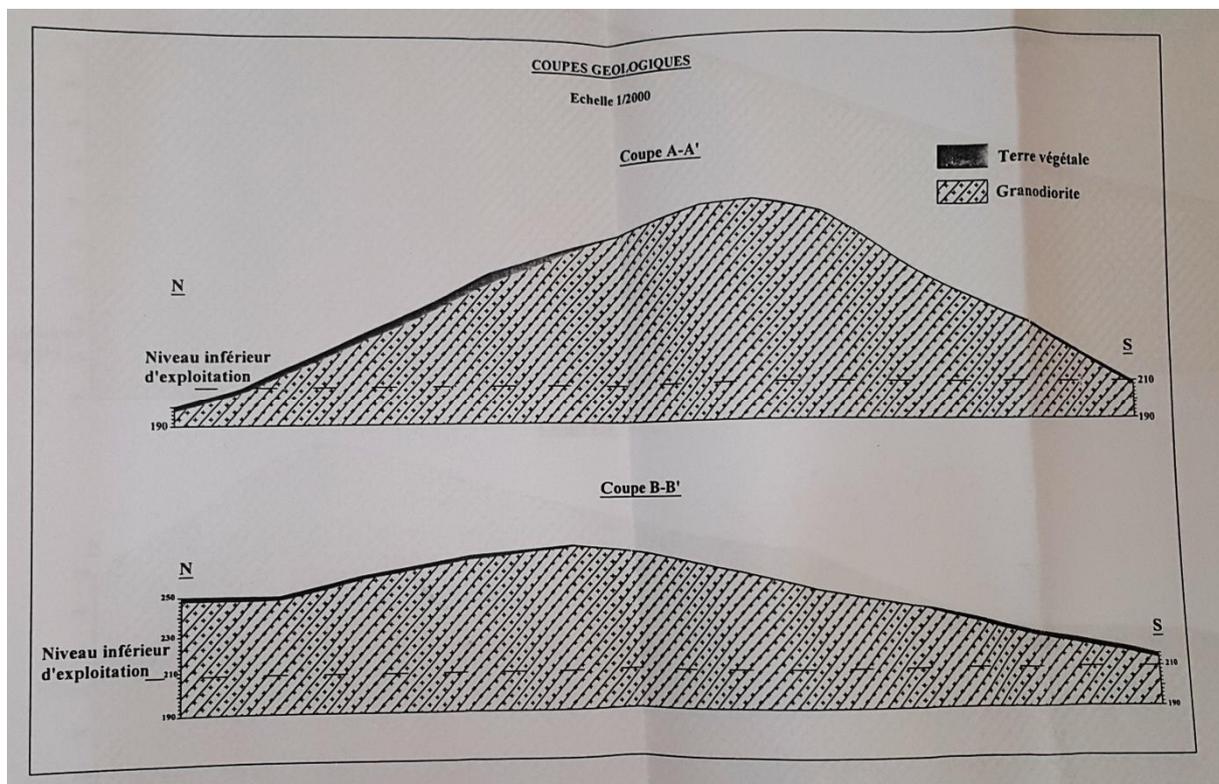
# Annexe I

**Annexe I.1 : Tableau des explosives ONEX**

Type d'explosif	GELANIT		MARMANIT		TEMEX		ANF OMIL
La gamme	GELANIT I	GELANIT II	MARMANIT I	MARMANIT II	TEMEX I	TEMEX II	/
Densité d'encartouchage (g/cm <sup>3</sup> )	1.45	1.5	0.95	1.05	1.22	1.22	0.85
Vitesse de détonation (m/s)	5800	5500	4400	4500	5000	4500	2600 ±100
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	85	82	83	82	80	80	78
Volume de gaz (l/kg)	861	808	842	868	/	/	967

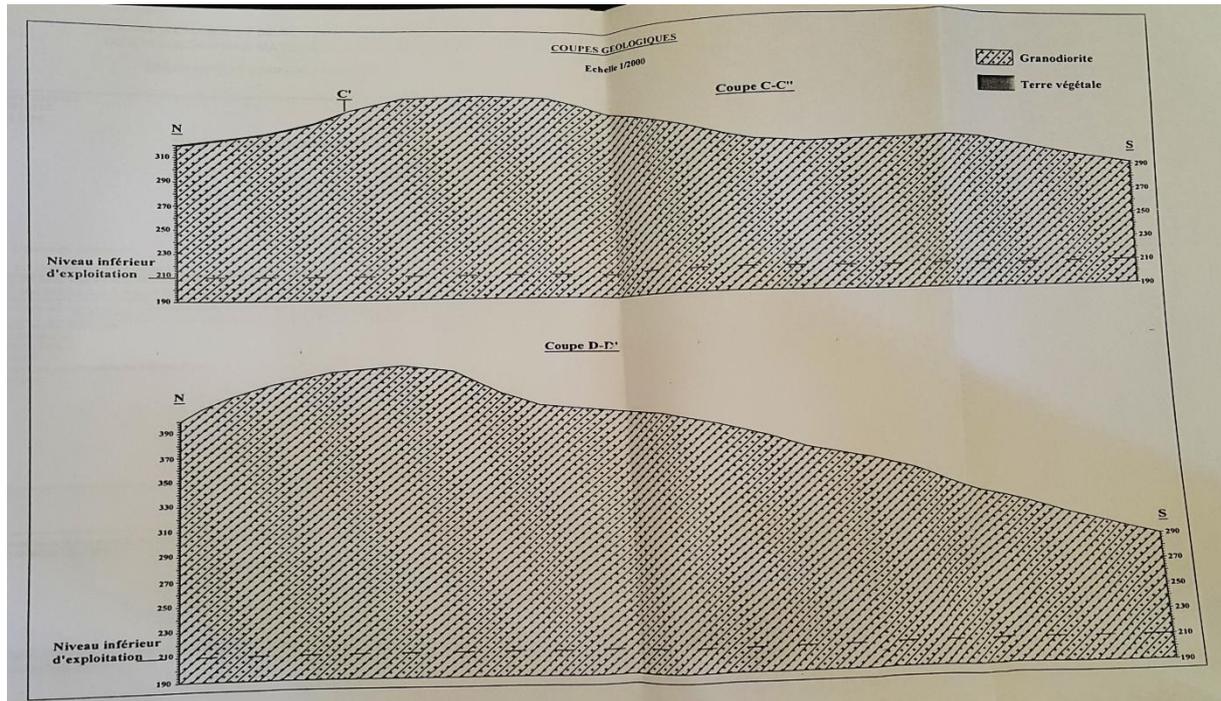
**Annexe I. 2 : Les coupes géologiques**

➤ Coupes A-A' et B-B' :

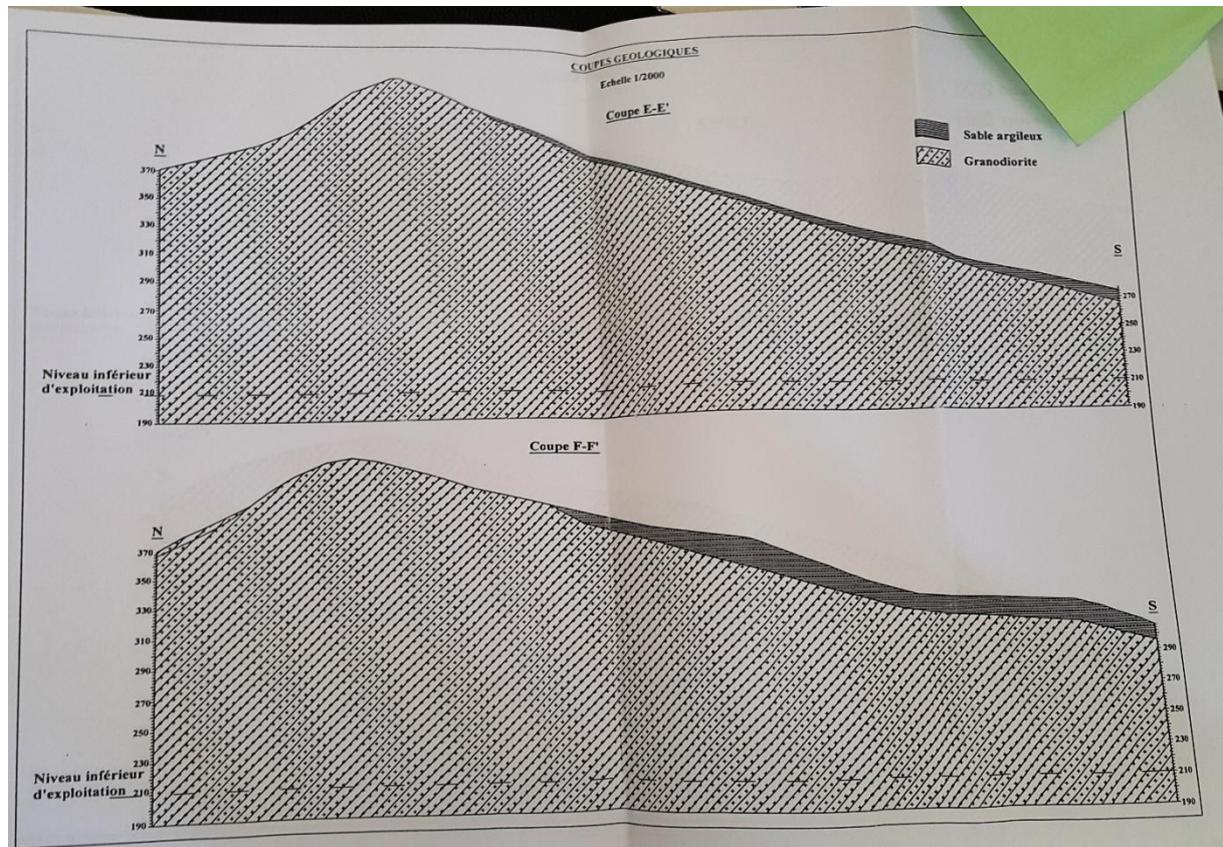


# Annexe I

➤ Coupes C-C' et D-D' :



➤ Coupe E-E' et F-F' :



*Annexe II*

## Annexe I

**Annexe II.1 :** Les résultats d'essai Micro-Deval sont représentés dans ce tableau

Code Echantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale (g)	M <sub>DE</sub> (%)	Moyenne(%)
AA.09.02696	10/14	500	412	17.6	17
	/	/	420	16.0	
AA.09.02697	10/14	500	439	12.2	12
	/	/	444	11.2	
AA.09.02698	10/14	500	395	21.0	20
	/	/	401	19.8	
AA.09.02699	10/14	500	439	12.2	14
	/	/	426	14.8	
AA.09.02700	10/14	500	434	13.2	14
	/	/	429	14.2	
GA.09.02701	4/6.3	500	229	52.2	53
	/	/	238	52.4	
GA.09.02702	10/14	500	364	27.2	26
	/	/	372	25.6	
GA.09.02703	10/25	500	390	22.0	23
	/	/	384	23.2	

**Annexe II. 2:** Les résultats d'essai Los-Angeles sont représentés dans ce tableau.

Code Echantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initial (g)	Masse finale (g)	Coef. Los-Angeles (%)	Moyenne
AA.09.02696	10/14	5000	3790	24.2	24
	/	/	3785	24.3	
AA.09.02697	10/14	5000	3840	23.2	23
	/	/	3849	23.0	
AA.09.02698	10/14	5000	3745	25.1	25
	/	/	3768	24.6	
AA.09.02699	10/14	5000	3634	27.3	27
	/	/	3646	27.1	
AA.09.02700	10/14	5000	3881	22.4	23
	/	/	3872	22.6	
GA.09.02701	4/6.3	5000	3702	26.0	26
	/	/	3690	26.2	
GA.09.02702	10/14	5000	3812	23.8	24
	/	/	3795	24.1	
GA.09.02703	10/25	5000	3985	20.3	20
	/	/	3970	20.6	

## Annexe I

---

### Annexe II. 3 : Représente la masse volumique

Code Echantillon	Masse volumique (t/m <sup>3</sup> )
AA.09.02698	2.555
GA.09.02703	2.513

### Annexe II. 4 : Rapport d'essai N° 0496.

O.S N° 00510 : 03.05.09	Date de réception : 03.05.09
Nature et référence de l'échantillon	Roche : de l'AA.09.02696 à l'AA.09.02700 Gravier : du GA.09.02701 au GA.09.02703

Nature des essais	Code commercial	
Détermination de la masse volumique	BGD04	02
Essai à la compression	BGD14	03
Essai de Los-Angeles	BGD23	08
Essai Micro-Deval	BGD21	
	PVV07	03
Analyse par spectrométrie de fluorescence X à 1 l'éléments	CHF19	
Détermination de la porte au feu	CHF21	
Date d'exécution des essais		09.05.09

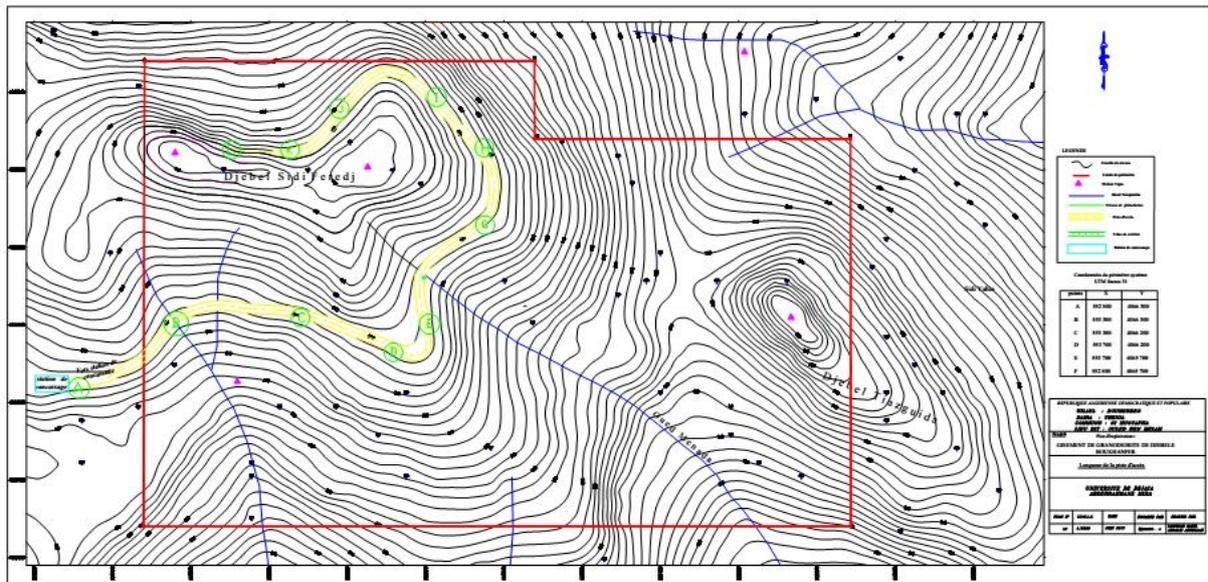
### Annexe II. 5 : Essais granulométriques.

Dimension des mailles des tamis		5 mm	2.5 mm	1.25 mm	0.63 mm	0.315 mm	0.160 mm	0.080 mm	Total
Echant individuels	De-à	-	28.4 à 46.0	48.4 à 63.8	62.1 à 76.5	73.3 à 82.2	84.8 à 95.0	-	100
	moyenne	-	37	56	69	77	90	-	-
Echantillon technologique		-	15.8	44.04	61.31	75.21	88.20	96.75	100

---

***Annexe III***

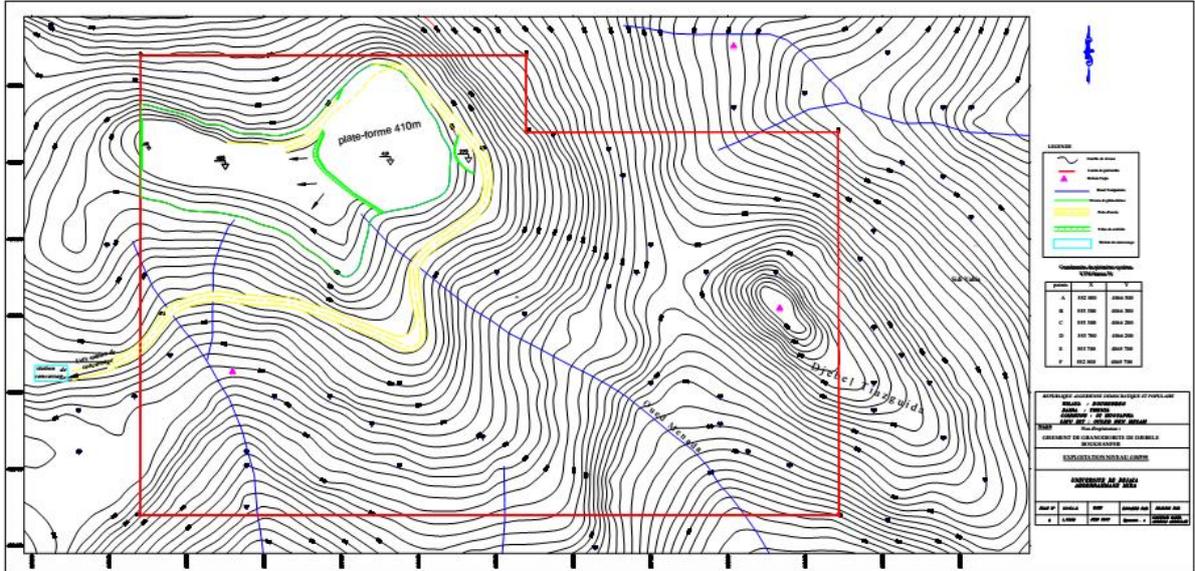
# Annexe III



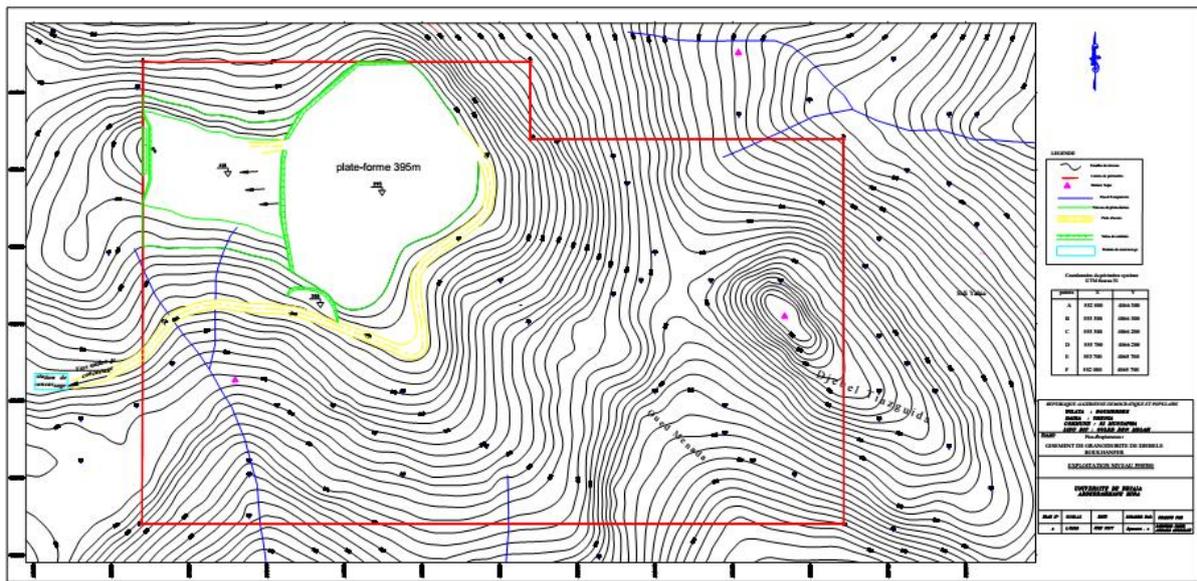




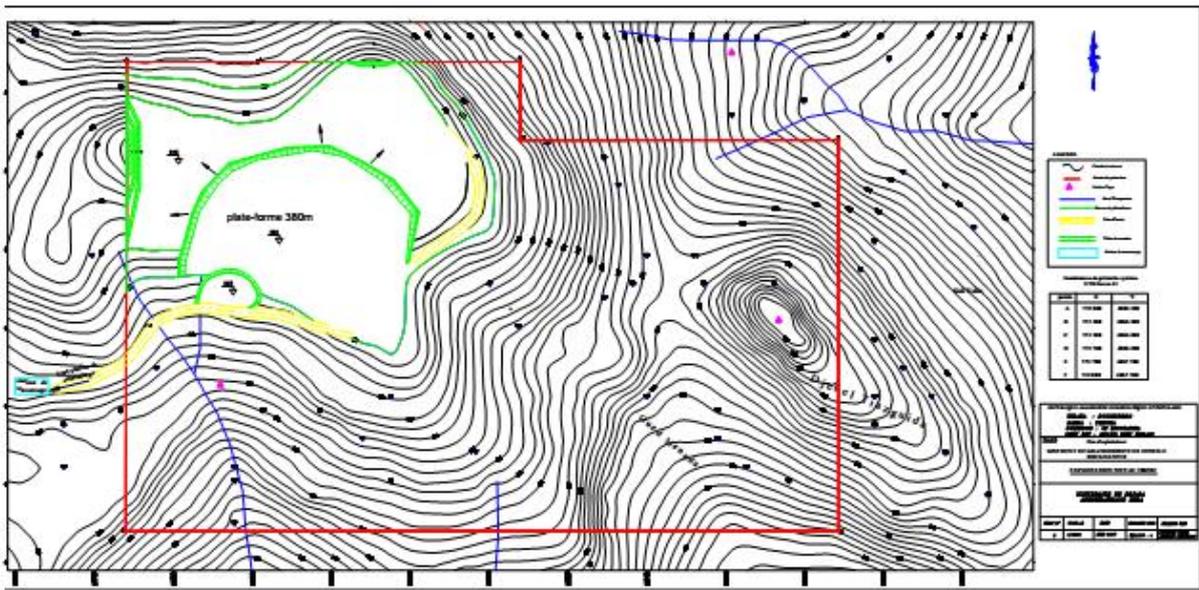
# Annexe III



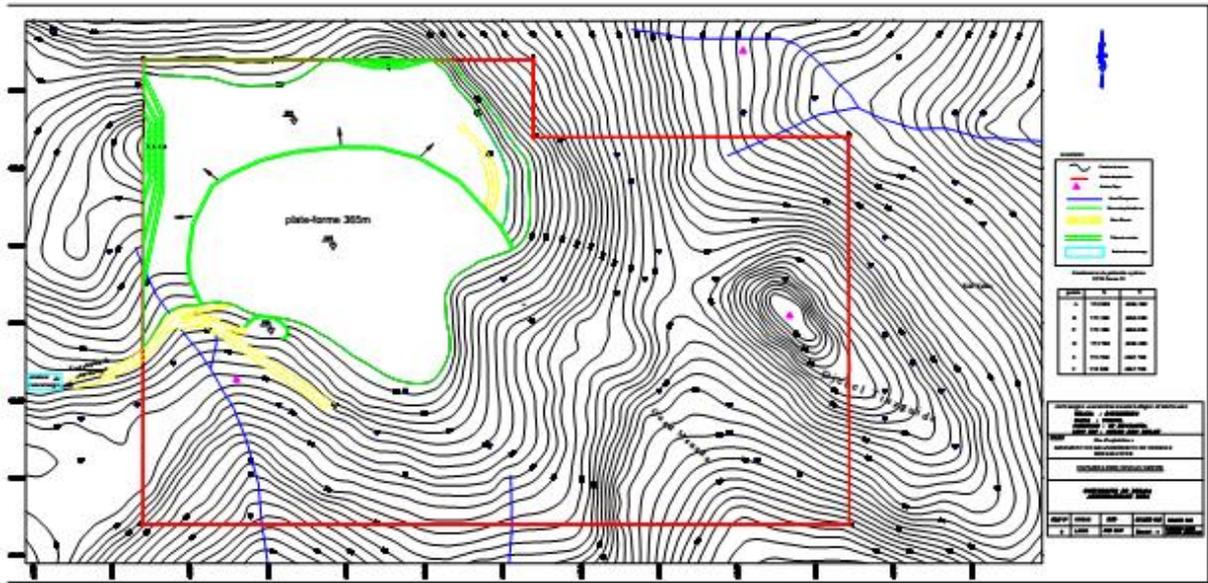
# Annexe III



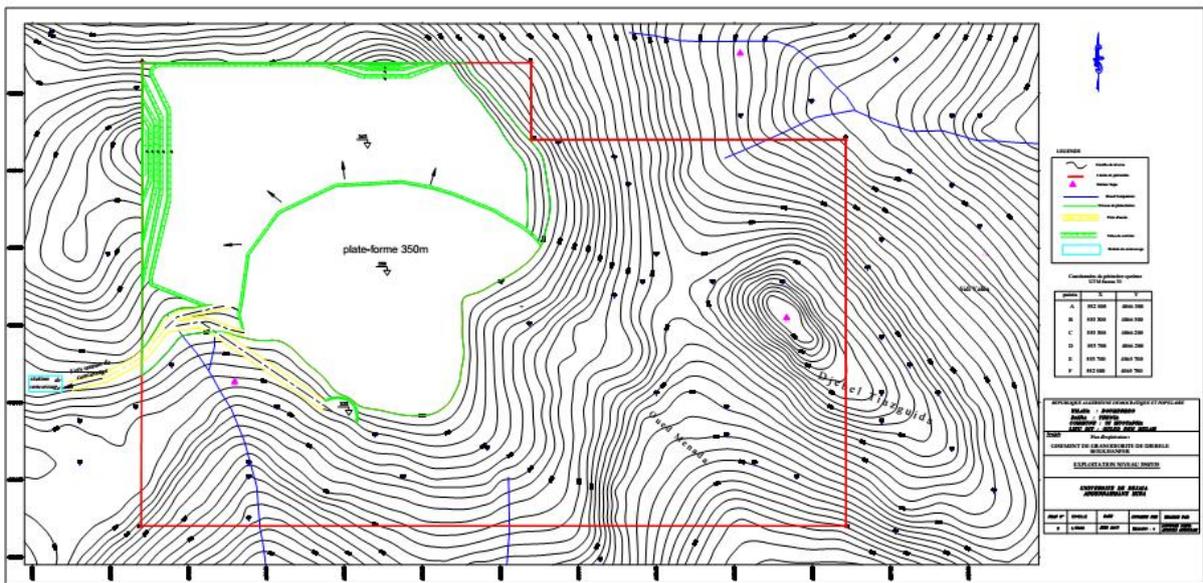
# Annexe III



# Annexe III

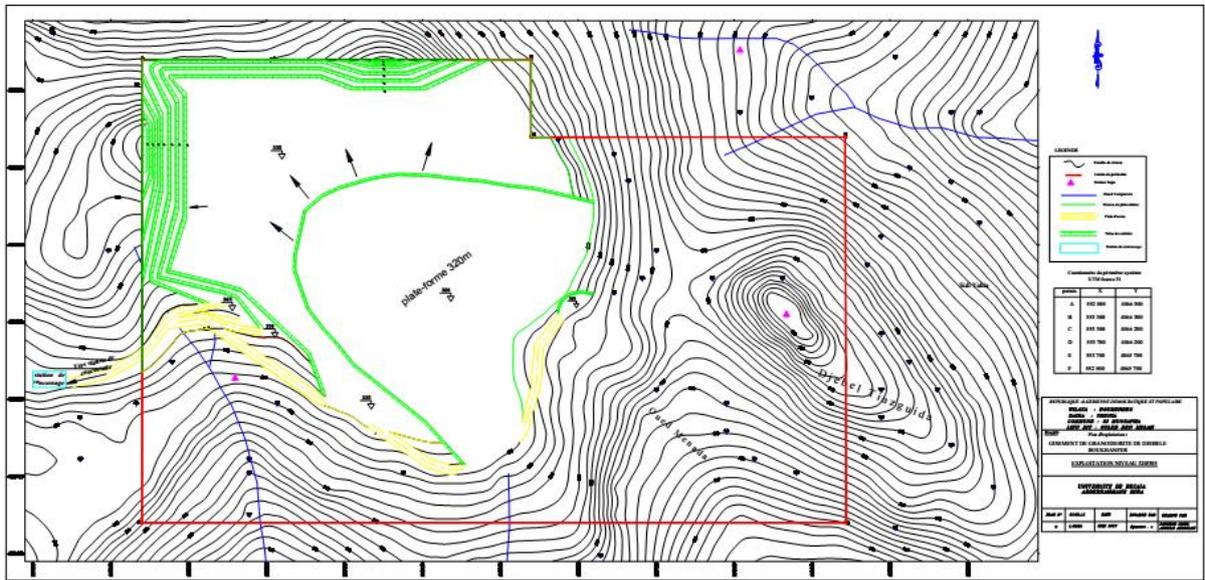


# Annexe III



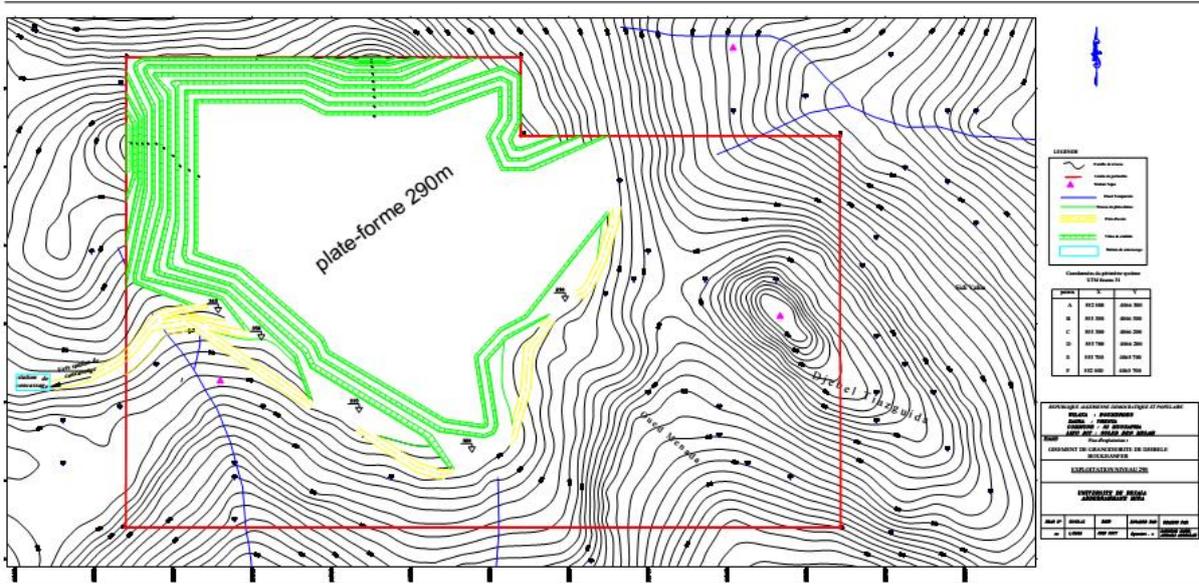


# Annexe III





# Annexe III



## Résumé

Pour couvrir les besoins toujours croissant en granulats, l'Entreprise National des Granulats (ENG) a projeté d'ouvrir une nouvelle carrière à ciel ouvert, dénommé Boukhanfer, qui partage la même station de concassage avec l'ancien carrière, qui située au niveau de la commune de Si-Mustapha

Les réserves exploitables estimées de ce gisement dans la partie I sont de l'ordre de 47 millions de tonne.

La durée de vie de la carrière est 19.32 ans, avec une production annuelle de 2 436 000 t/an.

Des plans relatifs aux travaux d'ouverture et d'exploitation, de différents niveaux ont établis à l'aide d'Auto-cad et Covadis.

L'exploitation de ce dernier se fait en deux parties, se des condition technico-economique. La partie I contient dix gradins de hauteur de 15 m, dont les travaux d'abattage se fait à l'explosif.

**Mots clés** : carrière, Réserves, Ouverture, Exploitation , Piste d'accès, Plans, Explosifs.

## Summary

To meet the ever-increasing demand for aggregates, the National Aggregates Company (ENG) has planned to open a new open-air quarry, called Boukhanfer, which shares the same crushing station with the former quarry, Of the commune of Si-Mustapha

The estimated exploitable reserves of this deposit in Phase I are in the order of 47 million tons.

The life of the quarry is 19.32 years, with an annual output of 2 436 000 t / years. Plans for the opening and operation of various levels have been established with the help of Auto-cad and Covadis.

The operation of the latter is carried out in two parts, a study has been proposed to open and exploit the first part and the other has been left to technoco-economic condition. Part I contains ten steps of 15 m high, the work of slaughter is done with the explosive.

**Keywords:** quarry, Reserves, Opening, Exploitation, Route of access, Plans, Explosives.

---