



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

Memoire de Fin d'Etudes

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

Option : Exploitation Minière

Présenté par

KOUISSA Nassim

BELAOUAR Alima

Thème

***Projet d'ouverture et d'exploitation de
gisement de calcaire de Ouled H'Bili
« Bordj T'har - Jijel »***

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

Président: M^r. FREDJ F.

Promoteur: M^r. DJEZAIRI O.

Examineur: M^r. BOUKAREM R.

Année Universitaire: 2015-2016

Remerciement

Avant tout, nous tenons à remercier Dieu le tout puissant qui nous à donner la force, la patience, le courage et la volonté pour mener à terme ce travail.

Nous adressons notre reconnaissance et nos remerciements à notre encadreur Mr : Djezairi Omar pour ses conseils chaleureux, ses orientations, son encadrement, sa disponibilité et son aide précieuse à la réalisation de ce modeste travail, pour cela nous l'assurons de notre sincère gratitude et notre respect le plus profond.

Nous tenons à adresser nos sincères remerciements et le grand respect à l'ingénieur Brahim Abderrahim qui a contribué à la réalisation de ce modeste travail et qui a nous aidé tout au long de notre parcours.

Nos remerciements vont tout spécialement à nos familles, qui ont sus nous supporter et encourager tout au long de notre vie, ainsi que pour leur aide inestimable, leur patience et leur soutien indéfectible.

Enfin, nos remerciements s'adressent à tous les enseignants du département de mine et géologie en particulier M^{me} Kicher pour leur dévouement et disponibilité. Et à toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail.

Dédicaces

Je tiens vivement, à dédier ce travail en signe de respect et de reconnaissance :

Aux deux personnes très chères qui ont partagé mes joies et mes Peines, qui ont été toujours à mes côtés, qui ont fait de moi ce que je suis aujourd'hui, qui ont toujours été là pour nous, et qui nous ont donné un magnifique modèle de labeur et de persévérance. : Ma mère et mon père « Que dieu t'accueille dans son vaste paradis »

A mes sœurs Saida et feten, A mes frères Saber, Imad, Mohamed et Brahim

Et à tous mes proches sans exception, et surtout mon oncle mohamed

A mon Binom Nassim

A mon amie Narimen

A Tous ceux qui ont contribué à m'aider à la réalisation de ce mémoire. Enfin, je le dédie à tous ceux que je connais et qui me connaissent de prêt ou de loin.



ALIMA

Dédicaces

Je tiens vivement, à dédier ce travail en signe de respect et de reconnaissance :

Aux deux personnes très chères qui ont partagé mes joies et mes Peines, qui ont été toujours à mes côtés, qui ont fait de moi ce que je suis aujourd'hui, qui ont toujours été là pour nous, et qui nous ont donné un magnifique modèle de labeur et de persévérance. : Ma mère et mon père

A mes frères Saïd, Wadie et Mohammed

A mes sœurs Salima, Siham, Aziza, Naima, Farida et Nadira

Et à tous mes proches sans exception

A mon Binôme Sihouma

Et à tous mes amis en particulier :

Tarek, Abdelhak, Fawzi, Yaakoub, Saddam, et Hamza

A Tous ceux qui ont contribué à m'aider à la réalisation de ce mémoire. Enfin, je le dédie à tous ceux que je connais et qui me connaissent de prêt ou de loin.



Nassim

Table des matières

Sommaire

Liste des figures

Liste des tableaux

Liste des symboles

Liste des abréviations

Introduction générale

Chapitre I : Présentation et géologie du gisement

Introduction.....	02
I.1. Situation géographique du gisement de Ouled H'Bili.....	02
I.2. Localisation du site.....	03
I.3. Géologie régionale.....	04
I.3.1. Stratigraphie	04
I.3.2. Paléogéographie et tectonique	06
I.4. Géologie locale.....	06
I.5. Caractéristiques hydro-climatologiques	08
I.5.1. Climat et végétation.....	08
I.5.2. Hydrographie.....	08
I.6. Calcul des réserves.....	09
I.6.1. Méthode des volumes.....	09
Conclusion.....	12

Chapitre II : Caractéristiques et propriétés des massifs rocheux

Introduction.....	13
II.1. Caractéristiques des massifs rocheux.....	13
II.1.1. Caractérisation à grande échelle.....	13
II.1.1.1. Discontinuités du massif.....	13
II.1.1.2. Caractéristiques des discontinuités.....	13
II.1.1.3. Classification des discontinuités	14
II.1.1.4. Effets des discontinuités naturelles.....	19
II.1.2. Caractérisation à petite échelle.....	19
II.1.2.1. Analyses physico-mécaniques.....	19
II.1.2.2. Analyse par spectrométrie de fluorescence X.....	22
II.1.2.3. Analyse minéralogique.....	22
II.1.2.4. Etude pétrographique.....	23

Table des matières

Conclusion.....	25
Chapitre III : Ouverture du gisement	
Introduction	26
III.1. Mode d'ouverture à ciel ouvert.....	26
III.1.1. Classification des tranchées capitales.....	26
III.1.1.1. Tranchées d'accès ou demi-tranchée d'accès (inclinées).....	26
III.1.1.2. Tranchées de découpage.....	27
III.1.2. Disposition des tranchées.....	27
III.1.2.1. Pour les tranchées d'accès extérieures.....	27
III.1.2.2. Pour les tranchées d'accès intérieures.....	27
III.1.2.3. Pour les tranchées de découpages.....	28
III.1.3. Mode d'ouverture de la carrière du gisement de Ouled H'Bili.....	28
III.1.3.1. Critères de choix d'un schéma d'ouverture.....	28
III.1.3.2. Schéma d'ouverture de la carrière.....	31
III.2. Travaux d'ouverture.....	31
III.2.1. Généralités.....	31
III.2.2. Travaux de creusement de la demi-tranchée d'accès.....	32
III.2.2.1. Première phase.....	32
III.2.2.2. Deuxième phase.....	32
III.2.2.3. Troisième phase	33
III.2.2.4. Quatrième phase.....	33
III.2.3. Piste principale.....	34
III.2.3.1. Traçage de la piste principale.....	34
III.2.3.2. Caractéristiques de la piste principale.....	34
III.2.3.3. Itinéraire de la piste.....	34
III.3. Etapes de construction d'une carrière à ciel ouvert.....	35
III.4. Paramètres des tranchées.....	35
III.4.1. Profondeur finale de la tranchée.....	35
III.4.2. Angle des talus des tranchées.....	36
III.4.3. Largeur des tranchées.....	36
III.4.3.1. Circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires).....	36
III.4.3.2. Circulation à double voie (pour la piste principale).....	37
III.4.4. Longueur de la piste d'accès (trace).....	37

Table des matières

III.4.5. Inclinaison longitudinale des tranchées.....	38
III.4.6. Profondeur finale de la tranchée.....	38
Conclusion.....	38
Chapitre IV : Processus et technologie d'exploitation du gisement	
Introduction.....	39
IV.1. Processus exploitation du gisement de Ouled H'Bili.....	39
IV.1.1. Méthodes d'exploitation à ciel ouvert	39
IV.1.1.1. Classification qui tient compte de la morphologie du gisement.....	40
IV.1.1.2. Classification qui tient compte des moyens de déplacement de Stérile.	40
IV.2. Méthodes d'exploitation du gisement de Ouled H'Bili.....	41
IV.2.1. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert.....	41
IV.2.1.1. Gradin.....	41
IV.2.1.2. Largeur d'enlevure.....	43
IV.2.1.3. Plate-forme de travail.....	44
IV.2.1.4. Longueur du bloc.....	46
IV.2.2. Principaux indices d'une méthode d'exploitation.....	46
IV.2.2.1. Vitesse de déplacement du chantier.....	46
IV.2.2.2. Vitesse d'avancement annuelle du front de taille.....	47
IV.2.2.3. Vitesse d'approfondissement annuelle.....	47
IV.2.2.4. Temps d'extraction d'un bloc.....	48
IV.2.3. Principales opérations de l'exploitation du gisement de Ouled H'Bili.....	48
IV.2.3.1. Abattage des roches.....	48
A. Travaux de forage.....	49
A.1. Rendement de la foreuse.....	49
A.2. Nombre de foreuses.....	49
B. Conception du plan de tir.....	51
B.1. Paramètres d'un plan de tir.....	51
B.2. Accessoires de tir.....	61
B.3. Amorçage.....	62
B.3.1. Définition physique du phénomène d'amorçage.....	62
B.3.2. Type d'amorçage.....	62
B.4. Explosifs.....	63
B.4.1. Définition d'un explosif.....	63

Table des matières

B.4.2. Catégories des explosifs.....	63
B.4.3. Explosifs utilisés dans les carrières algériennes.....	63
IV.3.6.2. Travaux de chargement.....	64
A. Rendement de la chargeuse.....	64
B. Nombre de la chargeuse.....	65
IV.2.4.3. Travaux de transport.....	66
A. Rendement des camions.....	66
B. Nombre des camions.....	67
IV.3. Planning d'exploitation de la carrière de Ouled H'Bili.....	68
IV.4. Etude de la stabilité des talus.....	73
IV.5. Plan de réhabilitation et de fermeture du site.....	73
Conclusion.....	74
Conclusion générale.....	75
Références bibliographiques	
Annexes	
Résumé	

LISTE DES FIGURES

Liste des figures pages

Chapitre I : Présentation et géologie du site

Figure I.1: Situation géographique de la région d'étude.....	02
Figure I.2: Gisement d'Ouled H'Bili.....	03
Figure I.3: Situation géographique du gisement de Ouled H'Bili(Google Earth ,2016)..	03
Figure I.4: Esquisse géologique de la petite Kabylie (1989).....	04
Figure I.5 : Carte géologique de la région d'étude à Bordj T'Har.(Extrait de la carte géologique de El Milia, Feuille N°29, Echelle 1/50 000).....	05
Figure I.6 :Différentes formations des roches constituent le gisement, (Photo 29/02/2016).....	07

Chapitre II : Caractéristiques et propriétés des massifs rocheux

Figure II.1: Orientation d'une discontinuité.....	14
Figure II.2: Exemple d'une diaclase.....	15
Figure II.3: Exemple d'une faille.....	15
Figure II.4: Exemple d'une stratification.....	16
Figure II.5: Exemple d'une schistosité.....	17
Figure II.6 : Exemple d'une fracture,(Gisement de Ouled H'Bili, Photo 29/02/2016)....	17
Figure II.7 : Exemple d'une fissure, (Gisement de Ouled H'Bili, Photo 29/02/2016).....	18
Figure II.8 : Calcaire micritique, LPA GX4.....	24
Figure II.9 : Orthogneiss, LPA GX4.....	25

Chapitre III : Ouverture du gisement

Figure III.1 : Forage des trous de mines.....	32
Figure III.2: Culbutage des roches abattues par tir.....	33
Figure III.3 : Elargissement de la banquette.....	33
Figure III.4: Dégagement et nivellement de la voie de transport.....	34
Figure III.5: Largeur de la piste de roulage.....	37

Chapitre IV : Processus et technologie d'exploitation de gisement

Figure IV.1 : Eléments du gradin.....	42
Figure IV.2 :Paramètres géométriques d'un plan de tir.....	43
Figure IV.3 : Paramètres d'une plate-forme de travail.....	46
Figure IV.4 : Chariot de forage (foreuse), (Carrière SARL NOSTRAP).....	50
Figure IV.5 : Effet de choc suivant la disposition des trous.....	52

LISTE DES FIGURES

Figure IV.6 : Schéma de disposition des trous.....	59
Figure IV.7 : Chargeuse (Carrière SARL NOSTRAP).....	64
Figure IV.8 : Transport du tout-venant vers la station de concassage (Carrière SARL NOSTRAP).....	66

LISTE DES TABLEAUX

Liste des tableaux	pages
Chapitre I : Présentation et géologie du gisement	
Tableau I.1 : Coordonnées géographiques du site dans le système UTM.....	03
Tableau I.2 : Ressources hydriques de la Wilaya de Jijel.....	08
Tableau I.3 : Apport moyens annuels de bassin versants de la wilaya de Jijel (ANAT-plan d'aménagement de la wilaya de Jijel).....	09
Tableau I.4 : Réserves géologiques par la méthode des sections.....	10
Tableau I.5 : Réserves géologiques par logiciel Auto-cad + Covadis.....	11
Chapitre II : Caractéristiques et propriétés des massifs rocheux	
Tableau II.1: Propriétés physiques de la roche.....	20
Tableau II.2 : Résultats des essais chimiques pour les échantillons du gisement de calcaire de Ouled H'Bili.....	22
Tableau II.3 : Résultats des analyses minéralogiques.....	23
Chapitre III : Ouverture du gisement	
Tableau III.1 : Angles des talus des tranchées en fonction de leur dureté des roches....	36
Chapitre IV : Processus et technologie d'exploitation du gisement	
Tableau IV.1 : Coefficient de foisonnement.....	44
Tableau IV.2 : Valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou.....	54

LISTE D'ABREVIATION

C.E.T.I.M : Centre d'étude et de services technologiques de l'industrie des matériaux de constitution.

XRF: X-ray fluorescence.

CMD : Coefficient Micro-Deval, (%).

SiO₂: Quartz.

Al₂O₃: Alumine.

Fe₂O₃ : l'hématite ; (Oxyde de fer).

CaO: Chaux.

MgO: Magnésie.

SO₃: Sulfates.

K₂O: Oxyde de potassium.

Na₂O: Oxyde de sodium.

P₂O₅ : Oxyde de phosphore.

TiO₂ : Oxyde de titane.

PF : Perte au feu à 1 000 °C.

CO₂ : Dioxyde de carbone.

H₂O : Eau.

LISTE DES SYMBOLES

Liste des symboles

Q : Quantité de matériau, (t).

S_1 : Surface du niveau 1, (m^2).

S_2 : Surface du niveau 2, (m^2).

L : Intervalle entre les deux niveaux, (m).

ρ : Masse volumique de la roche, (t/m^3).

ρ : Masse volumique, (Mg/cm^3).

M : Masse totale de l'échantillon, (Mg).

V : Volume totale de l'échantillon, (cm^3).

LA : Coefficient d'essais Los-Angeles, (%).

m_r : Masse du refus à 1.6 mm, (g).

M_i : Masse initiale, (g).

M_ϵ : Masse de l'échantillon 500 ou 10.000 g selon la classe choisie.

m_t : Masse du tamisât au tamis de 1,6 mm.

R_c : Résistance à la compression, (MPa).

F : Effort maximal, (KN).

R : Rayon de l'éprouvette, (mm).

P_F : Profondeur finale de la carrière, (m).

H_f : Niveau supérieur de la piste principale, (m).

H_b : Niveau de base de la piste principale, (m).

T : Largeur de la piste, (m).

a : Largeur de la benne du camion, (m).

C : Largeur de la bande de sécurité, (m).

V : Vitesse moyenne de circulation des camions, (km / h).

r : Largeur de la rigole d'évacuation d'eau, (m).

X: Distance entre les bennes des camions, (m).

L : Longueur de la piste d'accès (trace), (m).

H: Profondeur finale de la tranchée, (m).

i : Pente de la piste d'accès, (%).

K_a : Coefficient d'allongement du tracé.

T_v : Durée de vie de la carrière, (ans).

R_{exp} : Réserves exploitable, (t).

P_a : Production annuelle, (t/an).

LISTE DES SYMBOLES

- K_{irr} : Coefficient d'irrégularité de travail.
- P_m : Production mensuelle, (t/mois).
- $N_{m/an}$: Nombre de mois ouvrable par an, (mois/an).
- P_j : Production journalière, (t/jour).
- P_H : Production hebdomadaire, (t/semaine).
- P_p : Production postière, (t/poste).
- P_h : Production horaire, (t/heure).
- H_g : Hauteur du gradin, (m).
- A : Largeur de l'enlevure, (m)
- w : Ligne de moindre résistance, (m).
- n : Nombre de rangées de trous.
- b : Distance entre les rangées de trous, (m).
- L_{pt} : Largeur de la plate-forme de travail, (m).
- X : Largeur réduite du tas des roches abattus, (m).
- K_f : Coefficient de foisonnement des roches dans le tas.
- H_t : Hauteur du tas des roches abattus, (m).
- C : Distance de sécurité comprise entre le tas de roche abattue et la bande de transport, (m).
- T : Largeur de la bande de transport, (m).
- B_a : Largeur de la bande auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installations auxiliaires, (m).
- Z : Largeur de prisme d'éboulement, (m).
- γ : Angle du talus de gradin en liquidation, ($^\circ$).
- α : Angle du talus du gradin en activité, ($^\circ$).
- L_b : Longueur du bloc, (m).
- V_{ch} : Vitesse de déplacement du chantier, (m/jour).
- V_f : Vitesse d'avancement annuelle du front de taille, (m/an).
- P_{tot}^{car} : Production totale de la carrière, (m^3/an).
- L_f^{tot} : Longueur des fronts des travaux minière, (m).
- h_a^p : Vitesse d'approfondissement annuelle, (m/an).
- T_{ex} : Temps d'extraction d'un bloc, (j).
- R_s : Rendement de la foreuse, (trous/poste).
- T : Durée d'un poste de travail, (heure).
- K_u : Coefficient d'utilisation de la foreuse, (%).

LISTE DES SYMBOLES

- t_f : Temps de foration d'un trou de mine.
- L_{tr} : Longueur de trou de mine, (m).
- V_a : Vitesse d'avancement, (m/min).
- N_s : Nombre de foreuses.
- K_f : Coefficient de réserve de la foreuse.
- Q_{trou} : Quantité de la roche abattue par un trou, (tonne/ trou).
- V_{trou} : Volume abattu par un trou, (m^3).
- γ : Densité de la roche minéralisée.
- W_{max} : Banquette maximale, (m).
- d : Diamètre du trou, (mm).
- S_p : Puissance de la charge de fond de l'explosif.
- Q : Quantité de chaleur dégagée par un kilogramme l'explosif.
- V_g : Volume de gaz dégagé par un kilogramme l'explosif.
- Q_{t0}, V_g : Valeurs correspondantes à celle d'explosif de référence Gélanit II.
- C : Résistance au tirage, (kg/m^3).
- \bar{C} : Correction de la résistance au tirage de la roche, (Kg/m^3).
- f : Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine.
- ρ : Masse volumique de la charge explosif du pied, (Kg/dm^3).
- a : Coefficient qui dépend de la précision de la mise en fiche, de l'implantation et de la nature des équipements utilisés (barres, outils,...).
- E : Espacement, (m).
- L_{ex} : Excès de forage, (m).
- L_f : Longueur de foration, (m).
- β : Inclinaison du trou par rapport à la verticale, ($^\circ$).
- L_p : Hauteur de la charge du pied, (m).
- C_p : Charge linéaire du fond, (kg/m).
- Q_p : Quantité d'explosif au pied du gradin, (Kg).
- H_b : Hauteur du bourrage, (m).
- L_c : Hauteur de la charge de colonne, (m).
- C_c : Charge linéaire de colonne, (kg/m).
- Q_c : Quantité d'explosif en colonne, (Kg).
- Q_{tot} : Quantité de charge d'explosifs dans un trou, (Kg).
- q_s : Consommation spécifique d'explosif, (Kg/m^3).

LISTE DES SYMBOLES

- V_{tr} : Volume de roche abattu par un trou, (m^3 /trou).
- Q_{tr} : Quantité de la roche abattue, (t).
- N_{tr} : Nombre de trous forés en une semaine, (trous).
- V_{vo} : Volume de roche abattu par deux volées, (t).
- E : Capacité du godet de l'excavateur, (m^3).
- V_c : Capacité de la benne du camion, (m^3).
- B : Dimensions d'ouverture de la trémie de réception, (m^3).
- V : Capacité du godet de la chargeuse, (m^3).
- K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse.
- K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail, (%).
- K_f : Coefficient de foisonnement de la roche.
- t_c : Durée d'un cycle de chargement, (s).
- t_r : Temps de remplissage du godet, (s)
- t_{mc} : Temps de marche à charge, (s).
- V_{mc} : Vitesse du camion à charge, (Km/h).
- $t_{déch}$: Temps de déchargement, (s).
- t_{mv} : Temps de marche à vide, (s).
- V_{mv} : Vitesse du camion à vide, (Km/h).
- N_{ch} : Nombre de la chargeuse.
- K_q : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge de la benne du camion.
- T_u : Coefficient d'utilisation des camions durant un poste de travail, (%).
- t_{mn} : Temps de manouvres, (s).
- N_c : Nombre des camions.

INTRODUCTION
GENERALE

Introduction générale

L'Algérie est un pays riches en matières premières. Elle dispose de plusieurs richesses minérales et d'autres substances à partir desquelles s'est développée notre compétence en exploitation. Parmi ces substances on trouve les agrégats.

L'exploitation de la plupart des gisements d'agrégats et notamment les gisements de calcaire se fait à ciel ouvert au niveau des carrières.

Le présent projet proposé par l'entreprise SARL NOSTRAP BRIGHEN, entre dans le cadre d'une étude d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire à ciel ouvert de Ouled H'Bili, situé au lieu-dit Ouled H'Bili, commune de Bordj T'Har Wilaya de Jijel.

Nous avons structuré notre projet de la manière suivante:

Le premier chapitre est destiné à présenter le site en question, à savoir la localisation de ce dernier, nous avons décrit la géologie régionale et celle du gisement, aussi on a calculé les réserves.

Le deuxième chapitre est consacré à l'étude des propriétés et caractéristiques des massifs rocheux, où nous avons exprimé, les discontinuités, les propriétés chimiques et technologiques du matériau utile essentiellement destiné aux travaux de construction routière et la confection des bétons.

Le troisième chapitre traite des conditions techniques et minières de la carrière et les schémas d'ouverture qui vont permettre par la suite, le choix du mode d'ouverture du gisement et les travaux de développement et de l'exploitation de la carrière dans un sens global bien déterminé.

Le quatrième chapitre rapporte au processus et la technologie d'exploitation du gisement à ciel ouvert où nous avons choisi la méthode d'exploitation, la conduite des travaux miniers, le plan de tir et la mécanisation de ces travaux.

CHAPITRE I

Présentation et géologie du
gisement

Introduction

Toutes études d'un projet d'ouverture et d'exploitation d'un site commencent par une identification et un examen géologique de la zone du projet, le contexte géologique comprend en général deux volets, un aperçu sur la géologie de la région où se situe le site du projet, et une étude détaillée du site en mentionnant la stratigraphie des différentes formations qui constituent ce dernière, et les différents formes structuraux, et enfin un aperçu sur la tectonique qui affecte le terrain du site.

I.1. Situation géographique du gisement de Ouled H'Bili

La Wilaya de Jijel est située au Nord - Est de l'Algérie (figure I.1), elle est limitée au Nord par la mer Méditerranée, au Sud par la wilaya de Mila, et au Sud - Ouest par la wilaya de Sétif. La wilaya de Skikda délimite la partie Est, tandis que celle de Bejaia borde la partie Ouest.

La wilaya de Jijel est caractérisée par un relief montagneux. Bien que l'altitude moyenne soit de 600 à 1000 m.

La région concernée par la présente étude est située au niveau de la commune de Bordj T'Har près de 39 km au Sud-Est de la Wilaya de Jijel. Le site sollicité se trouve près de 15 km au Nord-Est de chef-lieu de la commune de Bordj T'Har entouré par :

- Djebel Seddats au Nord.
- Djebel Kella à l'Est.
- M'echta el Biata au Sud.
- M'echta el Adjarda à l'Ouest.

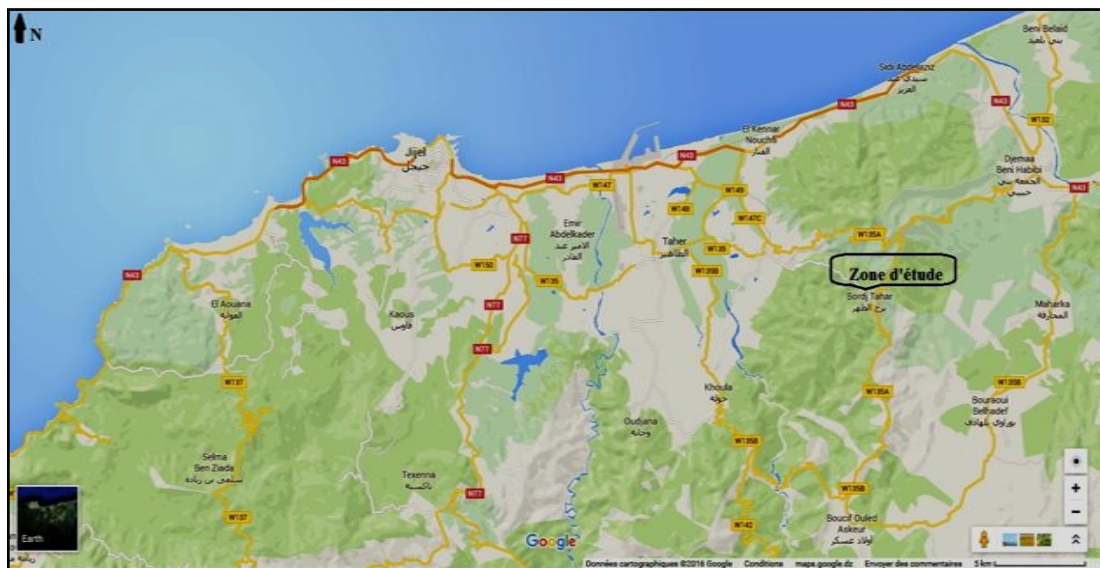


Figure I.1: Situation géographique de la région d'étude (Photo Google Map, 2016).

I.2. Localisation du site

Le périmètre du site se présente sous une forme rectangulaire (figure. 1.3), occupant une superficie de 56 Ha.

Les coordonnées géographiques du site dans le système U.T.M sont les suivants :

Tableau I.1 : Coordonnées géographiques du site dans le système UTM.

Points	UTM FUSEAU 32	
	X(m)	Y(m)
1	233 900	4 074 700
2	233 900	4 074 000
3	234 700	4 074 000
4	234 700	4 074 700



Figure I.2: Gisement d'Ouled H'Bili, (Photo 29/02/2016).



Figure I.3: Situation géographique de gisement de Ouled H'Bili (Photo Google Earth ,2016).

I.3. Géologie régionale

La région de Jijel fait partie de la petite Kabylie, entité géographique des chaînes côtières de l'Est Algérien. Ces chaînes appartiennent à la chaîne alpine d'Algérie orientale qui représente le segment oriental de la chaîne des Maghrébines (Durand-Delga, 1980). L'édifice orogénique de cette chaîne résulte de la structuration du bassin maghrébin et de ses marges, bassin qui se situait entre les marges continentales européenne et africaine (Wildi, 1983).

La chaîne alpine d'Algérie orientale est constituée par la superposition de plusieurs types de série hétéropiques, définissables en général du Trias au Priabonien parfois adhérentes à un socle paléozoïque ou ancien (Vila, 1980). Dans ce dernier cas, il est de nature cristallophyllienne complexe. [1]

Elle est caractérisée par des structures en nappes à vergence sud dominante. Ces nappes sont issues de trois domaines suivants :

- ⊗ Le domaine interne ;
- ⊗ Le domaine des flyschs ;
- ⊗ Le domaine externe.

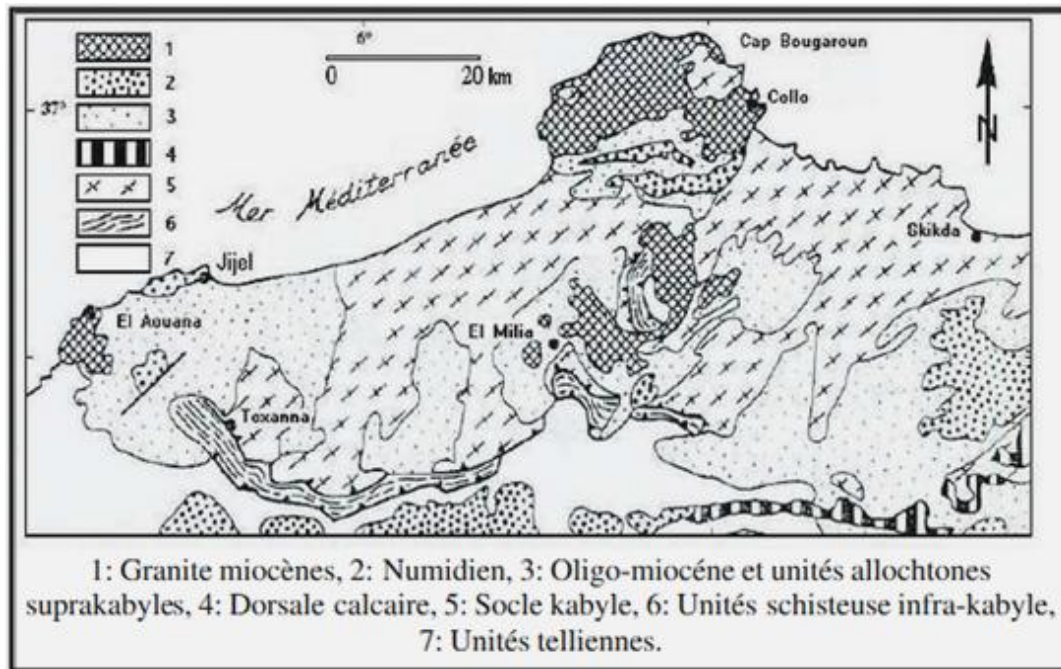


Figure I.4: Carte géologique de la petite Kabylie (1989). [1]

I.3.1. Stratigraphie

La formation des terrains géologiques rencontrés dans la région de Jijel s'établit dans la carte géologique comme suit: [4]

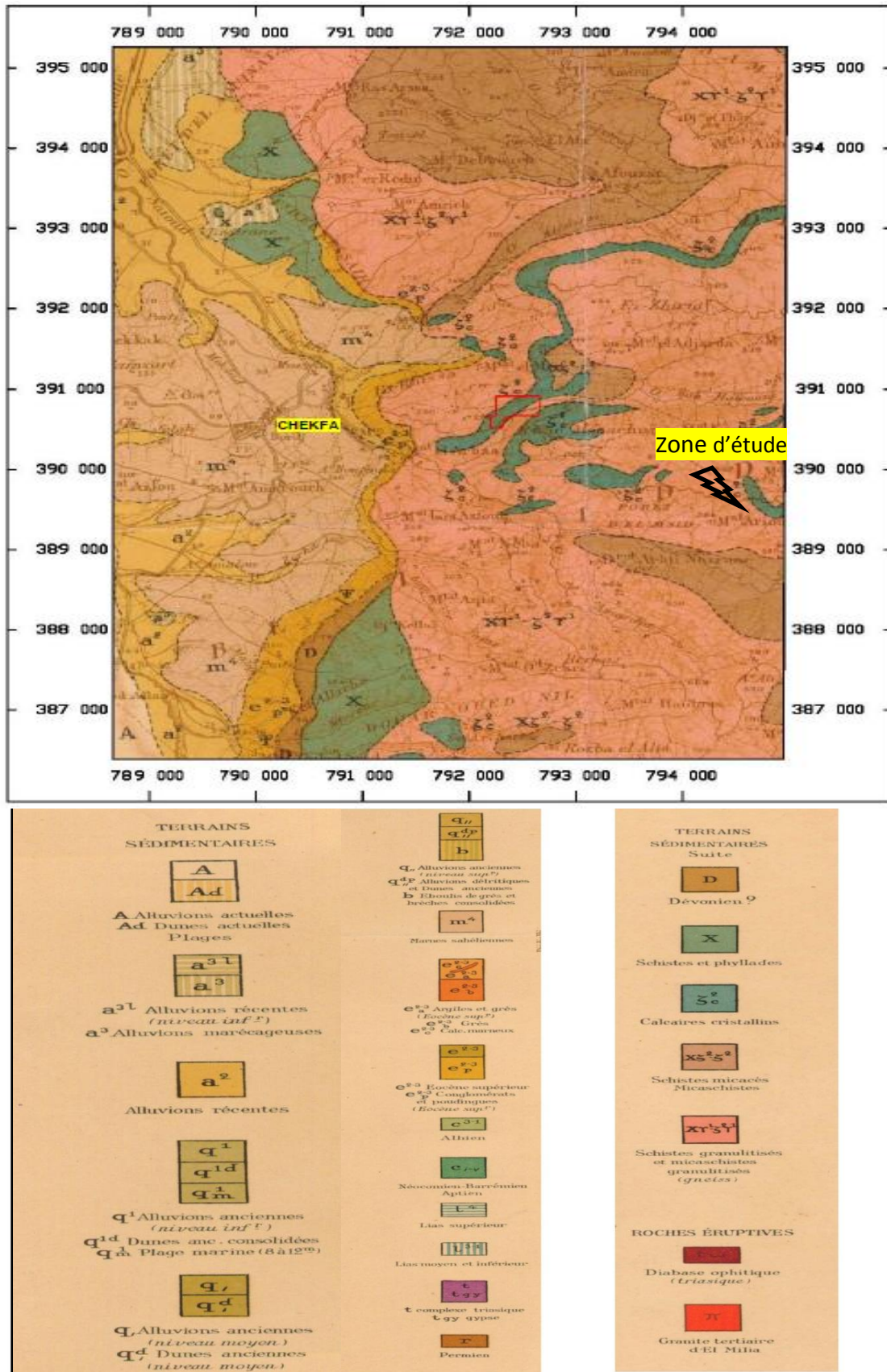


Figure I.5 : Carte géologique de la région d'étude à Bordj T'Har. (Extrait de la carte géologique de El Milia, Feuille N°29, Echelle 1/50 000).

I.3.2. Paléogéographie et tectonique

D'un point de vue tectonique, la région est caractérisée par d'importants contacts anormaux et autres accidents tectoniques, notamment dans la région de Texanna.

Les remarques de Durand Delga (1949) sur la structure géologique des environs de Texanna permettent de déduire l'évolution paléogéographique de cette région.

Durant le Crétacé, au Sud de Texanna il y a eu recouvrement des flyschs du Crétacé, appartenant au domaine des Babors, par le socle cristallin de la petite Kabylie. L'importance de ce déplacement est attestée par l'existence de klippes à matériel Paléozoïque posé sur le Crétacé. Au Nord de Texanna une grande partie de la série mésozoïque manque entre le Paléozoïque et le Crétacé. [3]

I.4. Géologie locale

Le gisement d'OuledH'Bili, commune de Bordj T'Har fait partie du socle Cristalloyphyllien de petite Kabylie, complexe métamorphique en général gneissique à l'intercalation de quartzites et calcaires métamorphisés. Ce socle s'étend géographiquement de la région de Bejaia à Collo en passant par Jijel.

Le site objet de la présente étude est constitué de calcaires métamorphisés durs, de couleur blanche et grise présentant un pendage de 25° dans la direction Sud-ouest.

Ces affleurements forment dans la région des lentilles plus ou moins épaisses dans le complexe métamorphique.

Ces lentilles carbonatées renferment par endroits un gneiss grésifié à forte inclusion de grosses paillettes de muscovite. [4]

Le gisement de Ouled H'Bili est constitué d'une épaisse couverture argileuse qui surmonte une formation gneissique, qui elle-même encaisse des calcaires.

Ces formations peuvent être décrites du haut vers le bas comme suite :

➤ La couverture

La couverture est de nature argileuse constituée essentiellement des argiles et de couverts végétaux.

➤ Les gneiss

Les gneiss sont plus importants que les autres formations qui se trouvent dans le gisement, avec des altérations plus en moins remarquables. On trouve des gneiss satinés à micas blanc et des micas schistes. Cette formation gneissique est répartie sur tout le périmètre ainsi que les terrains limitrophes. (Voir Figure I.6).

Dans la partie Sud et sur le front en exploitation, on trouve des gneiss emballés dans des argiles. (Voir Figure I.6).

➤ **Les calcaires**

Les calcaires cristallins constituent la matière marchande à extraire. Ils se trouvent sous forme de blocs encaissés dans les formations gneissiques, ces calcaires sont de couleur gris ou sous formes des calcaires blancs saccharoïdes.

On note dans le gisement la présence de marnes compactes à schisteuses.

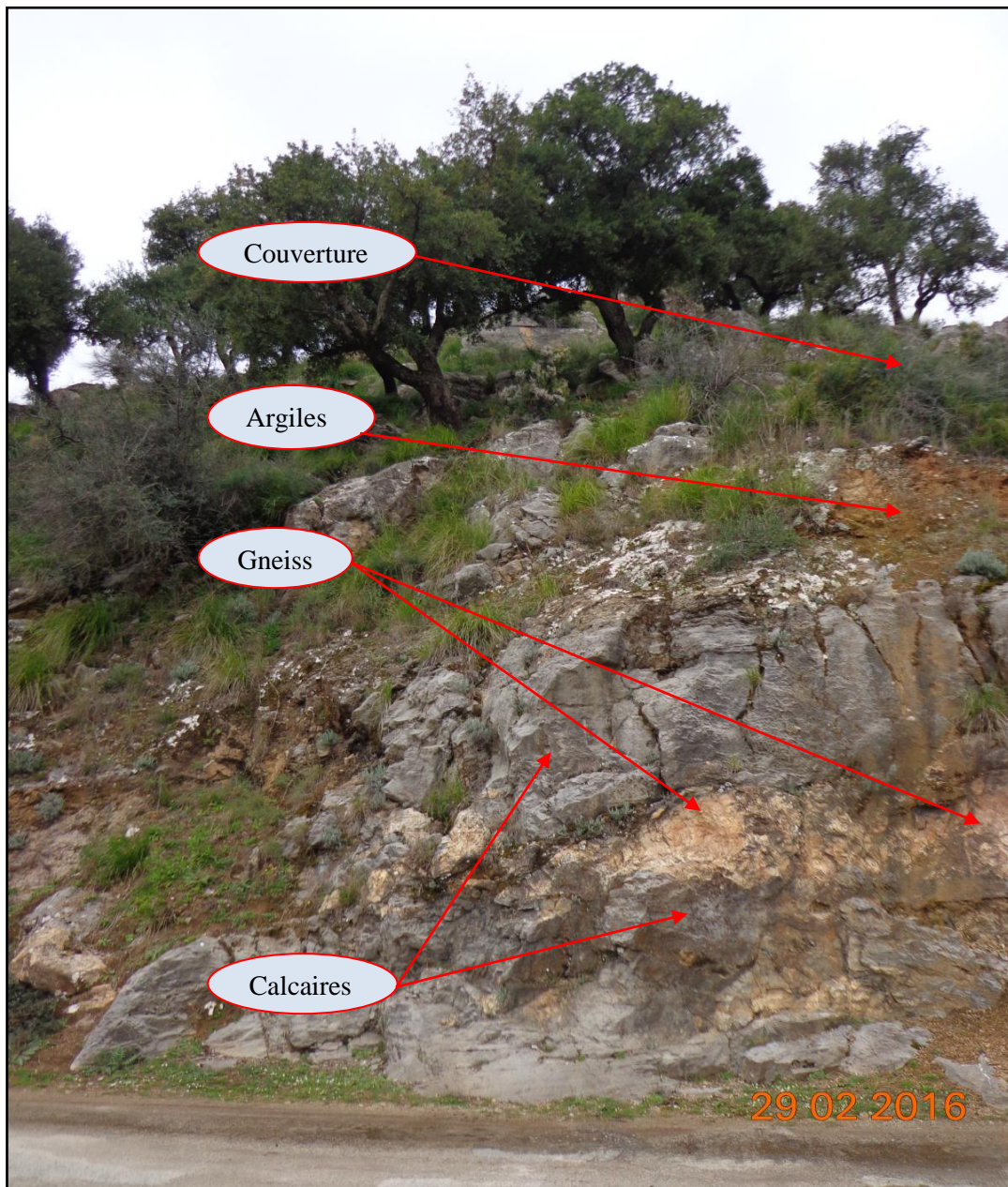


Figure I.6 : Différentes formations des roches constituent le gisement, (Photo 29/02/2016).

I.5. Caractéristiques hydro-climatologiques

Les conditions climatiques, le drainage ainsi que la circulation des eaux jouent un rôle très important, plus celles-ci sont intenses plus les roches s'altèrent rapidement par lessivage continu. [1]

I.5.1. Climat et végétation

La région de Jijel est considérée parmi les régions les plus pluvieuses d'Algérie. Elle est caractérisée par un climat méditerranéen, pluvieux et froid en hiver, chaud et humide en été. La température varie entre 20°C et 35°C en été et 5°C à 15°C en hiver. La saison de pluie environ 06 mois. [1]

La végétation de la wilaya de Jijel est distinguée par une couverture forestière peu abondante constituée en majeure partie de chênes-lièges en amont.

Du point de vue agricole, la partie aval est occupée en majeure partie par des fruits et légumes localement consommés. [1]

I.5.2. Hydrographie

Le réseau hydrographique de la wilaya de Jijel est très dense, il est constitué essentiellement de plusieurs Oueds principaux tels qu'Oued Nil, Oued Mencha, Oued Djenjen, Oued el Kébir, Oued Z'hour et leurs affluents. Ces oueds qui jouent un rôle très important dans l'érosion et le transport de sédiments vers la mer contribuent ainsi à l'alimentation des plages par ces formations détritiques susceptibles d'être des concentrations minérales exploitables. [1]

Ce réseau est assez important qui compte cinq principaux Oueds avec une série d'autres petits cours (tableau I.2) ressources hydrique de la Wilaya de Jijel.

Tableau I.2 : Ressources hydriques de la Wilaya de Jijel. [4]

Ressources hydriques	Ressources superficielles (HM ³)	Ressources souterraines (HM ³)	Total
Potentialités hydriques	620	85.6	705.6
Ressources mobilisées	102.55	77	179.55
Ressources exploitées	102.55	55	157.55

Ces ressources réparties en 01 grand barrage, 28 retenues collinaires, 62 forages, 65 puits et un nombre indéterminé de sources.

Ce réseau détermine six (06) Oueds qui s'étendent sur une superficie totale de l'ordre de 2531 Km², l'ensemble du réseau constituant un apport moyen de près de 1400 million m³/ans. Voire (tableau I.3).

Tableau I.3: Apport moyens annuels de bassin versants de la wilaya de Jijel (ANAT-plan d'aménagement de la wilaya de Jijel). [4]

Oueds	Apport moyen (10 ⁶ m ³ /ans)	Superficie (Km ²)
Oued Kébir	337	1 100
Oued Nil	230	320
Oued Djen Djen	502	476
Oued Mench	70	128
Oued kisser	64	107
Autres Oueds	197	400
Total	1 400	2 531

I.6. Calcul des réserves

Avant tous projet d'exploitation minière, il faut d'abord connaitre les réserves qu'ils existent pour faire une étude économique et financière et pour mieux gérer le projet minier.

Dans notre gisement de calcaire de Ouled H'Bili on a abordé à calculer les réserves géologiques exploitables par la méthode des volumes grâce à des logiciels.

I.6.1. Méthode des volumes

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

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

- Si non :

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

Q : Quantité de matériau (t).

S₁ : Surface du niveau 1 (m²).

S₂ : Surface du niveau 2 (m²).

L : Intervalle entre les deux niveaux (m).

ρ : Masse volumique de la roche (t/m^3).

Les réserves géologiques de notre gisement sont mentionnées dans le tableau ci-après.

Tableau I.4 : Réserves géologiques totales par la méthode des volumes.

Niveau (m)	Surface (m ²)	Volume (m ³)	Masse volumique (t/m ³)	Tonnage (t)
750	1 323.65	27 064.45	2.65	71 720.79
740	4 089.24			
730	14 999.79	95 445.15	2.65	252 929.65
720	24 111.72	195 557.55	2.65	518 227.51
710	36 799.53	304 556.25	2.65	807 074.06
700	50 199.40	434 994.65	2.65	1 152 735.82
690	64 633.36	574 164.70	2.65	1 521 536.46
680	79 891.71	722 626.25	2.65	1 914 959.56
670	96 222.37	880 570.40	2.65	2 333 511.56
660	112 131.81	1 041 770.90	2.65	2 760 692.89
650	128 789.40	1 204 606.05	2.65	3 192 206.03
640	160 006.32	1 443 978.60	2.65	3 826 543.29
630	194 339.09	1 772 027.05	2.65	4 695 871.68
620	222 006.56	2 082 028.25	2.65	5 517 374.86
TOTAL		10 779 390.25	2.65	28 565 384.16

Les surfaces sont mesurées à l'aide des logiciels suivants :

➤ **Auto-cad** est un logiciel de conception et de dessin aussi bien adapté à l'architecture, l'ingénierie que la mécanique. Il permet de créer des plans 2D (bâtiments, ouvrages d'art, travaux publics) ou des images en relief 3D.

➤ **COVADIS** est un logiciel de topographie et de conception de projets d'infrastructure spécialement dédié aux bureaux d'études en infrastructure, aux entreprises de travaux publics, aux collectivités locales et territoriales, ainsi qu'aux cabinets de géomètres.

Les réserves exploitables estimées par ces logiciels, pour chaque niveau, mentionnées dans le tableau ci-après.

Tableau I.5 : Réserves géologiques par logiciel Auto-cad + Covadis.

Phase	Niveau	Volume	Quantité
1	710	967	2 562.55
	700	33 778	89 511.7
	690	79 386	210 372.9
	680	116 995	310 036.75
	670	157 495	417 361.75
	660	201 660	534 399
	650	254 545	674 544.25
	640	310 550	822 957.5
	630	346 455	918 105.75
	620	307 600	815 140
2	740	20 067	53 177.55
	730	72 268	191 510.2
	720	165 575	438 773.75
	710	257 901	683 437.65
	700	338 812	897 851.8
	690	412 452	1 092 997.8
	680	491 510	1 302 501.5
	670	576 188	1 526 898.20
	660	673 563	1 784 941.95
	650	765 379	2 028 254.35
	640	875 383	2 319 764.95
	630	1 003 603	2 659 547.95
620	1 108 782	2 938 272.3	
Total			22 712 922.1

Donc les réserves géologiques sont de l'ordre de **22 712 922.1 t**.

Le taux de stérile est estimé à 30 % des réserves géologiques. (Inclus les gneiss) —————→ **6 813 876. 63 t**.

Le taux de découverte vaut 3%. —————→ **681 387.663 t**.

Alors, les réserves exploitables sont de **15 217 657.81 t**.

Conclusion

Le calcul des réserves est un maillon essentiel pour n'importe qu'un projet d'ouverture alors d'après les calculs on aboutit que les réserves exploitables de notre région d'étude sont de l'ordre de **15 217 657.81 tonnes**. Donc il faut les exploitées.

CHAPITRE II

**Caractéristiques et
propriétés des massifs
rocheux**

Introduction

Il est important de connaître le contexte dans lequel on travaille. Pour cela il faut caractériser le massif à deux niveaux ; à petite échelle, pour connaître la roche et ses propriétés, et à grande échelle, le massif est caractérisé par son hétérogénéité et ses discontinuités potentielles.

Afin de connaître les caractéristiques des roches formants le gisement, des essais de laboratoire au niveau du C.E.T.I.M ont été faite à partir de prélèvement de 5 échantillons pour les analysés.

II.1. Caractéristiques des massifs rocheux

II.1.1. Caractéristiques à grande échelle

La principale caractéristique d'un massif rocheux est d'être hétérogène, ce qui vient compliquer la conception et la réalisation d'un plan de tir. Cette hétérogénéité va affecter la structure du massif, en fonction des contraintes tectoniques subies (présence de discontinuités) et de sa nature. Ainsi, la caractérisation de la carrière à grande échelle passe par l'étude de l'hétérogénéité et de la fracturation du massif.

Il est important d'avoir une connaissance des hétérogénéités du massif, qui vont pouvoir avoir une influence sur le tir et son efficacité, sur la stabilité du massif rocheux, sur la précision des opérations, mais également, bien plus en aval, sur le produit.[5]

II.1.1.1. Discontinuités du massif

On désigne par discontinuité une interruption de la roche qui résulte de la formation du massif. Les discontinuités dans la carrière de OuledH'Bili peuvent être d'origine métamorphique (diaclasses, plans de foliation) ou tectonique (failles, fractures). Ce réseau de discontinuités confère au massif une structure, importante à connaître pour l'opération d'abattage.[5]

II.1.1.2. Caractéristiques des discontinuités

La caractérisation de chaque discontinuité va ainsi reposer sur les paramètres suivants :

- L'orientation, qui définit la position du plan de discontinuité dans l'espace, par deux valeurs (voir l'illustration sur la figure II.1).
- L'azimut (direction par rapport au nord) de l'horizontale du plan. C'est un angle compris entre 0 et 180°.

- Le pendage, inclinaison de la ligne de plus grande pente du plan. En général, les valeurs de pendage sont prises entre 0 et 90°, ce qui laisse deux plans possibles. On précise alors l'information par la direction de versement du plan.
- L'espacement entre deux discontinuités est la distance entre elles.
- L'extension de la discontinuité correspond, en toute rigueur, à la surface totale de la discontinuité dans l'espace. Sur le terrain, on approche ce paramètre en mesurant la trace de la discontinuité.[5]

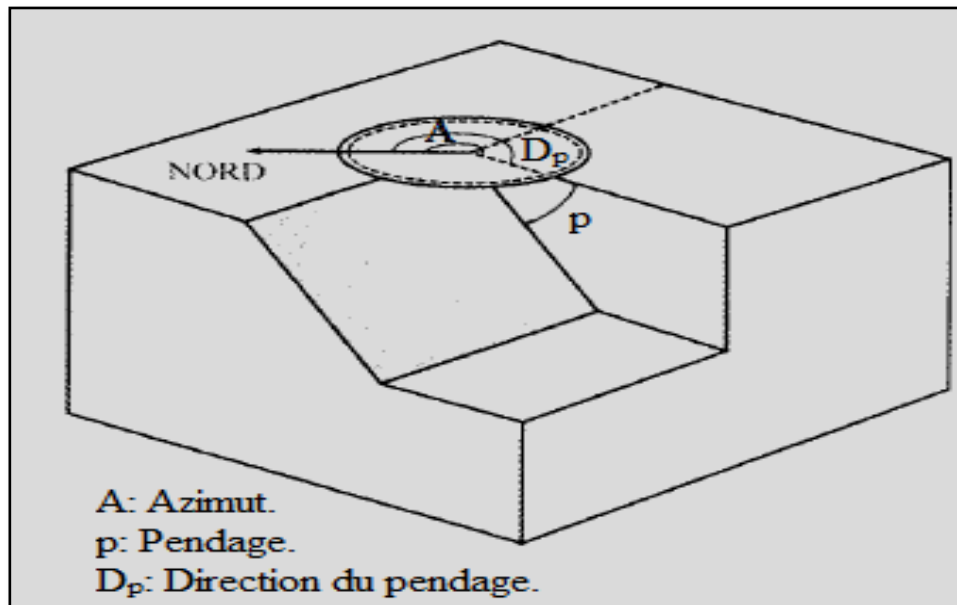


Figure II.1: Orientation d'une discontinuité.[5]

II.1.1.3. Classification 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 :[6]

A. Diaclases

Ce sont des fractures de la roche, issues d'une rupture par compression, traction ou cisaillement liée aux mouvements tectoniques. Les deux parties de la roche qui se sont constituées n'ont cependant pas bougé.



Figure II.2 : Exemple d'une diaclase.[7]

B. 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.

Leur longueur varie d'une dizaine de centimètres à plusieurs centaines de kilomètres.



Figure II.3 : Exemple d'une faille.[7]

C. 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.4 : Exemple d'une stratification. [7]

D. 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 plans de rupture préférentiels. L'ardoise, qui est fendue selon cette schistosité, en est une bonne illustration.

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.

Les massifs rocheux se présentent comme des milieux discontinus, ceci à toutes les échelles (celle de la matrice rocheuse, du bloc élémentaire, de la masse rocheuse, du massif



Figure II.5 : Exemple d'une schistosité.[7]

E. Foliation

Elle est définie comme étant une 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).

F. Fracture

Elle est définie comme étant une cassure discrète dans une roche qui n'est pas parallèle avec une structure visible.



Figure II.6 : Exemple d'une fracture,(Gisement de Ouled H'Bili, Photo 29/02/2016).

G. Fissure

Elle est définie comme une discontinuité divisant un matériau continu sans séparation des unités géologique du matériau.

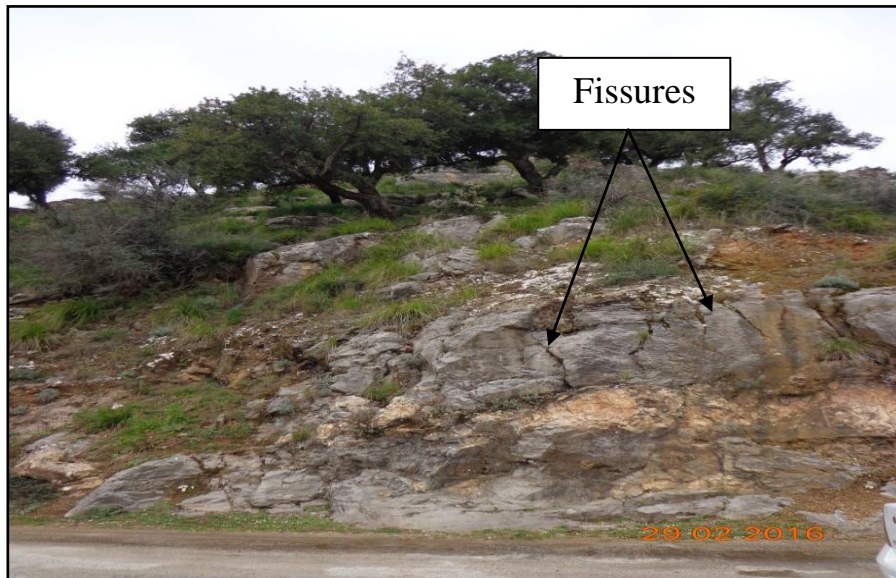


Figure II.7 :Exemple d'une fissure,(Gisement de Ouled H'Bili, Photo 29/02/2016).

H. Plis

Le pli est le résultat de la flexion d'une strate rocheuse sous l'effet d'une force tectonique ou d'un mouvement.

La Société Internationale de Mécanique des Roches a proposé en 1978 un schéma d'analyse systématique des discontinuités basé sur la caractérisation de chaque fracture par 10 paramètres ;

- Orientation ;
- Continuité ou extension ;
- Espacement ;
- Rugosité et ondulation de la surface ;
- Résistance à la compression simple des pontes ;
- Ouverture ;
- Remplissage ;
- Humidité et situation hydraulique ;
- Nombre de familles de discontinuités ;
- Taille moyenne des blocs.

II.1.1.4. Effets des discontinuités naturelles

Il est étonnant que ce paramètre soit si rarement explicitement indiqué dans les études sur le tir à l'explosif. Sur le terrain, les praticiens choisissent, s'ils le peuvent, de travailler avec ou contre le pendage suivant les résultats escomptés, cette absence de données quantifiées (sur le terrain) ne doit pas conduire à sous-estimer ce paramètre car l'on sait montrer d'un point de vue théorique et sur des modèles réduits son influence réelle.

Les ondes de chocs se comportant à l'égard des discontinuités peu ou prou comme des rayons lumineux en optique, les phénomènes de réflexion, entre autres, sont bien montrés par l'expérience de la barre d'Hopkinson. Sur le terrain les preuves de fracturation par réflexion (inversion des ondes de compression en ondes de traction) sont hélas beaucoup plus difficiles à observer.

Comme en optique, il est donc important de connaître la direction et le pendage des joints, la fréquence des joints mais aussi la nature des remplissages pour évaluer ce qui sera transmis, réfléchis par les différentes discontinuités géologiques (diaclasses, stratification). [8]

La structure d'un massif a une influence très importante sur le tir. Elle détermine tout d'abord la taille des blocs in situ, elle conditionne la mise en œuvre du tir (foration et plan de tir), le fonctionnement même de l'énergie explosive et sa transmission au massif, et peut occasionner des problèmes de stabilité au niveau des trous de tir ou de gradins, voire de talus entiers ou de galeries dans les mines ou les travaux souterrains.[9]

II.1.2. Caractérisation à petite échelle

Pour caractériser les massifs rocheux, des analyses ont été faites au niveau de laboratoire du C.E.T.I.M sur la base de 2 échantillons.

II.1.2.1. Analyses physico-mécaniques

A. Propriétés physiques

Pour la détermination des propriétés physiques 5 échantillons sont soumis aux différents essais physiques comme suites.

- **La masse volumique ρ (Mg/cm³)**

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

$$\rho = \frac{M}{V}$$

D'Où :

ρ : Masse volumique ; (Mg/cm³).

M : Masse totale de l'échantillon ; (Mg).

V : Volume totale de l'échantillon (cm³).

La masse volumique varie entre 2.55 et 2.72 Mg/cm³.

La masse volumique moyenne égale : 2.65 Mg/ cm³.

- **La masse volumique imbibée**

C'est la masse volumique des solides imbibés d'eau d'un granulat (désignée également par la masse volumique du granulat saturé superficiellement sec).

D'après les essais on constate que la masse volumique imbibée varie entre 2.59 et 2.72 Mg/cm³ alors que la valeur moyenne vaut : 2.668 Mg/cm³

Tableau II.1: Les propriétés physiques de la roche.

Masse volumique(Mg/ cm ³)	Masse volumique imbibée(Mg/ cm ³)
2.652	2.668

B. Propriétés mécaniques

- **Essais Los-Angeles**

L'essai Los-Angeles est destiné à évaluer la résistance des granulats à la fragmentation. Ce mode opératoire s'applique aux granulats utilisés pour la constitution des chaussées et bétons hydrauliques. Il évalue la résistance aux chocs (essai d'usure par fragmentation) sur une classe granulaire donnée. Plus la valeur est faible, plus le granulat est résistant.

Le coefficient Los-Angeles (LA) :

Avec :
$$LA = \frac{m_r}{M_i} \times 100$$

LA : Coefficient d'essais Los-Angeles (%).

m_r : Masse du refus à 1.6 mm. (g).

M_i : Masse initiale (g).

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

- ✓ La masse initiale est : 5000g.
- ✓ La fraction utilisée 10/25mm.

Le coefficient Los-Angeles (LA) varie entre une valeur minimale 23.8% et une valeur maximale 38% dont la valeur moyenne vaut : 28.8%.

- **Essai Micro-Deval humide**

L'essai Micro Deval peut être utilisé à sec ou en présence d'eau, méthode plus représentatif. Les granulats résistent d'autant mieux à l'attrition que la valeur du coefficient Micro-Deval est faible. La valeur du (M_{DE}) doit être ≤ 35 pour les granulats naturels selon la norme AFNOR "NF P18-577, NF EN 1097-1" et compris entre 15 et 50 pour les granulats recyclés selon la norme "XP P 18-540"

L'essai permet de déterminer la résistance à l'usure par frottements réciproques des éléments d'un granulats.

- **Principe**

Si M est la masse du matériau soumis à l'essai, m la masse des éléments inférieurs à 1,6 mm produits au cours de l'essai, la résistance à l'usure s'exprime par le coefficient Micro-Deval qui s'écrit :

$$CMD = \frac{m_t}{M_\epsilon} \times 100$$

D'où :

CMD : Coefficient Micro-Deval (%).

M_ϵ : Masse de l'échantillon 500 ou 10.000 g selon la classe choisie.

m_t : Masse du tamisât au tamis de 1,6 mm.

Le coefficient mesure le % d'usure, plus il est petit et plus la résistance à l'usure est grande.

Le coefficient Micro-Deval varie entre 10 % et 24% dont la moyenne vaut : 18.6%

- **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 0,5 MPa/s, jusqu'à la rupture de l'éprouvette.

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 écrasements pour obtenir une valeur représentative.

Les résultats des essais sur 25 échantillons établis par le laboratoire C.E.T.I.M a fourni une valeur minimale de 82.8 Mpa, et une valeur maximale de 117.6 Mpa.

La valeur moyenne de la résistance à la compression la roche du gisement de OuledH'Bili $R_{C_{moy}} = 101.54 \text{ Mpa}$.

II.1.2.2. Analyse par spectrométrie de fluorescence X

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

- ✓ qualifier les éléments chimiques présents dans un échantillon. Après cette étape nous connaissons les éléments constituant l'échantillon (ex. : Carbone, Fer, Chrome, Nickel,...).
- ✓ quantifier les éléments présents (ex. : Carbone 0.02%, Fer 72,98 %, Chrome 18 % et Nickel 9%).

Les résultats des essais chimiques pour les échantillons de gisement de calcaire de OuledH'Bili est résumés au tableau suivant :

Tableau II.2 : Les résultats des essais chimiques pour les échantillons de gisement de calcaire de OuledH'Bili.

Composition chimique et N° d'ECH	Teneurs (%)										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	PF
1	5.81	1.30	0.64	50.86	0.30	0.67	0.25	0.21	0.05	0.06	39.84
2	72.00	14.37	1.00	1.46	0.32	0.05	5.30	3.26	0.20	0.10	1.94

D'après ce tableau : on remarque que les pourcentages des teneurs de l'échantillon ; **AA.15.08447 (écha N°1):**

Dans cette échantillon on remarque que le pourcentage le plus élevé par rapport aux pourcentages des d'autre constituants est celle de CaO et sa représente du minéral de calcite et un peu de micas et de quartz, ces composants représentent la roche de calcaire.

AA.15.08448 (écha N°1):

Dans cette échantillon on remarque que le pourcentage le plus élevé par rapport aux pourcentages des d'autre constituants est celle de SiO₂ et sa représente du minéral de quartz et un peu de feldspaths et des micas, ces composants représentent la roche de gneiss.

II.1.2.3. Analyse minéralogique

L'analyse par diffraction des rayons X réalisée sur les échantillons codifiés AA.15.08447 (échantillon N°1) et AA.15.08448 (échantillon N°2) consiste à déterminer la nature des constituants minéraux.

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

Tableau II.3 : Résultats des analyses minéralogiques.

Minéraux présents	Composition minéralogique (%)	
	AA.15.08447 (écha N°1)	AA.15.08448 (écha N°2)
Quartz	05	30
Calcite	91	03
Albite	--	27
Feldspaths (Orthose)	--	28
Muscovite	02	05
Kaolinite	01	06
Minéraux ferrugineux + Autres	01	01

AA.15.08447(écha N°1):

Les pourcentages des calcites obtenus sur cet échantillon sont élevés ce qui caractérise des matériaux calcaires.

AA.15.08448(écha N°2):

Les pourcentages des Quartz et des Feldspaths obtenus sur cet échantillon sont élevés ce qui caractérise des matériaux gneissiques.

II.1.2.4. Etude pétrographique

L'analyse pétrographique se fait pour connaître le type de la roche de notre gisement, et pour savoir cette dernière, une étude des lames minces réalisée au niveau de laboratoire de la géologie de l'université de Bejaia, à cet effet un prélèvement des deux échantillons a été faite, l'un de calcaire et l'autre de gneiss.

Les résultats de ces analyses sont les suivants :

- **Le calcaire**

Macroscopiquement le calcaire se présente sous forme de pâte grise sans fossiles apparents, très diaclases avec des disséminations de pyrite. Les fractures sont à remplissage de calcite ou d'oxyde de fer.

Macroscopiquement, c'est un calcaire à ciment micritique finement cristallisé. Parfois la calcite est recristallisée en sparite. On observe aussi des disséminations de grains de quartz de taille variable, des paillettes de muscovite, de la pyrite automorphe et des oxydes de fer remplissant des fractures.

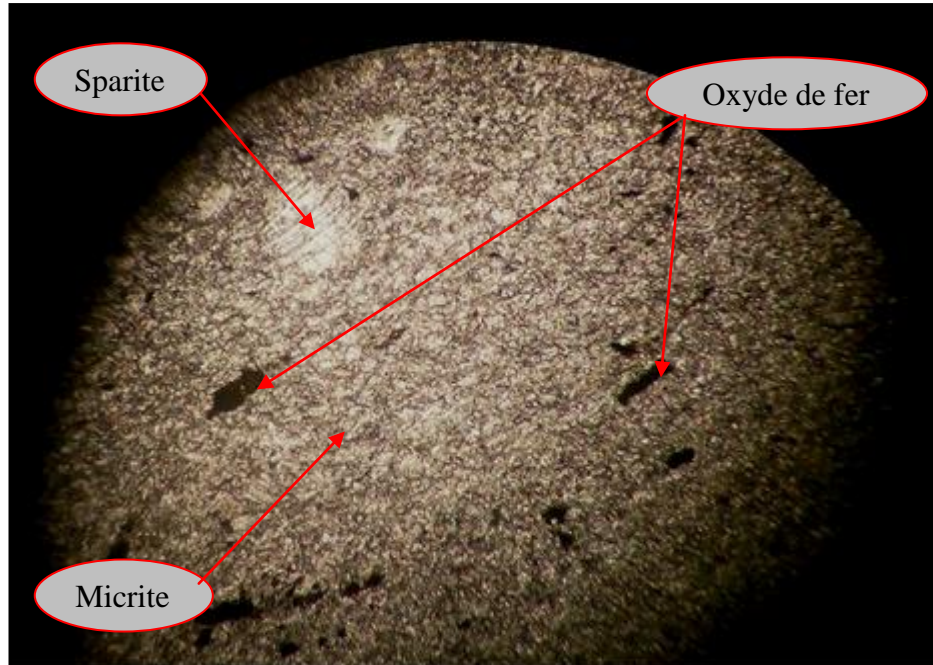


Figure II.8 : Calcaire micritique, LPA GX4, (photo juin 2016).

- **Le gneiss**

Macroscopiquement, il est à grains moyens avec une foliation peu marquée, de couleur blanche à gris clair parfois masquée par une teinte rougeâtre due à la présence d'oxydes de fer.

L'étude microscopique montre une composition minéralogique comportant : le quartz, plagioclase, feldspaths, le microcline avec des bandes de muscovite. On observe des fractures à remplissage d'oxydes de fer.

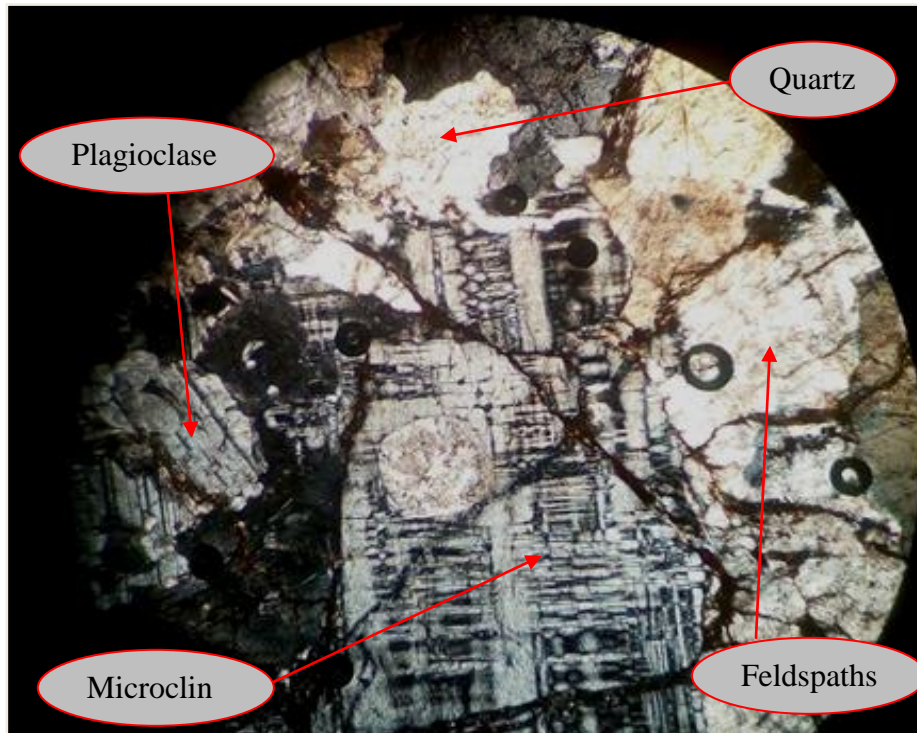


Figure II.9:Orthogneiss, LPA GX4, (photo juin 2016).

Conclusion

Les granulats issus de la roche de cette carrière pourront être utilisés pour les bétons hydrauliques constituant des éléments de résistance. Ils pourront même être utilisés pour les bétons de propreté, de remplissage et pour la confection des couches de fondation et de base des routes.

Les discontinuités influent d'une manière très négative sur la résistance des roches ;
Donc il faut s'intéresser à la stabilité des talus.

CHAPITRE III

Ouverture du Gisement

Introduction

Après avoir élaboré le projet d'exploitation sur la base de documents géologiques et topographiques et ainsi définie la profondeur finale d'exploitation du gisement et les contours supérieur et inférieur du champ de la carrière ; On passe à la réalisation qui consiste en un premier temps à l'ouverture de la carrière, on exécute les travaux de creusements des excavations minières appelées tranchées ou demi-tranchée.

Alors l'ouverture du gisement est un ensemble de processus réalisés dans le but d'assurer l'accès au champ de la carrière et de faire des communications de transport aux flux formés sur les gradins.

III.1. Mode d'ouverture à ciel ouvert

L'ouverture d'un gisement à ciel ouvert a pour but de réaliser l'accès au champ minier à partir de la surface terrestre.

En pratique minière, l'ouverture d'un gisement peut se faire par :

- a) Tranchées ;
- b) Demi- tranchées.

L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants :

- Des réserves exploitables du gisement et des dimensions du champ de carrière ;
- Du relief de la surface du sol ;
- Des propriétés physique et mécanique des roches à exploiter ;
- De la méthode d'exploitation à prévoir ;
- De la production annuelle planifiée par la carrière ;
- De l'engin adopté ;
- Rendement de la carrière ;
- Les caractéristiques géologiques et hydrogéologiques du gisement.

III.1.1. Classification des tranchées capitales

On classifiés les tranchées selon leur destination en :

III.1.1.1. Tranchées d'accès ou demi-tranchée d'accès (inclinées)

Ces tranchées donnent accès au gisement, permettent d'obtenir le front unilatéral de travail et assurent le transport des produits. Elles se conservent longtemps ou pendant toute la durée d'exploitation et peuvent être soit en dehors, leur pente moyenne est généralement inférieure à 12 %. Les tranchées d'accès sont des prolongements des gradins des tranchées principales. Elles peuvent être :

- **Tranchées extérieurs**

Elles sont creusées à partir de la surface du sol en dehors du champ de la carrière jusqu'à la limite de ce dernier au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elle donne accès.

- **Tranchées intérieures**

Elles sont employées pour la découverte des champs d'exploitation plus profonds. Elles sont creusées suivant la limite de la carrière à partir de la surface du sol ou à partir de l'horizon précédemment découvert jusqu'au niveau de la plateforme de travail de l'horizon auquel elle donne accès. Ces tranchées sont creusées perpendiculairement au talus ou en diagonal.[10]

III.1.1.2. Tranchées de découpage

Leur creusement se fait sur la limite du champ minier à la cote finale des tranchées d'accès, soit dans les stériles, soit dans le minerai. L'ensemble des tranchées principales et des tranchées de découpage permet d'assurer finalement la découverte et l'exploitation du gisement.

Elles sont en général horizontales, et s'élargissent dans le temps pour constituer les gradins (actifs ou inactifs).[10]

III.1.2. Disposition des tranchées

La disposition des tranchées d'accès et de découpage par rapport au contour du champ minier est assez importante pour influencer sur la longueur de transport des charges à l'intérieur de la carrière et même sur la productivité. Elle tient compte principalement des caractéristiques du gîte (pendage, dimensions et forme) et relief du site.

III.1.2.1. Pour les tranchées d'accès extérieures

La disposition des tranchées d'accès extérieur peut être :

- Latérale ;
- Bilatérale ;
- Centrale unique.

III.1.2.2. Pour les tranchées d'accès intérieures

Les tranchées d'accès intérieures peuvent être disposées :

- Dans un seul bord de la carrière ;
- Dans plusieurs bords.

III.1.2.3. Pour les tranchées de découpages

- Longitudinales ;
- Transversale.

III.1.3. Mode d’ouverture de la carrière du gisement de OuledH’Bili

Le choix d’un schéma d’accès à ciel ouvert dépend des facteurs qui y influant sur le type d’ouvrage donnant l’accès au gisement :

III.1.3.1. Critères de choix d’un schéma d’ouverture

Le choix d’un schéma d’ouverture dépend des plusieurs facteurs sont :

A. Facteurs géologiques

Ils existent beaucoup des facteurs géologiques mais les principales sont les suivants :

- La forme ;
- la profondeur ;
- la puissance ;
- le pendage du gisement ;
- les dimensions du gisement.

B. Topographie de la surface

Le relief de la surface du gisement de OuledH’Bilide calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux.

C.Facteurs technico-minières

La production prévue par le projet, la durée de service de la carrière, et les moyens de mécanisations et la sécurité du travail.

✓ **Régime de fonctionnement de la carrière**

- Nombre de jours ouvrables par an220 jours
- Nombre de jours ouvrables par semaine 5 jours
- Nombres d’heurs ouvrable par jour8 heurs
- Nombres de poste par jour1 poste

✓ **Production annuelle** : Selon les besoins du marché ; La production annuelle prévue de l’entreprise est de 1 760 000 t/an.

✓ **Durée de vie de la carrière** : La durée de vie de la carrière est déterminée par la formule suivante :

$$T_v = \frac{R_{exp}}{P_{an} \times K_{irr}}$$

D'où :

T_v : Durée de vie de la carrière.

R_{exp} : Réserves exploitable.

P_{an} : Production annuelle.

K_{irr} : Coefficient d'irrégularité de travail est égal à 0.9.

$$\text{AN: } T_v = \frac{15217657.81}{1760000 \times 0.9} = 9.61$$

Donc:

$$\boxed{T_v = 10 \text{ ans}}$$

✓ **Production mensuelle** : La production mensuelle (P_m) est déterminée par la formule suivante :

$$P_m = \frac{P_a}{N_{m/an}}$$

$N_{m/an}$: Nombre de mois ouvrable par an, qui est égal à 12 mois.

$$\text{AN: } P_m = \frac{1760000}{12}$$

$$\boxed{P_m = 146666.67 \text{ t / mois}}$$

✓ **Production journalier** : La production journalière est déterminée par la formule suivante :

$$P_j = \frac{P_a}{N_{j/an}}$$

$N_{j/an}$: Nombre des jours ouvrable par ans, qui est égal à 220 jours.

$$\text{AN: } P_j = \frac{1760000}{220}$$

$$\boxed{P_j = 8000 \text{ t/j}}$$

✓ **Production hebdomadaire** : La production hebdomadaire (P_H) est déterminée par la formule suivante :

$$P_H = P_j \times N_{j/s}$$

$N_{j/s}$: Nombre de jours ouvrable par semaine, qui est égal à 5 jours.

$$\text{AN: } P_H = 8000 \times 5$$

$$\boxed{P_H = 40000 \text{ t/semaine}}$$

✓ *Production postière* : La production postière (P_p) est déterminée par la formule suivante :

$$P_p = \frac{P_j}{N_{p/j}}$$

$N_{p/j}$: Nombre du poste par jours, qui est égale à 1 poste par jour.

AN :

$$P_p = \frac{8000}{1}$$

$$P_p = 8000 \text{ t/poste}$$

✓ *Production horaire* : La production horaire (P_h) est déterminée par la formule suivante :

$$P_h = \frac{P_j}{N_{h/j}}$$

$N_{h/j}$: Nombre d'heures par jour, qui est égale à 8 heures.

AN : $P_h = \frac{8000}{8}$

$$P_h = 1000 \text{ t/h}$$

✓ *Capacité théorique de la station de concassage*

La capacité théorique de la station de concassage est donnée par la formule suivante :

$$C_{th} = \frac{P_h \times K_u}{100\%}$$

K_u : Coefficient d'utilisation, qui est égale à 85 %.

AN:

$$C_{th} = \frac{1000 \times 85}{100}$$

$$C_{th} = 850 \text{ t/h}$$

L'entreprise dispose d'une station de concassage de capacité de 450 t/h. on choisit deux stations de concassage de capacité de 450 t/h.

III.1.3.2. Schéma d'ouverture de la carrière

Etant donné que le gisement de OuledH'Bilide calcaire à exploiter est situé dans un relief montagneux une pente de 10 %. L'accès au gisement suscité se fait à l'aide d'une demi-tranchée, la forme de l'ensemble des demi-tranchées d'accès « trace, piste d'accès principale » est rectiligne, ces dernières creusées de bas vers le haut à partir des niveaux 630 m, (à partir de la station de concassage) jusqu'au sommet 740 m, (Figure III.1).

Ensuite pour réaliser le premier front de taille, il est nécessaire de creuser des tranchées de découpage en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière.

L'angle d'inclinaison longitudinale des demi-tranchées d'accès (piste d'accès principale), est inférieur à 12 %.

III.2. Travaux d'ouverture et de construction de la carrière

III.2.1. Généralités

Les travaux d'ouverture et de construction de la carrière d'une exploitation à ciel ouvert comprennent ; les travaux d'accès au niveau supérieur du site par la construction de la piste principale et des travaux de découverte qui sont l'ensemble des processus de dégagement et du déplacement des roches stériles recouvrant la substance utile.

Avant d'entamer les travaux de découverte proprement dite, il est nécessaire de réaliser les opérations suivantes :

Le déboisement, Après étude du projet et des impacts sur l'environnement, on procède au déboisement des espaces prévus (Voir Figure I.6), avant le décapage des premières couches.

Le décapage, des terres végétales vont se faire à l'aide de bulldozer et lorsque le stérile est dur on utilise le riper (bulldozer+ une dente en arrière) pour désolidariser les blocs rocheux de son ciment argileux et les stocker dans une aire aménagée à cet effet (halde à stérile) généralement à la périphérie de la concession.

Après avoir retiré la végétation, les différentes couches du terrain sont enlevées et stockées séparément. Elles seront ensuite réutilisées lors du réaménagement du site.

Le traçage de la piste principale, La construction de la piste principale qui permet l'accès au niveau supérieur se fait après découverte du gisement ceci démarre de la station de concassage primaire jusqu'au niveau du premier gradin d'ouverture, on exécute son

dessin sur le plan topographique du site puis on réalise son profil en long en mentionnant ces paramètres qui sont : sa longueur, sa pente globale, rayon de courbure.

III.2.2. Travaux de creusement de la demi-tranchée d'accès

III.2.2.1. Première phase

Dans le cas des roches dure, les travaux de creusement se fait à l'explosif, dont la première phase est commencée par le forage des trous par marteaux perforateurs à main et ceci dans le but de réaliser une banquette qui sera utilisée par la sondeuse.

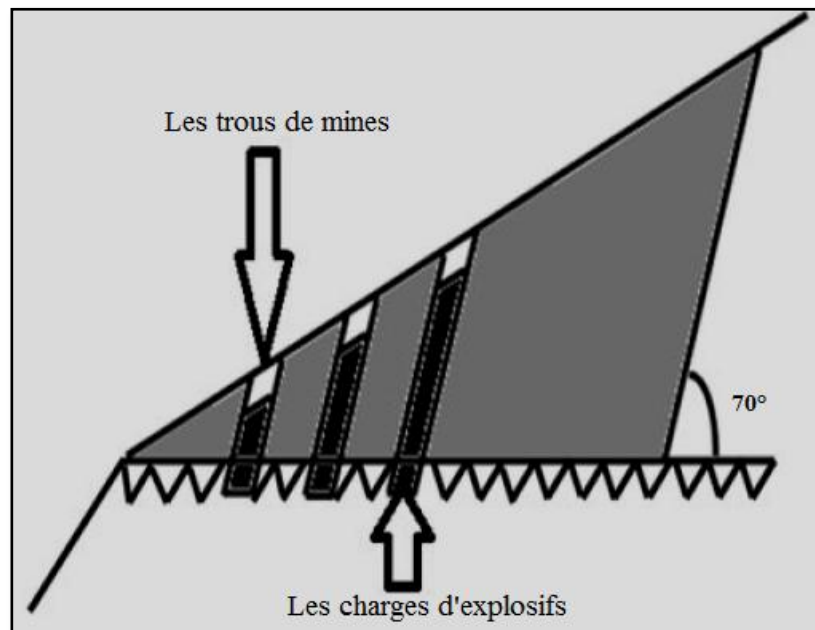


Figure III.1 : Forage des trous de mines.

III.2.2.2. Deuxième phase

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

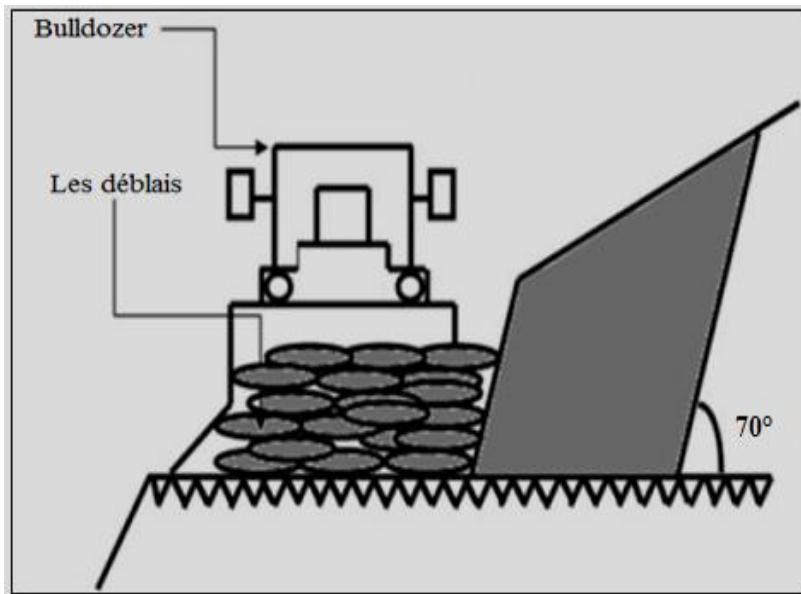


Figure III.2 : Culbutage des roches abattues par tir.

III.2.2.3. 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).

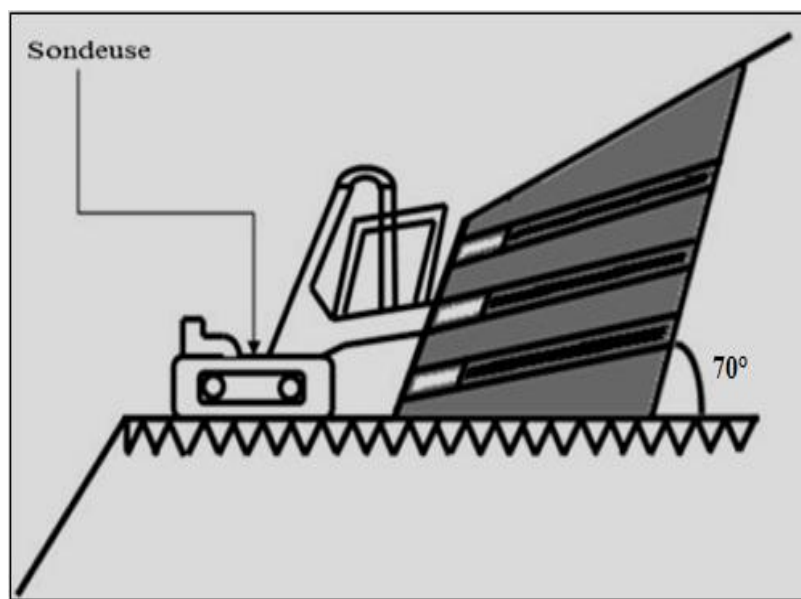


Figure III.3 : Elargissement de la banquette.

III.2.2.4. Quatrième phase

C'est l'utilisation de bulldozer dont le travail c'est de dégager le tas de roche abattue et de niveler la voie de transport obtenue.

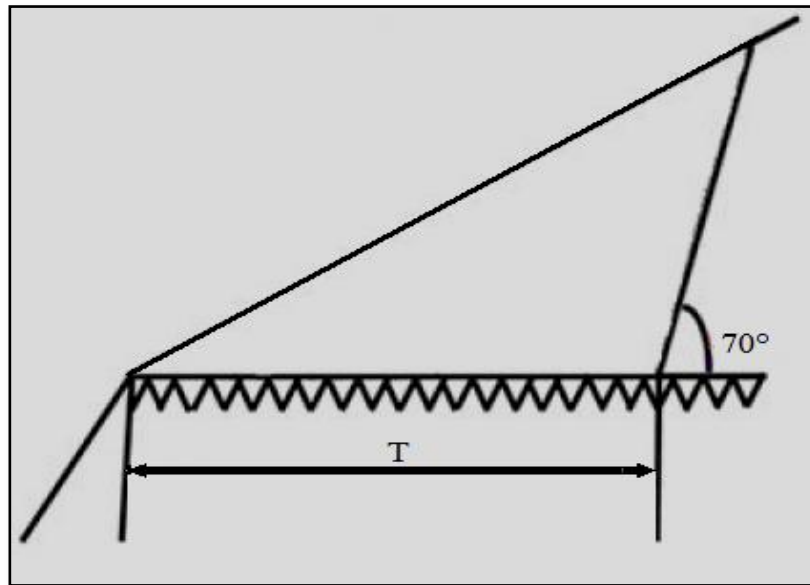


Figure III.4: Dégagement et nivellement de voie de transport.

III.2.3. Piste principale

III.2.3.1. Traçage de la piste principale

La piste principale a été planifiée en tenant compte de :

- La topographie de la colline accidentée surtout dans sa partie supérieure ;
- Des dimensions techniques des engins de transport ;
- La contrainte technique exigeant le passage sur le côté sud de la colline pour développer les travaux dans ce côté ;
- La production et la durée de vie de la carrière.

Celle-ci a été dessinée avec le logiciel Auto-cad.

III.2.3.2. Caractéristiques de la piste principale

Dans une grande mesure, l'efficacité du travail de transport par camion en carrière, se détermine par l'état des pistes. Des pistes bien tracées et bien construites ont un effet positif sur la productivité, car elles autorisent des vitesses de circulation plus élevées, réduisent les temps d'arrêt nécessaires pour la maintenance et la réparation des camions et occasionnent moins de fatigue au volant. Un bon entretien des pistes de circulation réduit les coûts d'exploitation et de réparation ainsi que la consommation de carburant et augmente la durée de vie des pneus.

III.2.3.3. Itinéraire de la piste

Le départ de la piste principale passe par le point de déversement de la matière utile, Ensuite, la piste suivra la courbe de niveau 640 m jusqu'au niveau 740m pour atteindre les

limites des réserves du gisement ou se fera la construction d'une plateforme de travail (limite supérieure) qui est une préparation pour le début de l'exploitation, (tout en respectant la pente limite et la pente de la piste ne doit pas dépasser 12%) vers la station de concassage qu'on a proposé leur implantation au Sud-ouest du gisement ; dans une région présentant un relief pratiquement plat.

III.3. Etapes de construction de la carrière de Ouled H'Bili

La construction de la carrière de OuledH'Bili, consiste à creuser les demi-tranchées d'accès et de découpages, ces dernières doit être réaliser suivant un ordre bien déterminé, de plus, il faut aussi choisir l'emplacement des demi-tranchées d'accès et celles de découpages.

Les étapes de construction de cette carrière sont les suivants :

1. Creusement de la demi-tranchée d'accès extérieure du premier gradin (niveau 740 m).
2. Creusement de la tranchée de découpage de 1^{ère} niveau (740 m) et parallèlement l'élargissement de la première demi-tranchée d'accès.
3. Creusement de la demi-tranchée d'accès extérieure du deuxième gradin (niveau 730m) et élargissement de la première plate-forme de travail Pt1 du 1^{er} niveau (740 m).
4. Creusement de la tranchée de découpage du 2^{ème} horizon (730m) et en même temps l'élargissement de la première plateforme de travail.
5. Elargissement de la plateforme du 1er gradin, 2^{ème} gradin, si les deux gradins renferment un volume avoisinant la production de six mois, la période de la construction de la carrière prend fin et en passe à la phase (étape) d'exploitation proprement dite.

III.4. Paramètres des tranchées

Une tranchée est caractérisée par les paramètres suivants :

III.4.1. Profondeur finale de la tranchée

La profondeur finale de la tranchée de découpage et celle de la demi-tranchée d'accès, est celle de la hauteur du gradin:

$$\text{Hg} = 10 \text{ m.}$$

III.4.2. Angle des talus des tranchées

L'angle des talus des tranchées dépend des propriétés mécano-physiques des roches et de la profondeur de celles-ci .

Les valeurs approximatives sont données dans le tableau ci-dessous :

Tableau III.1 : Angles des talus des tranchées en fonction de leur dureté des roches. [11]

Types de tranchées	Angles des talus de tranchées			
	Dureté des roches			
	2-4	5-9	14 - 15	15-20
accès	60°	65°	70°	80°
découpage	60°	70°	75°	80°- 85°

La dureté du calcaire vaut 13, alors on prend l' angles des talus de tranchées d'accès égal à **70°**et de découpage **75°**.

III.4.3. Largeur dela demi-tranchée d'accès

La largeur de la tranchée dépend du mode de creusement et de la destination de celle-ci.

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

III.4.3.1. Circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires)

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

Où :

T : La largeur de la piste.

a : Largeur de la benne du camion, (a = 3 m).

C : Largeur de la bande de sécurité, (m).

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

Où :

V : Vitesse moyenne de circulation des camions (V =15 km / h).

Donc : C = 0.575 m.

Alors,

$$T = 3 + (2 \times 0.575) = 4.15 \text{ m}$$

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

$$\boxed{T = 4.15 \text{ m}}$$

III.4.3.2. Circulation à double voie (pour la piste principale)

Comme illustré dans la figure III.6 :

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

Où :

r : Largeur de la rigole d'évacuation d'eau, $r = 0.5$ m.

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

$X = 1.15$ m.

Alors,

$$T = 2 \times (3 + 0.575) + 1.15 + 0.5 = 8.8 \text{ m} \approx 9 \text{ m}.$$

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

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

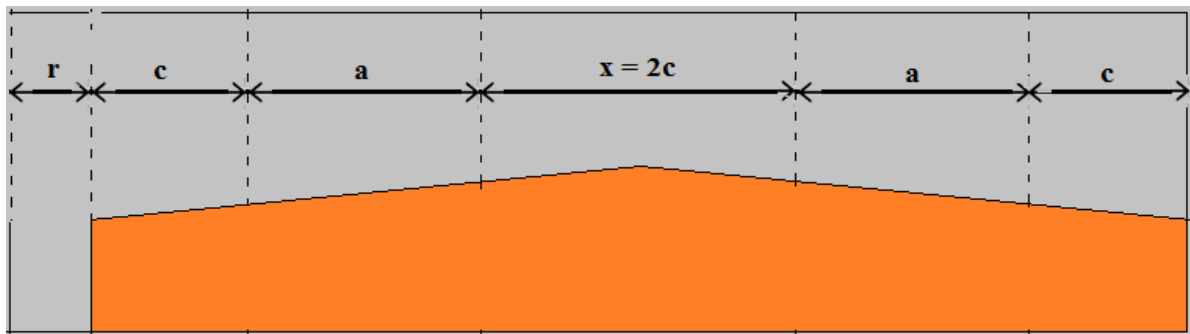


Figure III.5: Largeur de la piste de roulage.

✚ Dans notre carrière on utilise le transport par camions à deux voies, donc la largeur de la piste vaut 9 m.

III.4.4. Longueur de la piste d'accès (trace)

La longueur approximative de la tranchée d'accès est définie par la formule, nous avons :

$$L = \frac{H}{i} \times Ka \text{ (m)}$$

H: Profondeur finale de la tranchée (m).

i : Pente de la piste d'accès.

Ka: Coefficient d'allongement du tracé $Ka = (1.1-1.6)$, on prend $Ka = 1.1$.

$$L = \frac{120}{0.10} \times 1.1$$

$$\boxed{L = 1320 \text{ m}}$$

✚ Cette formule est valable pour les tranchées extérieures.

III.4.5. Inclinaison longitudinale des tranchées

L'inclinaison de la tranchée d'accès dépend essentiellement du moyen de transport utilisé. Elle ne doit pas dépasser 12 %, on pris l'inclinaison longitudinale des tranchées égale à 10 %.

III.4.6. Profondeur finale de la carrière

Elle donnée par :

$$P_F = H_S - H_i$$

H_S : Niveau supérieur de la carrière (m).

H_i : Niveau inférieure de la carrière (m).

Alors : $P_F = 740 - 620$

$$P_F = 120 \text{ m}$$

✚ Dans notre carrière la profondeur finale de la carrière vaut **120 m**.

Conclusion

L'ouverture du gisement consiste le tracage de la piste d'accès, dont la longueur de celle-ci vaut 1320 m.

La piste principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, les périmètres des exploitants privés et des dimensions techniques des engins de transport.

Après l'ouverture de gisement on passe aux travaux d'exploitation qui seront être traité au chapitre suivant.

CHAPITRE IV

Processus et technologie d'exploitation du gisement

Introduction

Ce chapitre est consacré l'étude de travaux d'exploitation du gisement de Ouled H'Bili. Pour cela nous avons commencé par, la classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert, avec le choix de la méthode d'exploitation pour notre gisement ; ensuite, la détermination des caractéristiques des éléments de systèmes d'exploitation, à savoir les éléments du gradin, ce dernier considère l'élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert, les travaux d'abattage à l'explosif, le chargement et les travaux de transport, planning d'exploitation et à la fin de chapitre la stabilité et le plan de réhabilitation.

IV.1. Processus exploitation du gisement de Ouled H'Bili

Avant de procéder à l'exploitation à ciel ouvert d'un gisement, il convient de réaliser et déterminer les éléments suivants :

- Le contour de la carrière et ses éléments;
- Le plan topographique ;
- Les réserves géologiques et exploitables ;
- La durée de vie de la carrière et la production annuelle et le programme del'exploitation ;
- La méthode d'exploitation ;
- Le sens de progression des travaux miniers.

IV.1.1.Méthodes d'exploitation à ciel ouvert

En définissant une méthode d'exploitation comme la progression dans le temps de l'ensemble de gradins à l'intérieur de la fosse ultime, nous avons une définition de la méthode d'exploitation qui tient compte de la morphologie du gisement.

D'une part, les moyens mis en œuvre pour déplacer le stérile peuvent déterminer les principaux paramètres dans la classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert, et d'autre part par le choix du matériel peut à lui seul caractériser la méthode d'exploitation.

Nous allons distinguer deux catégories des méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

1. Classification qui tient compte de la morphologie du gisement ;
2. Classification qui tient compte des moyens de déplacement du stérile.

IV.1.1.1. Classification qui tient compte de la morphologie du gisement

Suivant la disposition du gisement par rapport au relief, l'angle de pendage de gisement et la morphologie du gisement ; les méthodes d'exploitation peuvent être classées en trois types principaux : Elles comptent pour plus de 90% dans la production mondiale à ciel ouvert, ces méthodes, dites aussi, méthodes classique.

A. Méthode par fosses emboîtées

Cette méthode s'applique à l'extraction de minerai encaissé dans des roches dures, disséminé ou en veines profondes avec une extension latérale réduite. Elle est réservée aux gisements sous forme amas, filons et, aux couches fortement pentées.

La forme de la fosse ultime généralement prend la forme d'un cône qui constitue la fosse.

B. Méthode par découverte

Cette méthode est utilisée soit dans les gisements sans terrains de recouvrement qui affleurent, soit dans les gisements ayant des terrains de recouvrement superficiels.

C. Méthode à flanc de coteau

Cette méthode est utilisée pour l'exploitation des gisements à relief montagneux. Dans les régions montagneuses, les gradins peuvent être incomplets, donc se développent sur un seul côté (flanc).

IV.1.1.2. Classification qui tient compte des moyens de déplacement du stérile

On distingue cinq méthodes d'exploitation en se basant sur le mode de transport des déblais au sein de la carrière avec formation des terrils intérieurs ou extérieurs.

1. **Méthodes sans transport** : cette méthode peut être soit simple, soit avec remaniement des déblais ou terrils.
2. **Méthode avec emploi d'engins de transfert** : la méthode est employée lorsque les déblais sont rejetés dans le terril intérieur au moyen d'engins de transport.
3. **Méthode spéciale** : c'est une méthode où les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : Scrapers, Monitors et pompes, Grues et Convoyeurs (remblayeurs).
4. **Méthode avec transport des déblais** : c'est une méthode utilisée dans toutes formes de gisements (horizontal, semi dressant et dressant) et de toute dureté.
5. **Méthode mixte** : elle est employée lors de l'exploitation des couches horizontales ou peu inclinées, de puissance limitée et de recouvrement tendre, meubles ou de dureté moyenne.

IV.2. Méthodes d'exploitation du gisement de Ouled H'Bili

D'après les données topographiques et géologiques, il est donné que le gisement de Ouled H'Bili est situé dans des reliefs montagneux.

La méthode de l'exploitation de ce gisement, est à ciel ouvert à flanc de coteau, les travaux d'exploitation se fait de haut vers le bas (du niveau supérieur 740 m vers le niveau inférieur 620 m) avec 12 gradins de 10 m de hauteur avec une inclinaison du talus de 75°.

Le déplacement du front de taille est orienté dans la direction Nord-Est et les sens des travaux d'exploitation vers le centre dusommet.

IV.2.1. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert

Lesparamètres du système d'exploitation sont les suivants:

- La hauteur et le nombre de gradins ;
- La largeur des plates-formes de travail ;
- La largeur d'enlevure ;
- Longueur du bloc.

IV.2.1.1. Gradin

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche qui consiste enl'exécution de travaux appropriés.Un gradin bien dimensionné et de forme adapté présente les avantages suivants :

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

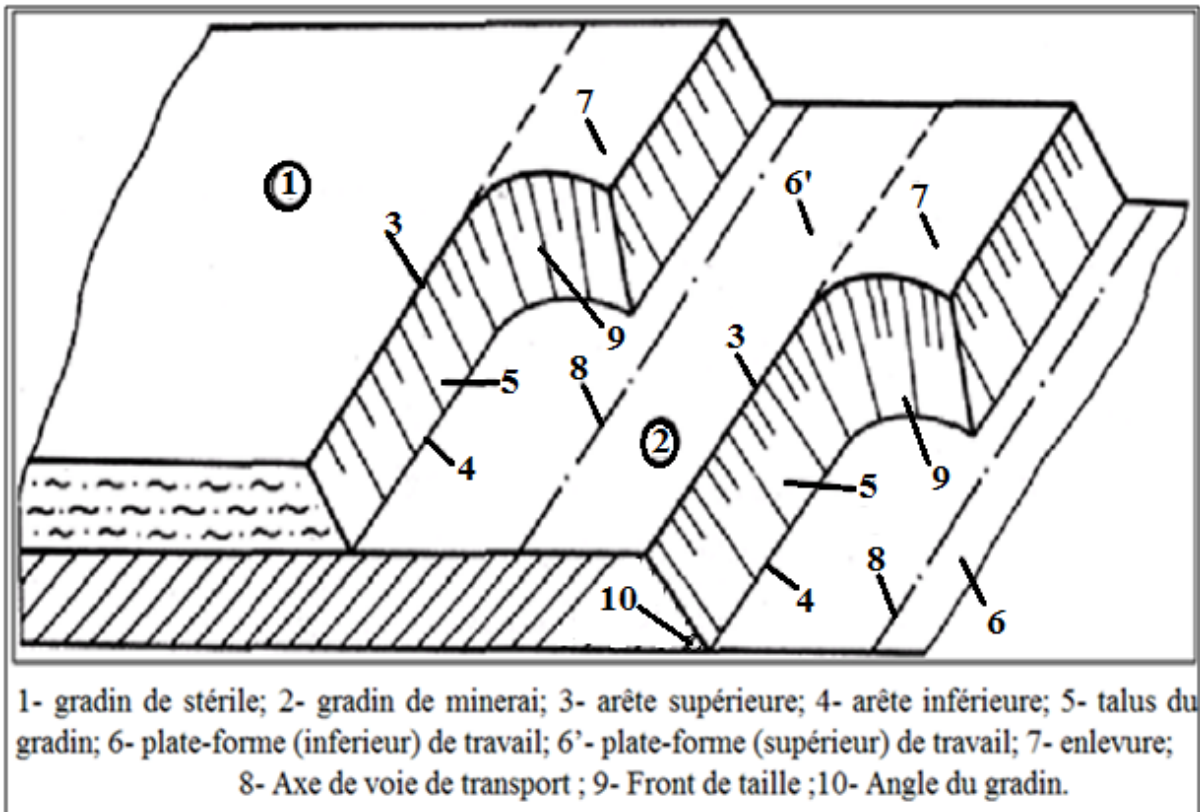


Figure IV.1 : Eléments des gradins.

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

A. Hauteur du gradin

Dans la législation minière Algérienne, la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

Pour le gisement de Ouled H'Bili, la hauteur maximale des gradins sera de **10 m** puisque la structure du gisement est fracturée pour sécuriser les travaux miniers. Ce qui est conforme aux règles de la sécurité.

$$H_g = 10 \text{ m}$$

B. Angle de talus du gradin

Il dépend des paramètres physico-mécaniques de la roche et des engins miniers.

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° par rapport à l'horizontale ; dans notre cas on prendra un angle de talus $\alpha = 75^\circ$.

IV.2.1.2. Largeur d'enlevure

Pour choisir la largeur de l'enlevure, il faut prendre en considération les propriétés physico-mécaniques des roches, le mode d'abattage, et le type et dimensions des engins de chargement. Alors la largeur d'enlevure pour les roches dures vaut :

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

D'où :

A : Largeur de l'enlevure. (m)

w: Ligne de moindre résistance. (m)

$$W = 45 \times d$$

d: Diamètre du trou. (d= 0.089 m, L'entreprise a déjà pratiqué ce diamètre (89 mm) dans l'ancien site, sans rencontrer de problèmes)

Alors : $W = 45 \times 0.089 = 4 \text{ m}$

$$W = 4 \text{ m}$$

n : Nombre de rangées de trous. (n=2)

b : Distance entre les rangées de trous. (m) $b = 4 \text{ m}$.

AN: $A = 4 + (2-1) \times 4 = 8 \text{ m}$

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

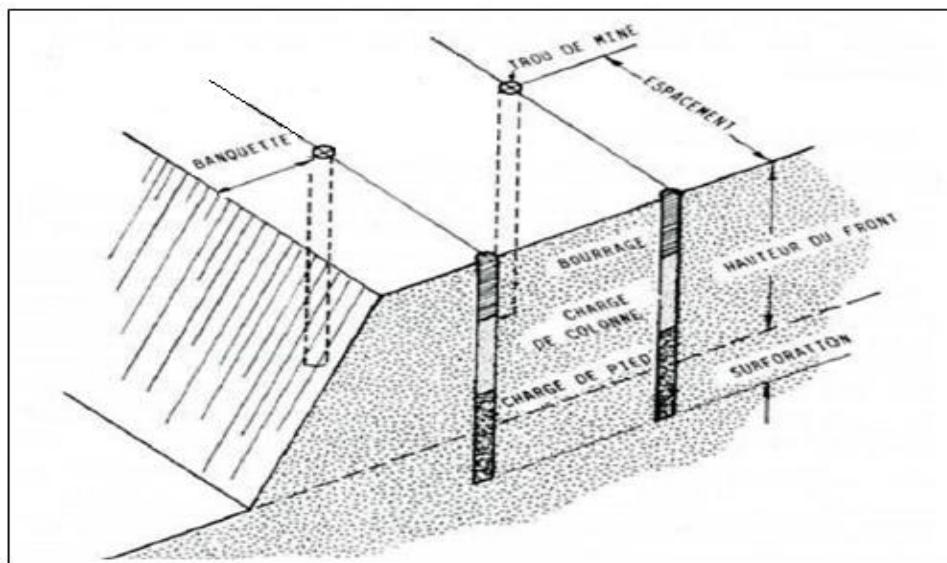


Figure IV.2: Paramètres géométriques d'un plan de tir.[12]

IV.2.1.3. Plate-forme de travail

La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins. Lorsque l'abattage se fait par explosif; la largeur minimale de la plate-forme (figure IV.3), est calculée par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Ba + Z \text{ (m)}$$

D'où :

A : Largeur d'enlèvement. (m)

X : Largeur réduite du tas des roches abattus. (m)

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

D'où :

K_f : Coefficient de foisonnement des roches dans le tas.

Tableau IV.1 : Coefficient de foisonnement. [13]

Matériau	Coefficient de foisonnement K_f
Marne ou Silt	1.1 - 1.4
Argile	1.3 - 1.6
Sable	1.1 - 1.35
Roche altérée	1.2 - 1.3
Calcaire dur	1.4 - 1.6
Grès dur	1.4 - 1.6
Schiste	1.3 - 1.5

Le calcaire a une dureté de 13, donc le coefficient de foisonnement varie entre [1.4 - 1.6]

On prend :

$$k_f = 1.5$$

H_g , H_t : Respectivement la hauteur du gradin et du tas des roches abattus.

$$H_t = (0.7 - 1) \times H_g$$

On prend:

$$H_t = 0.9 \times H_g$$

AN:

$$H_t = 0.9 \times 10$$

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

Alors, la largeur du tas des roches abattus est:

$$X = A \times \left(2 \times k_f \frac{Hg}{Ht} - 1 \right) ; \text{ m}$$

$$X = 8 \times \left(2 \times 1.5 \times \frac{10}{9} - 1 \right)$$

$$\boxed{X = 18.67 \text{ m}}$$

C : Distance de sécurité comprise entre le tas de roche abattue et la bande de transport. (m)

Est donné par la formule suivante :

$$C = 0.2 \times H_g$$

AN : $C = 0.2 \times 10$

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

T : Largeur de la bande de transport. (m), Alors :

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

Ba : Largeur de la bande auxiliaire destinée à l'emplacement des engins. (m),

$$Ba = 3 - 8. \text{ (m)}$$

$$\boxed{Ba = 3 \text{ m}}$$

Z : Largeur de prisme d'éboulement. (m)

$$Z = Hg \times (ctg \gamma - ctg \alpha)$$

D'où :

γ : Angle du talus de gradin en liquidation, avie entre (60° à 70°). On prend le maximum

$$\gamma = 70^\circ .$$

α : Angle du talus du gradin en activité, $\alpha = 75^\circ$

Alors, la largeur de prisme d'éboulement est :

$$Z = Hg \times (ctg \gamma - ctg \alpha)$$

$$Z = 10 \times (ctg 70 - ctg 75) = 10 \times (0.36 - 0.27)$$

$$\boxed{Z = 0.9 \text{ m}}$$

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

$$L_{pt} = 8 + 18.67 + 2 + 9 + 3 + 0.9$$

$$L_{pt} = 41.57 \text{ m}$$

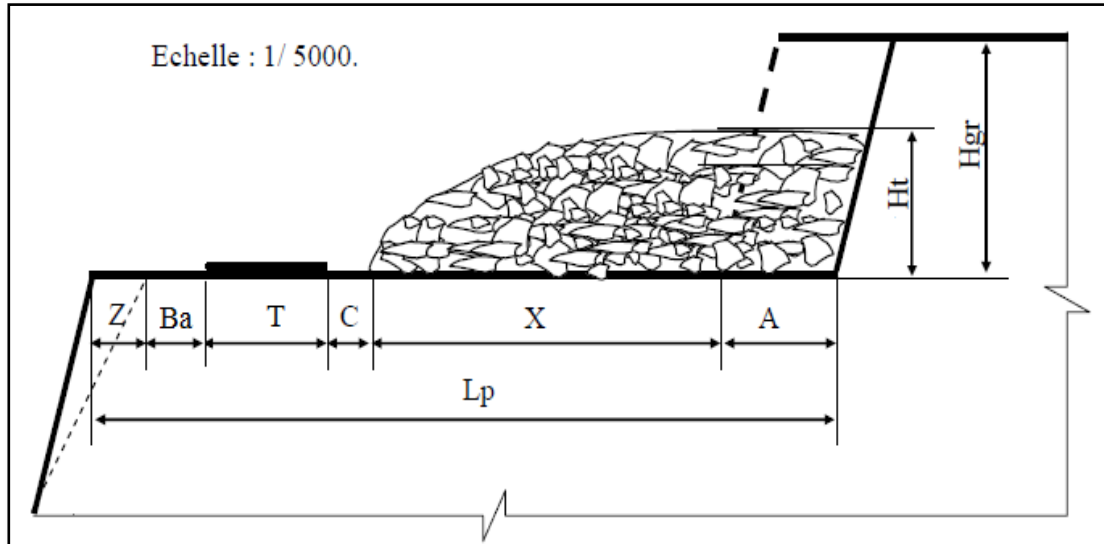


Figure IV.3: Paramètres d'une plate-forme de travail.[14]

IV.2.1.4. Longueur du bloc

En pratique, la longueur du bloc (L_b) dépend du mode de transport.

Lors du transport par camion :

$$L_b = 100 - 300 \text{ (m)}$$

dans notre cas, le transport se fait à l'aide des camions, on prend :

$$L_b = 200 \text{ m}$$

IV.2.2. Principaux indices d'une méthode d'exploitation

IV.2.2.1. Vitesse de déplacement du chantier

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

$$V_{ch} = \frac{P_j}{A \times H_g}$$

Tel que :

P_j : Production journalière de la carrière m^3 /jour.

A : Largeur d'enlèvement (m).

H_g : Hauteur du gradin (m).

$$\text{AN: } V_{ch} = \frac{8000}{8 \times 10}$$

$$\mathbf{V_{ch} = 100 \text{ m/ jour}}$$

IV.2.2.2. Vitesse d'avancement annuelle du front de taille

La vitesse d'avancement annuelle du front de taille dépend de la profondeur finale de la carrière, de la production totale de la carrière, et de la longueur de front de travail. Elle est déterminée par la formule suivante :

$$V_f = \frac{P_{tot}^{car}}{P_f \times L_f^{tot}}$$

Tel que :

V_f : Vitesse d'avancement annuelle du front de taille. (m/an)

P_{tot}^{car} : Production totale de la carrière. (m³/an)

P_f : Profondeur finale de la carrière. (m)

L_f^{tot} : Longueur des fronts des travaux minière. (16 m)

$$\text{AN : } V_f = \frac{664151}{120 \times 16}$$

$$\mathbf{V_f = 346 \text{ m / an}}$$

IV.2.2.3. Vitesse d'approfondissement annuelle

La vitesse d'avancement annuelle du front de taille dépend de la profondeur finale de la carrière, de la durée de vie de la carrière. Elle est déterminée par la formule suivante :

$$h_a^p = \frac{P_f}{T_v}$$

Tel que :

h_a^p : Vitesse d'approfondissement annuelle. (m/an)

T_v : Durée de la carrière. (An)

Alors:

$$h_a^p = \frac{120}{10} = 12 \text{ m / an}$$

$$\mathbf{h_a^p = 12 \text{ m / an}}$$

$$\mathbf{h_a^p = 12 \text{ m / an}}$$

IV.2.2.4. Temps d'extraction d'un bloc

Il est déterminé comme suit :

$$T_{ex} = \frac{L_b}{V_{ch}}$$

Tel que :

T_{ex} : Temps d'extraction d'un bloc. (j)

L_b : Longueur du bloc (m).

V_{ch} : Vitesse de déplacement du chantier (m/j).

AN :

$$T_{ex} = \frac{200}{100} = 2 \text{ jours}$$

$T_{ex} = 2 \text{ jours}$
--

IV.2.3. Principales opérations de l'exploitation du gisement de Ouled H'Bili

On distingue Cinq (05) opérations principales de l'exploitation du gisement de Ouled H'Biliquei sont:

1. Abattage des roches ;
2. Travaux de chargement de la roche ;
3. Déplacement et transport des roches ;
4. Formation des terrils ;
5. Préparation mécanique du granulat.

IV.2.3.1. Abattage des roches

L'abattage est l'opération de destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissible pour le travail efficace des engins de chargement et de transport ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire).

Dans le cas des roches tendre l'extraction s'effectuée par les engins, et dans le cas des roches dures l'abattage se fait à l'explosif.

Selon leurs propriétés physico-mécaniques ; les calcaires exigent un ameublement préalable à l'explosif pour leur extraction.

Pour la préparation de la roche à l'abattage à l'explosif, on distingue les opérations suivantes :

A. Travaux de forage

A.1. Rendement de la foreuse

Le rendement de la foreuse est donné par la formule suivante :

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

D'où :

R_s : Rendement de la foreuse (trous/poste).

T : Durée d'un poste de travail, qui est égale à 8 h.

K_u : Coefficient d'utilisation de la foreuse, qui est égale à (85 – 87 %). (85 %).

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

Avec :

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

D'où :

L_{tr} : Longueur de trou de mine (m).

V_a : Vitesse d'avancement (m/min) caractéristiques de la machine de forage. (0.5 m /min).

AN :

$$t_f = \frac{12}{0.5}$$

$$t_f = 24 \text{ min}$$

Et le rendement de la foreuse est :

AN :

$$R_s = \frac{480 \times 0.85}{24}$$

$$R_s = 17 \text{ trous / poste}$$

A.2. Nombre de foreuses

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

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

D'où :

N_s : Nombre de foreuses.

K_r : Coefficient de réserve de la foreuse, qui est égale à (1.2 - 1.25).

Q_{trou} : Quantité de la roche abattue par un trou en (tonne).

Avec : $Q_{\text{trou}} = V_{\text{trou}} \times \gamma$

D'où :

V_{trou} : Volume abattu par un trou (m^3). (Voir la page 59)

γ : Densité de la roche minéralisée.

AN : $Q_{\text{trou}} = 124.72 \times 2.65$

$$Q_{\text{trou}} = 330.51 \text{ t}$$

Donc : le nombre de foreuses est :

AN: $N_s = \frac{1760000 \times 1.25}{17 \times 1 \times 220 \times 330.51} = 1.78 \text{ Foreuses} \approx 2 \text{ Foreuses}$

$$N_s = 2 \text{ Foreuses}$$

On utilise deux sondeuses avec un rendement de 17 trous par poste



Figure IV.4 : Chiot de forage (foreuse), (Photo carrière de SARL NOSTRAP, 04/2016).

B. 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 connaître ou de définir. Avant d'entreprendre la conception, il faut :

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

B.1. Paramètres d'un plan de tir

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

Les paramètres d'un plan de tir suivants :

- Hauteur de gradin ;
- Diamètre de trou ;
- Angle d'inclinaison de trou ;
- Profondeur du trou ;
- Ligne de moindre résistance;
- Espacement entre les trous de mine ;
- Distance entre les rangées ;
- Quantité d'explosif par trou ;
- Consommation spécifique d'explosif ;
- Nombre de trous.

Les paramètres d'un plan de tir, dans notre cas sont calculés par la méthode de Langefors. Car le plan de tir Langefors semble qu'il est plus manipulable et donne des résultats satisfaisants, il tient compte de plusieurs facteurs clés et il traduit correctement le sens de variation de ces derniers, aussi il livre un ordre de grandeur acceptable pour la

détermination de la maille. C'est la raison pour laquelle nous l'avons utilisé dans cette méthode.

B.1.1. Diamètre des trous

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. [11-12]

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

B.1.2. Inclinaison des trous

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

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

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières à ciel ouvert. [15]

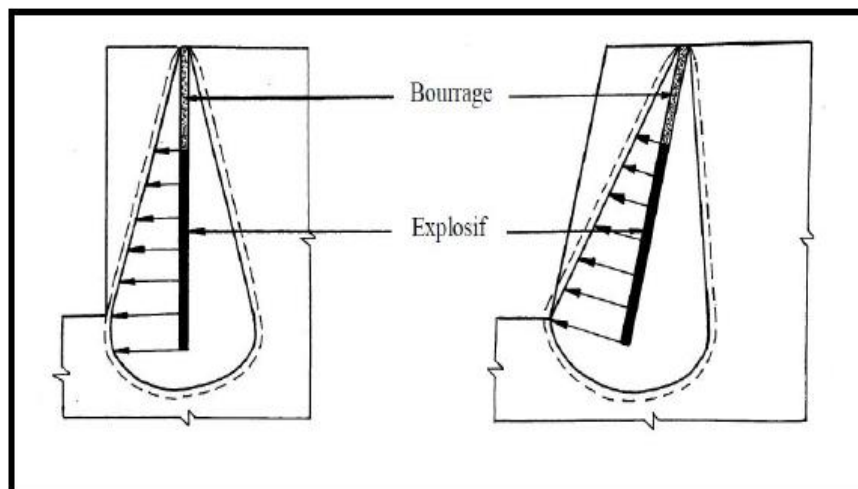


Figure IV.5 : Effet de choc suivant la disposition des trous. [14]

✚ On prend l'inclinaison de **20°** par rapport à vertical pour notre cas puisque l'entreprise a déjà pratiqué cette inclinaison dans l'ancien site.

B.1.3. Espacement

L'espacement E séparant les trous d'une même rangée, est défini à partir de la valeur W . L'expérience pratique a montré qu'un espacement efficace de 1.25 fois la ligne de moindre résistance donne des bons résultats. [16]

$$E = 1.25 \times W$$

AN : $E = 1.25 \times 4$

$$E = 5 \text{ m}$$

B.1.4. 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 : [14], [17]

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

D'où :

d: Diamètre du trou (mm).

S_p : Puissance de la charge de fond de l'explosif ;

LANGEFORS définit le coefficient S_p comme suit :

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(\frac{5 \times Q_t}{Q_{t0}} + \frac{V_g}{V_{g0}} \right)$$

Tel que :

Q_t : Quantité de chaleur dégagée par un kilogramme l'explosif ;

V_g : Volume de gaz dégagé par un kilogramme l'explosif ;

Q_{t0} et V_{g0} sont les valeurs correspondantes à celle d'explosif de référence Gélanit II ;

$Q_{t0} = 4807 \text{ kJ/kg}$ et $V_{g0} = 808 \text{ L/kg}$ (dans les conditions normales, C.N.T.P.)

$V_g = 5500 \text{ m/s}$ (vitesse de détonation) de la Gélanit II ;

$\rho_e = 1,5 \text{ kg/dm}^3$ poids volumique de la Gélanit II.

Q_t et V_g sont les valeurs correspondantes à celle de la Marmanit II (utilisé comme charge de pied car il est utilisé dans l'ancien site sans aucun problème).

$Q_t = 3987 \text{ kJ/kg}$.

$V_g = 868 \text{ L/kg}$.

AN : $S_p = \frac{1}{6} \times \left(\frac{5 \times 3987}{4807} + \frac{868}{808} \right)$

$$S_p = 0.87$$

C : Résistance au tirage : quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche, (pour le calcaire, $C = 0.4 \text{ kg/m}^3$).

\bar{C} : Correction de la résistance au tirage de la roche, pour une roche très jointée :

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

AN :

$$\bar{C} = 0.4 + 0.05$$

$$\bar{C} = 0.45 \text{ kg/m}^3$$

f : Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine (β).

Tableau IV.2 : Valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou.[18]

L'angle $\beta(^{\circ})$	0	10	20	30
F	1	0.95	0.90	0.85

✚ Dans notre cas $\beta = 20^{\circ}$, donc **f = 0.90**.

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'engraissement, il est recommandé de réduire à une valeur inférieure à 1.

$$E/B = 1.25$$

ρ : Masse volumique de la charge explosif du pied (Marmanit II, $\rho = 1.05 \text{ Kg/dm}^3$).

Donc la valeur de la banquette maximale est :

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

$$W_{\max} = \frac{89}{33} \times \sqrt{\frac{1.05 \times 0.87}{0.45 \times 0.90 \times 1.25}}$$

$$W_{\max} =$$

B.1.5. Correction de la banquette du fait de la déviation des forages (banquette pratique)

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

$$W = W_{\max} - 0.05 \times H_g$$

$$\text{AN:} \quad W = 3.62 - (0.05 \times 10)$$

$$\boxed{W = 3.12 \text{ m}}$$

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

$$W = W_{\max} - (a \times d) - \frac{b}{100} \times H_g$$

Tel que :

d : Diamètre de forage;

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

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

b : Coefficient dépendant de la qualité de la foration et la limitation de la déviation.

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

$$\text{AN:} \quad W = W_{\max} - (a \times d) - \frac{b}{100} \times H_g$$

$$W = 3.62 - (4 \times 0.089) - \frac{2}{100} \times 10$$

$$\boxed{W = 3.06 \text{ m}}$$

B.1.6. Excès de forage (sous forage)

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

D'après LANGEFORS l'excès de forage est calculé par la formule suivante : [14]

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

$$L_{\text{ex}} = 0.3 \times 3.62$$

$$\boxed{L_{\text{ex}} = 1.09 \text{ m}}$$

B.1.7. 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 :

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

Tel que :

β : Inclinaison du trou par rapport à la verticale (20°).

AN:
$$L_f = \frac{10}{\cos 20} + (0.3 \times 3.62)$$

$$L_f = 12 \text{ m}$$

B.1.8. Hauteur de la charge du pied

La charge de pied, c'est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied, elle déterminée par la formule suivante : [17]

$$L_p = 1.3 \times W$$

AN:

$$L_p = 1.3 \times 3.06$$

$$L_p = 3.98 \text{ m}$$

B.1.9. Charge linéaire du fond

Elle est donnée par la relation suivante : [16-19]

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

AN :
$$C_p = 0.88 \times \frac{0.90}{0.87} \times 1.25 \times \left[\frac{0.07}{3.06} + 0.4 + (0.004 \times 3.06) \right] \times 3.06^2$$

$$C_p = 4.64 \text{ kg/m}$$

B.1.10. 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.

$$Q_p = L_p \times C_p$$

AN: $Q_p = 3.98 \times 4.64$

$$Q_p = 18.47 \text{ Kg}$$

B.1.11. Hauteur du bourrage

L'objectif du bornage est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage. Il est proportionnel à la banquette. Pour un amorçage latéral en mine profonde, sa longueur doit être égale à la banquette. En mine courte, il peut être faible : il peut descendre à 0,5 W dans ce cas, ainsi que lorsque l'amorçage est effectué en fond de trou en mines verticales profondes. Son efficacité dépend de sa nature : les gravillons non compactés sont particulièrement satisfaisants.

Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose en fonction de fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous.

Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif.

$$H_b = W$$

$$H_b = 3.06 \text{ m}$$

B.1.12. Hauteur de la charge de colonne

La hauteur de la charge de colonne est déterminée par la formule suivante :

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

$$L_c = 12 - (1.3 \times 3.06) - 3.06$$

$$L_c = 4.96 \text{ m}$$

B.1.13. 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. [17]

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

$$\text{AN:} \quad C_c = \frac{4.64}{2}$$

$$C_c = 2.32 \text{ kg/m}$$

B.1.14. Quantité d'explosif en colonne

Cette quantité d'explosif peut être calculée par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c$$

$$\text{AN:} \quad Q_c = 11 \times 2.32$$

$$Q_c = 25.52 \text{ kg}$$

B.1.15. Quantité de charge d'explosifs dans un trou

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

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

$$\text{AN:} \quad Q_{\text{tot}} = 18.47 + 25.52$$

$$Q_{\text{tot}} = 44 \text{ kg}$$

B.1.16. Consommation spécifique d'explosif

Le terme de consommation spécifique désigne le grammage d'explosif que l'on charge dans un trou de mine pour abattre 1 m³ de roche (ou 1 t de roche).

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{\text{tot}}}{W \times E \times (H_g / \cos \beta)}$$

Tel que :

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

$$\text{AN:} \quad q_s = \frac{44}{3.06 \times 3.83 \times (10 / \cos 20)}$$

$$q_s = 0.35 \text{ kg/m}^3$$

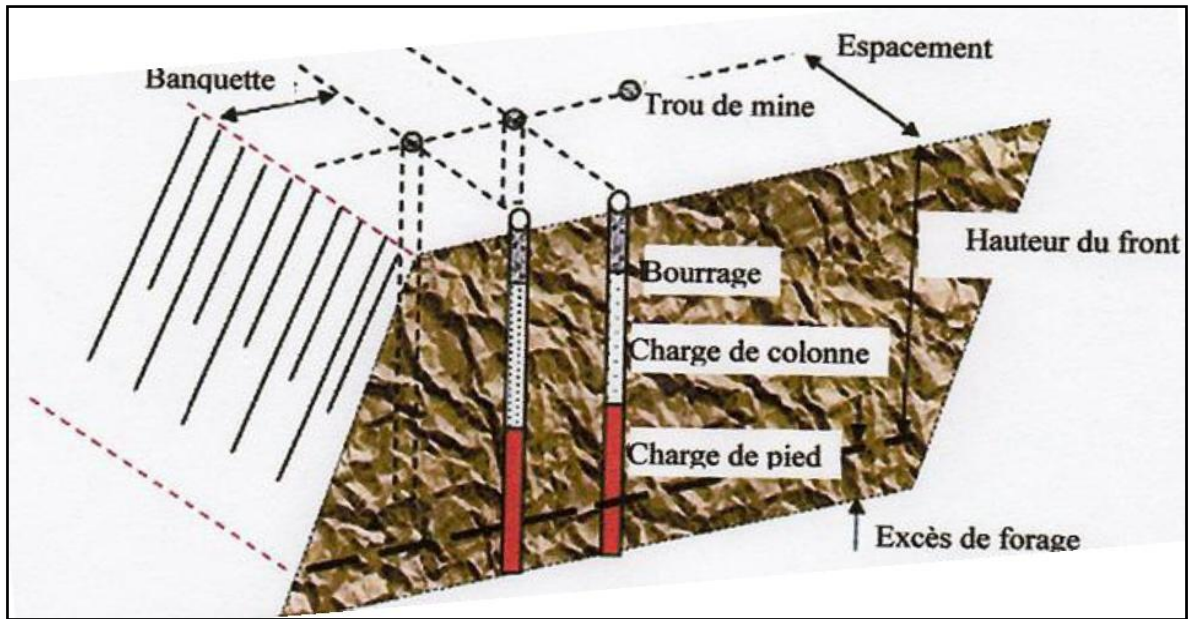


Figure IV.6 : Schéma de disposition des trous. [16]

B.1.17. Volume de roche abattu par un trou

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

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

AN :

$$V_{tr} = 3.06 \times 3.83 \times \frac{10}{\cos 20}$$

$$V_{tr} = 124.72 \text{ m}^3$$

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

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

ρ : Masse volumique du bloc (m³).

AN :

$$Q_{tr} = 124.72 \times 2.65$$

$$Q_{tr} = 330.51 \text{ t}$$

B.1.18. Nombre de trous forés nécessaire pendant une semaine

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}).

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

AN :

$$N_{tr} = \frac{40000}{330.51}$$

$N_{tr} = 121$ trous
--

B.1.19. Nombre de rangées

Le nombre de rangées est déterminé par :

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

✚ Le tir s'effectuera par 2 rangées des trous.

B.1.20. Volume de roche abattu par deux volées

Il est donné par la relation suivante :

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

AN: $V_{vo} = 121 \times 124.72$

$V_{vo} = 15091.12$ t

B.1.21. Blocométrie admissible

La forme et les dimensions du tas de roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert. Les exigences aux dimensions et à la forme du tas de roche sont dictées par la technologie appliquée et par le type d'engins utilisés. Les principales exigences du tas des roches abattues sont les suivantes :

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

Suivant la sécurité, la hauteur du tas ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur. Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

- ❖ La capacité du godet de l'excavateur ($E = 3.5 \text{ m}^3$ existe dans l'ancien site) :

$$d \leq 0.8 \times \sqrt[3]{E}$$

AN :

$$d \leq 0.8 \times \sqrt[3]{3.5}$$

$$d \leq 1.21 \text{ m}$$

❖ Capacité de la benne du camion ($V_c = 22.5 \text{ m}^3$) :

$$d \leq 0.5 \times \sqrt[3]{V_c}$$

AN :

$$d \leq 0.5 \times \sqrt[3]{11.32}$$

$$d \leq 1.12 \text{ m}$$

❖ Dimensions d'ouverture de la trémie de réception ou bien du concasseur ($B = 1 \text{ m}$) :

$$d \leq 0.8 \times \sqrt[3]{B}$$

AN :

$$d \leq 0.8 \times \sqrt[3]{1}$$

$$d \leq 0.8 \text{ m}$$

Alors il ne faut pas que les dimensions des blocs tirées dépassent les dimensions admissibles. Afin d'assurer leur transport et leur fragmentation.

B.2. Accessoires de tir

Les accessoires du tir sont fondamentaux dans la réussite d'un tir parmi lesquelles on peut citer :

B.2.1. 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 de ces dispositifs de mise à feu, de leur mise en œuvre et de l'emploi judicieux qu'on en fait. Leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif. [20]

B.2.2. Cordeau détonant

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans du textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage. [17-20]

B.2.3.Fil de tir

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm². Sa résistance pour 100 m est de 6,1Ω ; il est utilisé pour les circuits de tir électriques.

B.2.4.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. [21]

B.3. Amorçage

B.3.1. Définition physique du phénomène d'amorçage

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose, il faut lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation, de plus cette énergie doit être apportée par unité de volume. Plus cette quantité d'énergie sera faible et plus en pourra dire que l'explosif considéré est sensible. Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, une inflammation, une compression, des ondes de chocs, etc. [14]

B.3.2. 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 :

B.3.2.1.Amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par un cordeau détonant, qui est placé tout le long du trou pour assure l'amorçage de l'explosif.

B.3.2.2.Amorçage ponctuel

L'amorçage ponctuel est réalisé au moyen d'un détonateur mis à feu par un fil électrique. Le détonateur peut être trouvé en zone intermédiaire, ou en pied de la colonne d'explosif.

B.4. Explosifs

B.4.1. Définition d'un explosif

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 qu'il peut se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de gaz capables de produire un travail mécanique.

B.4.2. Catégories des explosifs

B.4.2.1. Explosifs déflagrant

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, elle est comprise entre 10 et 400 m/s.

B.4.2.2. Explosifs détonant

La détonation est le régime de décomposition le plus rapide et donc celui qui donne les effets mécaniques les plus importants.

La détonation est une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif couplé avec une onde de choc. Cette réaction chimique exothermique dégage des gaz (surtout CO₂ et H₂O) dont la température est comprise entre 1000 et 4000 ° C. La pression est de 1000 à 25000 MPa. La vitesse de détonation est comprise entre 1000 et 8000 m/s.

La détonation se propage dans l'explosif qui se trouve initialement dans des conditions de température, de pression, de volume massique, à une vitesse supérieure à la vitesse du son. La zone de réaction est étroite quand l'explosif est un corps pur ou un mélange homogène. [22]

B.4.3. Explosifs utilisés dans les carrières algériennes

B.4.3.1. 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 grés dures et les granites. Parmi lesquels on distingue : [23]

- ✓ Géonit;
- ✓ Gelanit I;
- ✓ Gelanit II.

B.4.3.2. Explosifs pulvérulents

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 ;
- ✓ Anfomil.

IV.2.4.2. Travaux de chargement

Pour notre carrière on choisit le chargement par pelle hydraulique ENMTP (9411) équipé d'une brise roche, et deux chargeuses sur pneu Caterpillar. Elles sont largement suffisantes pour assurer la production souhaitée par l'entreprise.

En cas de panne une chargeuse remplace l'autre.



Figure IV.7 : Chargeuse (Photo carrière de SARL NOSTRAP, 04/2016).

A. Rendement de la chargeuse

Le rendement d'une chargeuse est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps.

Le rendement de la chargeuse est donné par la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \times K_u \times \rho}{t_c \times K_f}$$

D'où :

V : Capacité du godet de la chargeuse (3.5 m^3).

K_r : Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse, qui est égale à ($K_r=0.9$).

T_p : Durée d'un poste de travail, qui est égale à 8h.

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail, qui est égale à ($85 - 87 \%$).

ρ : Masse volumique de la roche (t/m^3).

K_f : Coefficient de foisonnement de la roche, qui est égale à 1.5.

t_c : Durée d'un cycle de chargement.

La durée d'un cycle de chargement. Est donnée par la formule suivante :

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

D'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 (10 s).

t_{mc} : Temps de marche à charge. (15 s)

$t_{déch}$: Temps de déchargement. ($t_d = 10$ s)

t_{mv} : Temps de marche à vide. (20 s)

Alors: $t_c = 10 + 15 + 10 + 20 = 55$ s

$$t_c = 55 \text{ s}$$

$$\text{Donc : } R_{ch} = \frac{3600 \times 3.5 \times 0.9 \times 8 \times 0.85 \times 2.65}{55 \times 1.5} = 2476.93 \text{ t/poste}$$

$$R_{ch} = 2476.93 \text{ t/poste}$$

B. Nombre de la chargeuse

Le nombre de la chargeuse est donné par la formule suivante :

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

N_{ch} : Nombre de la chargeuse.

$$\text{Donc : } N_{ch} = \frac{1760000}{2476.93 \times 1 \times 220} = 3.23 \approx 3 \text{ chargeuses}$$

$$N_{ch} = 3 \text{ chargeuses}$$

IV.2.4.3. Travaux de transport

Le transport établit la liaison entre le fond de la carrière et le point de déchargement des produits (stérile et minéral). Il a pour objet non seulement de déplacer des minerais mais aussi des stériles qui représentent souvent la principale partie de la circulation des produits dans une exploitation à ciel ouvert.

Les camions et les engins dérivés des camions sont des moyens de transport les plus couramment utilisés dans les mines contemporaines. [24]



Figure IV.8 : Transport du tout-venant (Photo carrière de SARL NOSTRAP, 04/2016).

A. Rendement des camions

Le rendement du camion est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{3600 \times V_c \times T_p \times K_q \times K_u \times \rho}{t_c \times K_f}$$

D'où :

V_c : Capacité de la benne du camion. 30 t.

T_p : Durée d'un poste de travail.

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

T_u : Coefficient d'utilisation des camions durant un poste de travail (85 – 87 %).

T_c : Temps de réalisation d'un cycle qui est donné par la formule suivante :

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

D'où :

t_r : Temps de remplissage du godet (10 s).

t_{mc} : Temps de marche à charge.

V_{mc} : Vitesse du camion à charge.

$$t_{mc} = \frac{L}{V_{mc}} = \frac{1.32 \times 3600}{10} = 475.2s$$

$$t_{mc} = 475.2 \text{ s}$$

$t_{déch}$: Temps de déchargement (60 s).

t_{mv} Temps de marche à vide.

V_{mv} : Vitesse du camion à vide.

$$t_{mv} = \frac{L}{V_{mv}} = \frac{1.32 \times 3600}{15} = 316.8 \text{ s}$$

$$t_{mv} = 316.8 \text{ s}$$

t_{mn} : Temps de manouvres. (60 s)

Alors:

$$t_c = 10 + 475.2 + 60 + 316.8 + 60 = 1192 \text{ s}$$

$$t_c = 1192 \text{ s}$$

Donc :

$$R_c = \frac{3600 \times 30 \times 8 \times 0.9 \times 0.85 \times 2.65}{1192 \times 1.5} = 979.61 \text{ t/poste}$$

$$R_c = 979.61 \text{ t/poste}$$

B. Nombre des camions

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

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

D'où :

K_{irr} : Coefficient d'irrégularité. (Varie entre 0,8 et 1,2 On prend $K_{irr} = 1,2$)

$$\text{Donc : } N_c = \frac{8000 \times 1.2}{979.61 \times 1} = 9 \text{ camions}$$

$$N_c = 9 \text{ camions}$$

IV.3. Planning d'exploitation de la carrière de Ouled H'Bili

L'exploitation du gisement de Ouled H'Bili, s'effectue en deux phases, et chaque phase comprend plusieurs niveaux.

Phase I

Cette phase sera consacrée à l'ouverture du niveau 710 m jusqu'au niveau 620 m.

Niveau 710

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **13,83 m**, avec une profondeur de **10m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_1 = 967 \text{ m}^3 \text{ soit } 2562.55 \text{ t.}$$

Niveau 700

L'accès à ce niveau est assuré par une demi-tranchée d'accès, d'une largeur de **9m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **20,51 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_2 = 33778 \text{ m}^3 \text{ soit } 89511.7 \text{ t.}$$

Niveau 690

L'accès à ce niveau est assuré par une demi-tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **29,43 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_3 = 79386 \text{ m}^3 \text{ soit } 210372.9 \text{ t.}$$

Niveau 680

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **37,18 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_4 = 116995 \text{ m}^3 \text{ soit } 310036.75 \text{ t.}$$

Niveau 670

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **43,84 m** avec une profondeur de **10m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_5 = 157495 \text{ m}^3 \text{ soit } 417361.75 \text{ t.}$$

Niveau 660

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **51,50 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_6 = 201660 \text{ m}^3 \text{ soit } 534399 \text{ t.}$$

Niveau 650

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **56,34 m** avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_7 = 254545 \text{ m}^3 \text{ soit } 274544.25 \text{ t.}$$

Niveau 640

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **57,54 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_8 = 310550 \text{ m}^3 \text{ soit } 822957.5 \text{ t.}$$

Niveau 630

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **63,53 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_9 = 346455 \text{ m}^3 \text{ soit } 918105.75\text{t.}$$

Niveau 620

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **70,29 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Est.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_{10} = 307600\text{m}^3 \text{ soit } 815140\text{t}$$

Phase II

Cette phase est destinée à l'ouverture du niveau 740 jusqu'au niveau 620.

Niveau 740

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **17,58 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_1 = 20067 \text{ m}^3 \text{ soit } 53177.55 \text{ t.}$$

Niveau 730

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **28,50 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_2 = 72268 \text{ m}^3 \text{ soit } 191510.2 \text{ t.}$$

Niveau 720

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **34,84 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_3 = 165575 \text{ m}^3 \text{ soit } 438773.75 \text{ t.}$$

Niveau 710

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage

d'une largeur de **40,58 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_4 = 257901 \text{ m}^3 \text{ soit } 683437.65 \text{ t.}$$

Niveau 700

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **50,71 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_5 = 338812 \text{ m}^3 \text{ soit } 897851.8 \text{ t}$$

Niveau 690

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **57,92 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_6 = 412452 \text{ m}^3 \text{ soit } 1092997.8 \text{ t.}$$

Niveau 680

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **65,92 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_7 = 491510 \text{ m}^3 \text{ soit } 1302501.5 \text{ t.}$$

Niveau 670

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **73,51 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_8 = 576188 \text{ m}^3 \text{ soit } 1526898.2 \text{ t.}$$

Niveau 660

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **77,50 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_9 = 673563 \text{ m}^3 \text{ soit } 1784941.95 \text{ t.}$$

Niveau 650

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **81,75 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_{10} = 765379 \text{ m}^3 \text{ soit } 2028254.35 \text{ t.}$$

Niveau 640

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **85,50 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_{11} = 875383 \text{ m}^3 \text{ soit } 2319764.95 \text{ t.}$$

Niveau 630

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **88,75 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_{12} = 1003603 \text{ m}^3 \text{ soit } 2659547.95 \text{ t.}$$

Niveau 620

L'accès à ce niveau est assuré par une demi tranchée d'accès, d'une largeur de **9 m** l'attaque du front de taille, est commencé par le creusement d'une tranchée de découpage d'une largeur de **91,42 m**, avec une profondeur de **10 m**, le déplacement du front de taille vers l'Ouest.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation :

$$V_{13} = 1108782 \text{ m}^3 \text{ soit } 2938272.3 \text{ t.}$$

IV.4. Etude de la stabilité des talus

On appelle stabilité la capacité des roches de rester en place durant longtemps lorsque la surface est dégagée. Suivant le degré de la stabilité, les minerais et les roches encaissantes se répartissent en groupes suivants :

- Roches instables (sables friables);
- Mi- stables (argiles, argiles sableuse);
- Stables (calcaires et grés fissurés);
- Extra stable (granites, basaltes et d'autres roches dures).

La stabilité des bords des carrières et des talus des gradins est une des conditions principales de la sécurité des travaux miniers à ciel ouvert. L'effondrement et l'éboulement des roches dérangent tous les processus technologiques.

La stabilité s'exprime par l'angle de talus naturel (α) dont les valeurs varient de 45 à 70° suivant la nature des roches. Cet angle se forme par la surface libre de la masse minière foisonnée avec le niveau horizontal. L'angle de talus naturel dépend de l'aspérité des grains, de leur teneur en eau, de la granulométrie et de la forme, ainsi que de la masse volumique des roches. L'angle (α) augmente avec l'accroissement de la teneur en eau jusqu'à une certaine limite (par exemple pour les charbons jusqu'à 14%), ainsi que avec l'augmentation de la granulométrie et de l'aspérité des roches

D'après les angles de talus naturel, on détermine les angles maximaux admissibles des gradins et des bords des carrières, des terrils, ... etc.[25]

IV.5. Plan de réhabilitation et de fermeture du site

A la fermeture du site, l'exploitant doit remettre en état le site, conformément aux procédures prévues on la matière.

Ces opérations ont pour objectif la mise en sécurité du site, le démantèlement des installations et la réparation d'éventuelles atteintes à l'environnement.

La réhabilitation est le processus entrepris pour réparer les impacts du projet sur l'environnement.

Les objectifs à long terme de la réhabilitation sont de ramener les terres occupés à des niveaux de sécurité et de stabilités acceptables et de restaurer au mieux l'état d'avant l'installation de tous les valeurs environnementales de la zone.

Un bon plan de réhabilitation environnementale doit prend en compte le démantèlement des installations, la dépollution du milieu et la sécurisation du site.[26]

- **Démantèlement des installations:** Il s'agit de la démolition des installations qui ne peuvent être utilisées à d'autre fin ni être rétrocédées aux populations. Les installations qui resteront en place devront être aménagées afin qu'elles ne constituent pas une source de dangers pour les personnes ou d'incidences pour l'environnement.
- **Dépollution du milieu:** Un diagnostic de l'état de pollution des sols et des eaux devra être établi à la fermeture du site. Ce diagnostic a pour but d'identifier les éventuelles pollutions, d'en évaluer l'impact sur l'environnement et de proposer des objectifs de dépollution des sols ou eaux contaminés. Il s'agit généralement de travaux de nettoyage, de collecte et de traitements des résidus de produits susceptibles d'occasionner des dommages sur l'environnement et les hommes. Les objectifs de dépollution doivent être fixés en accord avec l'administration nationale des mines et de la gestion de l'environnement.
- **L'aménagement de la topographie des terrains:** L'aménagement de topographie concerne principalement les pentes des tas épuisés abandonnés et le remblayage d'éventuelles excavations.
- **La mise en végétation des aires aménagées:** La mise en végétation des sols permet de stabiliser les terrains, notamment les parcs de résidus ainsi que les clairières et de contrôler l'érosion par les eaux de ruissellement. L'objectif de la mise en végétation est de restaurer la végétation et la faune originale. En ce sens le choix des espèces végétales doit être déterminant.
- **Sécurisation du site:** Il s'agit d'identifier les zones à risques (potentiellement dangereuses) compte tenu de leur utilisation future. Toutes les zones identifiées comme présentant des risques potentiels devront être isolées par des clôtures grillagées de protection et des plaques d'interdiction d'accès.
- **Financement des opérations :** Les conditions et les modalités de financement des opérations de réhabilitation sont généralement arrêtées par chaque pays à travers la loi minière.

Conclusion

Selon leurs propriétés physico-mécaniques les calcaires exigent un ameublement préalable à l'explosif pour leur extraction.

L'extraction du calcaire passe par plusieurs étapes dont la foration, l'abattage à explosifs, le chargement, le transport et le concassage.

CONCLUSION GENERALE

Conclusion générale

L'étude géologique permis d'évaluer les propriétés caractéristiques du gisement et les réserves exploitables qui sont de l'ordre de 15 217 657.81t. Dont la production annuelle est de 1760000 t /an. Ces réserves sont exploitées dans une durée de vie de 10 ans.

Après l'étude pétrographique faite au niveau de laboratoire de l'université de Bejaia et les analyses faites au laboratoire C.E.T.I.M nous pouvons conclure d'une manière générale que les roches constituant le gisement sont conformes aux normes ou non pour d'utilisation de ce granulats pour le béton hydraulique et les routes. Les granulats issus de cette carrière sont bons pour la construction et pour le revêtement et pavage des chaussées.

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 à partir de station de concassage vers le plus haut niveau, cette piste longue de 1320 m et large de 9 m.

Il faut définir tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, Ainsi pour toute modification des objectifs d'abattage, elle sera hautement facilitée par l'utilisation de cet outil.

La méthode d'exploitation diffère selon le type de substance exploitée, l'extraction des calcaires fait du haut vers le bas par la méthode de l'abattage à l'explosif. Alors 12 niveaux d'exploitation ont été proposés avec des gradins de 10 m de hauteur pour une raison de stabilité des gradins (massif à structure fracturée). un plan de tir avec séquence d'initiation par microretard a été proposé dans lesquels nous avons défini les paramètres géométriques et énergétiques en suivant les règles de LANGEFORS afin d'assurer la production souhaitée.

L'extraction du calcaire passe par plusieurs étapes dont la foration, l'abattage par explosifs, le chargement, le transport et le concassage. Parmi ces étapes, le tir de mine constitue la meilleure solution pour abattre des grandes quantités de calcaire.

La remise en état par remblaiement des deux carrières est nécessaire, après l'achèvement des travaux d'extraction, pour les réintégrer dans le paysage et faire disparaître les déformations engendrées sur le site.

CONCLUSION GENERAL ET RECOMMANDATIONS

Recommandations

Dans le futur, il serait intéressant de faire une étude de stabilité de talus relative à l'exploitation de ce gisement ainsi que l'adaptation d'un plan de tir adéquat pour cette carrière.

REFERENCES
BIBLIOGRAPHIQUES

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

Références bibliographiques

- [01] :**BELMEDREK Sonia**, (2005 - 2006). Granulométrie et minéraux lourds des sables dunaires et de plage des secteurs d'OuedZhour et de Béni Bélaïd (Jijel, Algérie nord orientale).. Université Mentouri Constantine.
- [03] :**FATIHBOucenna**, (2008/2009). Cartographie par les différentes méthodes de Vulnérabilité a la pollution d'une nappe côtière, Cas de la plaine alluviale de l'Oued Djendjen (Jijel, nord-est Algérien). Mémoire de magister. Université Badji Mokhtar-Annaba. 115 pages.
- [04] :**YahioucheAbdeldjalil**, (2015), Bureau d'étude technique. Environnement et mines. El Khroub. Constantine.
- [05] : **Cécile Coulombe**, (2007.), Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats.Rapport d'option, Centre de géosciences,Mines Paris.
- [06] : **François MARTIN,Adrien SAÏTTA**, (2006), Cours de travaux souterrains et de mécanique des roches, Mécanique des Roches et Travaux Souterrains,Centre d'Études des Tunnels.
- [07] : **HOANG T.** ; 2010 « 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.
- [08] : **BERDOUDI SAID**, étude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes, Université BADJI MOKHTAR Annaba.
- [09] :**SAADOUN Abderrezak,(2012)**. Contribution à l'analyse des effets des tirs D'abattage dans les conditions de la carrière deCalcaire Chouf-Amar. M'sila, Mémoire de Magisteren Mines, Université Badji Mokhtar Annaba.
- [10] :**KAMULETE MUDIANGA**,Cours d'exploitation des Mines à ciel ouvert, université de Lubumbashi.
- [11] :**CHAIN R, BOUHEDJA A.** ; « Guide pour l'élaboration d'un projet de cours : l'exploitation à ciel ouvert ». Université Badji Mokhtar Annaba.
- [12] :**NEFIS MOULOUD.** ; 2010 « Modèle d'un plan de tir ». Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [13] :**POULARD F.** ; 2005 « Rapport d'étude la partie 2 : Typologie des événements redoutés au droit d'exploitations pentées et/ou filoniennes ».

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- [14] :**MENACER K.** ; 2011 « Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA) ». Université Badji Mokhtar Annaba.
- [15] : **KOVALENKO K, AMBARTSOUMIAN N, M LAHMER K.** ; 1986 « Exploitation des carrières ». Edition Office des publications universitaires.
- [16] :**BERDOUDI S.** ; « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes », Université Badji Mokhtar Annaba.
- [17] : **GUILLORE J.** ; 2008 « Guide de mise en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique ».
- [18]:**GOKHALE B V.**; 2011 « Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines ». CRC Press/Balkema P.O. Box 447, 2300 AK Leiden, The Netherlands.
- [19] :**HADJADJ A E.** ; « prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algériennes », Université Badji Mokhtar Annaba.
- [20] :**GHARBI Kouider,** (2007), L'adaptation du plan de tir à la blocométrie:Un enjeu capital pour un haut rendement minier.Mémoire d'ingénieur d'état en Génie Minier, Ecole nationale polytechnique.
- [21] :**OFFICE NATIONAL DES SUBSTANCES EXPLOSIFS,** « Techniques d'utilisation des explosifs ».
- [22] :**BLANCHIER A, THIARD R, WEBER P.** ; 1988 « Théorie du travail à l'explosif. Mines et carrières ».
- [23] :**OFFICE NATIONAL DES SUBSTANCES EXPLOSIFS,** « Techniques d'utilisation des explosifs ».
- [24] :**Sid Ahmed Hammouda et AbdelhakMehdid** (2011). Contribution à l'étude des ressources minérales dans les monts des traras (calcaire, sable et argile) état actuel, perspectives et impact sur l'environnement. Université Abou BekrBelkaid-Tlemcen.
- [25] : **Dj. MERABET,** (1989) principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert; OPU.
- [26] :**Lydie DIATTO,** « Exploitation minière et protection de l'environnement et des ressources naturelles en Afrique de l'Ouest », Dossier documentaire.

ANNEXE 1

Caractéristiques des massifs rocheux

ANNEXES

Annexes

Autres essais au niveau de laboratoire C.E.T.I.M.

Propriétés physiques

- **Le coefficient d'absorption**

Le rapport de l'augmentation de la masse de l'échantillon après imbibition par l'eau, à la masse sèche de l'échantillon.

Il mesure la capacité d'un granulat à absorber de l'eau.

La valeur courante : < 5%.

Estimation de l'aptitude du granulat à influencer sur la rhéologie du béton.

Il est donné par :

$$Ab \% = \frac{Ma - Ms}{Ms} \times 100 \%$$

D'où :

Ab : Le coefficient d'absorption (%).

Ms : masse de l'échantillon sec après passage à l'étuve à 105°C.

Ma : masse de l'échantillon imbibé par l'eau.

Pour nôtres échantillons le coefficient d'absorption est entre 0.10 % et 0.90% avec une valeur moyenne de 0.504 %.

On résume les propriétés physiques de la roche de gisement de calcaire de Ouled H'Bili dans le tableau I.2 suivant :

Tableau I.1 : Tableau récapitulatif des propriétés physique de la roche de gisement Ouled H'Bili

La masse volumique en (Mg/m ³)	La masse volumique imbibée en (Mg/m ³)	Teneur en eau (L'absorption d'eau) en (%)	Coefficient d'absorption en (%)	La porosité en (%)
$\rho_{moy} = 2.65 \text{ Mg/m}^3$	2.668 M g/m ³	$\omega = 0.18 \%$	Ab = 0.504 %	$\eta_{moy} = 1.32 \%$

- **Porosité**

C'est le rapport en % du volume des vides au volume total de l'échantillon

Elle exprimée par :

$$\eta = \frac{V_v}{V_t}$$

η : La porosité (%).

V_v : volume des vides (cm³).

Annexes

V_t : volume total de l'échantillon (cm^3).

La valeur minimale de la porosité $\eta_{\min} = 0.24 \%$ et la valeur maximale $\eta_{\max} = 2.34 \%$.

D'où la valeur moyenne $\eta_{\text{moy}} = 0,47 \%$.

Alors les essais nous donnent ces résultats :

- **Le coefficient d'aplatissement**

La forme des gravillons est déterminée par l'essai d'aplatissement (A). Le coefficient d'aplatissement caractérise la forme du granulat à partir de sa plus grande dimension et de son épaisseur. Plus A est élevé, plus le gravillon contient d'éléments plats.

Une mauvaise forme à une incidence sur la maniabilité et favorise la ségrégation.

Expression du coefficient d'aplatissement

Pour une classe granulaire d_i/D_i donnée, on peut définir un coefficient d'aplatissement partiel comme suit :

$$CA_i = 100 \times m_i / M_i$$

Avec :

$M_i = \sum R_i$: somme des masses des classes granulaires d_i/D_i

m_i : masse passant à travers le tamis à fente d'écartement $E = D_i/2$

Le coefficient d'aplatissement global CA s'exprime en intégrant les valeurs partielles déterminées sur chaque classe granulaire : $CA = 100 \times \sum m_i / \sum M_i$ vérifiant la relation $G/E > 1,58$.

D'après les essais faits en laboratoire C.E.T.I.M le coefficient d'aplatissement est compris entre 6 % et 23 % avec une valeur moyenne 16.4 %.

- **La teneur en eau**

C'est le rapport du poids d'eau au poids des grains d'un échantillon sec suivante :

$$\omega = \frac{M_\omega}{M_s}$$

D'où :

ω : La teneur en eau (%).

M_ω : poids de l'eau (g).

M_s : poids de la matière sèche (g).

La teneur en eau est comprise entre 0.07 % et 0.32 %.

La valeur moyenne vaut : 0.176%.

Annexes

Tableau II.2: Les propriétés physiques de la roche.

La masse volumique (Mg/ cm ³)	la masse volumique imbibée (Mg/ cm ³)	la teneur en eau (%)	le coefficient d'absorption (%)	Porosité (%)
2.652	2.668	0.176	0.504	0,47

D'après ce tableau : On observe que ces résultats est considérablement pour l'application de ces dernies à la concrète.

Propriétés mécaniques

- **L'Essai Los-Angeles**

Les résultats sont résumés dans le tableau I.2 suivant :

Tableau I.3 : présent les résultats de l'essai de Los-Angeles

Code échantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale 'm' (g)	Coeff. Lors Angeles (LA) en %	Moyenne %
AA.15.08447	10/25	5000	3680	26.4	25
	10/25	5000	3784	24.3	
AA.15.08448	10/25	5000	3141	37.2	38
	10/25	5000	3100	38.0	
AA.15.08449	10/25	5000	3752	25.0	25
	10/25	5000	3773	24.5	

AA.15.08450	10/25	5000	3420	32.6	32
	10/25	5000	3393	32.1	
AA.15.08451	10/25	5000	3812	23.8	24
	10/25	5000	3777	24.5	

Annexes

- **Essai Micro-Deval humide**

Les résultats sont résumés dans le tableau I.4 suivant :

Tableau I.4 : présent les résultats de l'essai Micro-Deval humide

Code échantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale 'm' (g)	Coeff. Micro-Deval (M_{DE}) en (%)	Moyenne (%)
AA.15.08447	10/14	500	391	21.8	22
	10/14	500	392	21.6	
AA.15.08448	10/14	500	422	15.6	15
	10/14	500	424	15.2	
AA.15.08449	10/14	500	374	25.2	24
	10/14	500	384	23.2	
AA.15.08450	10/14	500	447	10.6	10
	10/14	500	449	10.2	
AA.15.08451	10/14	500	389	22.2	22
	10/14	500	390	22.0	

- **Essai de compression**

Les résultats sont résumés dans le tableau I.5 suivant :

Tableau II.5 : présent les résultats de l'essai de compression

Code échantillon	Format (cm)	Masse (g)	Résistance à la compression		Moyenne (MPa)
			Force (kN)	Contrainte (MPa)	
AA.15.08447	5 × 5 × 5	348.0	276.5	110.6	117.6
	5 × 5 × 5	348.9	282.7	113.1	
	5 × 5 × 5	352.7	323.1	129.2	
AA.15.08448	5 × 5 × 5	324.6	216.8	86.7	100.2
	5 × 5 × 5	328.4	265.5	106.2	
	5 × 5 × 5	320.5	269.9	107.6	
AA.15.08449	5 × 5 × 5	345.1	283.0	113.2	117.3
	5 × 5 × 5	348.1	315.1	126.0	

Annexes

	5 × 5 × 5	345.2	281.5	112.6	
AA.15.08450	5 × 5 × 5	340.9	234.7	93.9	82.9
	5 × 5 × 5	328.7	227.6	91.0	
	5 × 5 × 5	326.5	159.6	63.8	
AA.15.08451	5 × 5 × 5	333.9	180.1	72.0	89.7
	5 × 5 × 5	339.8	256.6	102.6	
	5 × 5 × 5	335.8	236.4	94.6	

- **Le coefficient d'aplatissement**

Les résultats sont résumés dans le tableau I.6 suivant :

Tableau I.6 : présent les résultats de coefficient d'aplatissement

Code échantillon	Masse totale des (R_i) des granulats élémentaires di/Di (g)	Masse totale des passants sur les grilles à fentes (g)	Coefficient d'aplatissement A (%)
AA.15.08447	3301	748	23
AA.15.08448	3826	247	6
AA.15.08449	3786	623	16
AA.15.08450	3693	567	15
AA.15.08451	3914	880	22

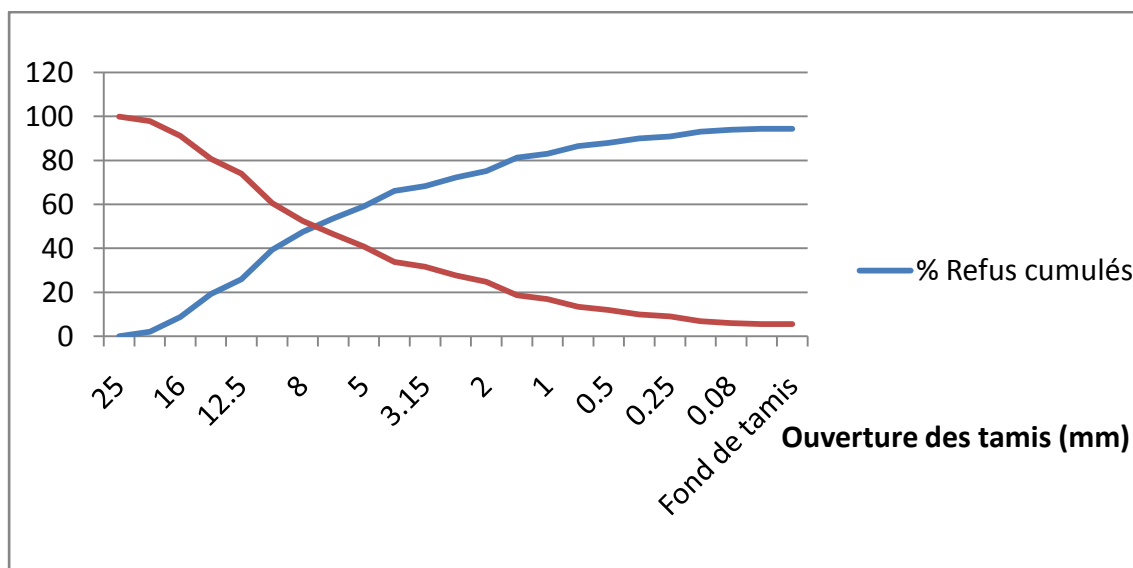
Propriétés granulométriques

- **Analyse granulométrique**

L'analyse granulométrique consiste à déterminer la distribution dimensionnelle des grains constituant un granulat dont les dimensions sont comprises entre 0,063 et 125 mm.

Pour l'échantillon N° :**AA.15.08447** la courbe granulométrique est le suivant :

Annexes



Pour l'échantillon N° :AA.15.08448 la courbe granulométrique est le suivant :

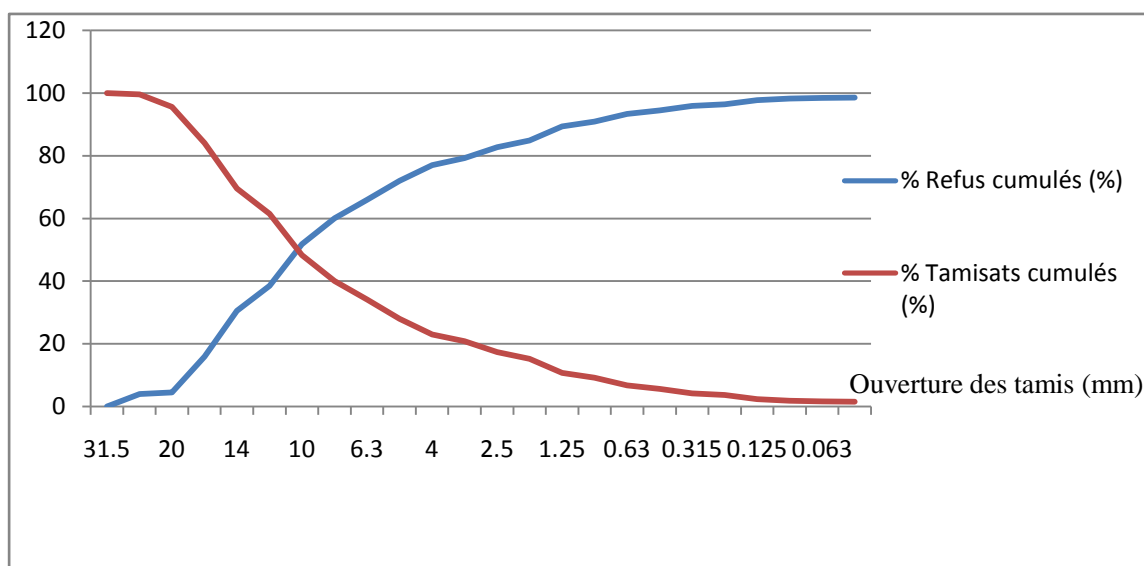


Figure II.1 : Les courbes granulométriques.

La signification de D50

C'est le diamètre de la maille du tamis qui permet le passage de 50% du matériau au départ.

Déterminer graphiquement les diamètres D10, D30, D50 et D60 (donner la position sur le graphique)

D'après la courbe tamisât - refus on obtient:

Pour l'échantillon N° :AA.15.08447

$D_{10}=0.315$ mm; $D_{30}= 2.6$ mm; $D_{50}=7.1$ mm et $D_{60} = 9.95$ mm.

Pour l'échantillon N° :AA.15.08448

$D_{10}=1.21$ mm; $D_{30} = 5.85$ mm; $D_{50}=11.6$ mm et $D_{60} = 12$ mm.

Annexes

Ces diamètres (D10, D30, D50, D60) représentent

Respectivement les diamètres des éléments correspondant à 10%, 30%, 50% et 60% de tamisât. Ils représentent respectivement les diamètres des mailles des tamis qui permettent le passage 10%, 30%, 50% et 60% du matériau de départ.

a) Définir et calculer le coefficient de HAZEN

Le coefficient de HAZEN permet de savoir si la granulométrie est étalée ou serrée (Uniforme). Ce coefficient est défini par la relation suivante :

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}}$$

C_U : Le coefficient de HAZEN ; D'après CAQUOT et KERISEL.

$C_U < 2$: La granulométrie est serrée (uniforme);

$C_U > 2$: La granulométrie est étalée.

Pour l'échantillon N° :AA.15.08447 :

$$C_U = D_{60} / D_{10} = 9.95 / 0.315 = 31.59.$$

Pour l'échantillon N° :AA.15.08448 :

$$C_U = D_{60} / D_{10} = 12 / 1.21 = 9.92.$$

Donc $C_U > 2$ pour les deux échantillons : on conclut que la granulométrie est étalée.

b) Définir et calculer le coefficient de courbure

Le coefficient de courbure vient en complément de coefficient de HAZEN dans la classification des sols. Afin de déterminer si la granulométrie est bien graduée (un sol est mal gradué si une fraction des grains prédomine).

Le coefficient de courbure est donné par l'équation suivante :

$$C_c = \frac{(D_{30})^2}{D_{10} \times D_{60}}$$

C_c : le coefficient de courbure :

$1 < C_c < 3$: La granulométrie est bien graduée (continuité bien répartie).

$C_c < 1$ et $C_c > 3$: La granulométrie est mal graduée (continuité mal répartie).

Pour l'échantillon N° :AA.15.08447 :

$$C_c = (D_{30})^2 / D_{10} \cdot D_{60} = (2.6^2) / 0.315 \cdot 9.95 = 6.76 / 3.13 = 2.16.$$

Pour l'échantillon N° :AA.15.08448 :

$$C_c = (D_{30})^2 / D_{10} \cdot D_{60} = (5.85^2) / 1.21 \cdot 12 = 34.22 / 14.52 = 2.36.$$

$1 < C_c < 3$: implique une granulométrie bien graduée (continuité bien répartie).

Conclure sur l'état de la matière première étudiée.

La matière première utilisée est bonne pour la construction.

Annexes

- L'analyse par spectrométrie de fluorescence X

Tableau II.7 : Les résultats des essais chimiques pour les échantillons de gisement de calcaire de Ouled H'Bili.

Composition chimique	Teneurs (%)										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	PF
AA.15.08447	5.81	1.30	0.64	50.86	0.30	0.67	0.25	0.21	0.05	0.06	39.84
AA.15.08448	72.00	14.37	1.00	1.46	0.32	0.05	5.30	3.26	0.20	0.10	1.94

- L'analyse minéralogique

Tableau II.8 : Résultats des analyses minéralogiques.

Minéraux présents	Composition minéralogique (%)	
	AA.15.08447	AA.15.08448
Quartz	05	30
Calcite	91	03
Albite	--	27
Feldspaths (Orthose)	--	28
Muscovite	02	05
Kaolinite	01	06
Minéraux ferrugineux + Autres	01	01

- Etude de la stabilité des talus

Tableau IV.9: les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X].

Désignation commerciale	Marmanit II	Anfomil
Résistance à l'eau	Médiocre	Médiocre
Densité	1.05	0.85
Vitesse de détonation [m/s]	4500	2600±100
Puissance C.U.P	1.27	1.15
Energie [Kj/Kg]	3987	3803.8
Volume de gaz [L/Kg]	868	967

Annexes

utilisation	Explosif pour les roches de dureté moyenne	Explosif pour les travaux à ciel ouvert, Explosif pour les roches tendres
--------------------	--	---

D'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants :

1. Marmanit II, pour la charge de pied avec :

- Diamètre de cartouche de 80 mm;
- Longueur de cartouche est 50 mm;
- Poids de cartouche est 2,5 kg;
- Type de cartouche est : gaine plastique

2. Anfomil, pour la charge de colonne

En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

Les caractéristiques de ces explosifs commercialisés en Algérie par l'ONEX sont données dans le tableau IV.3 suivant:

ANNEXE 2

Plans d'exploitation de la carrière

الملخص

الهدف من هذه الدراسة هو:

- ❖ حساب مخزون محجرة اولاد حبيلي بلدية برج الطهر ولاية جيجل القابل للاستغلال الذي قدر ب15217657.81 طن و تحديد مدة دوام المحجرة بأخذ عين الاعتبار إنتاجها السنوي، و المقدرب1760000طن.
 - ❖ اقتراح طريقة مثالية لاستغلال هذا المخزون.
 - ❖ انشاءالمخططات الخاصة بأعمال الفتح و الاستغلال تمت بواسطة برنامج الاتوكاد
- الكلمات المفتاحية:** محجرة. مخزون. فتح. استغلال. طريق الدخول. خندق. مخطط. متفجرات.

Résumé

La présente étude a pour but de

- ❖ Calcul des réserves exploitables de la carrière d'OuledHbili commune Bordj T' har Jijel qui sont de l'ordre de15 217 657.81 tonnes. Et détermination de la durée de vie en fonction de la production estimée annuellement à 1760 000 tonnes.
- ❖ Proposition d'une technologie d'exploitation appropriée.
- ❖ Réalisation des plans relatifs aux travaux d'ouverture et d'exploitation, dedifférents niveaux ont été établis à l'aide d'Auto-cad.

Mots clés : Carrière, Réserves, Ouverture, Exploitation, Piste d'accès, Tranchées, Plans, Explosifs.

Abstract

This study intended to:

- ❖ Calculation of recoverable reserves of the quarry of Ouled H'bili municipality of BordjT'harJijelare of the order of 15 217 657.81 tonnes. And determining the lifespan depending on estimated production annually to 1.76 million tonnes.
- ❖ Proposal of an appropriate exploitation technology. Implementation of plans for opening and operating works of various levels has been established using Auto-cad.

Keywords:Quarry, Reservations, Opening, Exploitation, Track access, Trenches, Maps, Explosives.