



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 :

KOUBA Abdenour

REJDAL Messaoud

Thème

**Réouverture de la carrière de calcaire de
Tigrine (Ammal - Boumerdes)**

Soutenu le 28/06/2016 devant le jury composé de:

Présidente: M^{me}. KAMLI O.

Examineur: M^r. DJEZAIRI O.

Promoteur : M^r. MAZARI M.

Année Universitaire: 2015-2016

remerciement

*Tout d'abord, on remercie le bon dieu
de nous avoir donné du courage et de
la patience pour achever ce mémoire
de fin d'étude*

*On remercie également notre
promoteur Mr. MAZARI M. et les
membres du jury d'examen.*

*En outre, on remercie
chaleureusement tous les enseignants
du département des mines de
l'université Abderrahmane Mira de
Bejaia.*

*Enfin, on remercie tous les travailleurs
de l'entreprise INFRAFER et de la
carrière DE TIGRINE*



Dédicace

Je dédie ce modeste travail avant tout à la lumière de mes jours, les étoiles de mes nuits, la source de mon bonheur et le guide de mon chemin, Mes très chers parents

Et je ne pourrai jamais les remercier assez Que Dieu les garde.

- ✓ *A mes frères: SAMIR ET YOUSSEF.*
- ✓ *A mes sœurs : AMEL ET Son fils YACINE ET sa FILLE DOUAA, LEILA, HADJER ET ROKAIA.*
- ✓ *A mes amies d'enfance : ZOHIR, AISSA, NACER, HOCIN, TAREK, SIDALI, RAHIM, ALILO.*
- ✓ *A mes amies de l'université: LAIFA, AMINE, ALILO, RIAD, YACINE, HAMZA, SOULEYMEN, ABDELHADI.*
- ✓ *A toute personne qui m'a aidé dans ce travail: surtout Ms. Ahmed Aissani.*
- ✓ *A mon binôme : REJDAL Messaoud.*
- ✓ *A toute les personnes de département : Mines et Géologie.*
- ✓ *A mon promoteur : Mr MAZARI M.*
- ✓ *A toute la famille : KOUBA, GHALOUL, BOUMALAH.*
- ✓ *A toutes personnes qui me connaisse et m'aime*

KOUBA ABDENOUR

Dédicace

Je dédie ce modeste travail avant tout à la lumière de mes jours, les étoiles de mes nuits, la source de mon bonheur et le guide de mon chemin, Mes très chers parents

Et je ne pourrai jamais les remercier assez Que Dieu les garde.

- ✓ *A tous mes frères et mes sœurs.*
- ✓ *A mes amies d'enfance : Amine, Ramí, Brahim, Rabah, Thabet, Ahmed, Youssef, Rahim, Smaíl, Walid.*
- ✓ *A mes amies de l'université: Laífa, Amine, yassine, Ali, Riad, Smaíl, Hamza, Soulymen, Abdelhadi, Sidali, horia, meriem, dihia, amina.*
- ✓ *A toute personne qui m'a aidé dans ce travail surtout Ms. Ahmed Aissani*
- ✓ *A mon binôme : KOUBA abdenour*
- ✓ *A toute les personnes de département : Mines et Géologie.*
- ✓ *A mon promoteur : Ms. MAZARI*
- ✓ *A toute la famille : REJDAL, NAOUI, HAMBLLI.*
- ✓ *A toutes personnes qui me connaisse et m'aime.*

REJDAL MESSAOUD

Table des matières

Introduction générale	1
Présentation de l'entreprise	2
Chapitre I : Cadre géologique du gisement	
I.1. Introduction	3
I.2. Situation géographique	3
I.3. Géologie régionale.....	4
I.3.1. Quaternaire (Holocène-Pléistocène).....	4
I.3.2. Néogène (Pliocène-Miocène).....	4
I.3.3. Paléogène (Oligocène-Eocène).....	5
I.3.4. Crétacé (Albo-Aptien et Cénomaniens)	5
I.3.5. Jurassique(Lias).....	5
I.4. Géologie local.....	6
I.5. Tectonique	6
I.6. Réseaux hydrographique	6
I.7. L'hydrogéologie	6
I.8. Climat	7
I.8.1. Température	7
I.8.2. Pluviométrie	7
I.9. Conclusion.....	7
Chapitre II : Caractéristique du massif rocheux et leur propriété physico-mécanique	
II.1. Introduction	8
II.2. Caractéristique des massifs rocheux.....	8
II.2.1. Matrice rocheuse	9
II.2.1.1. Classification géologique des roches	9
a. Roches magmatiques.....	9
b. Roches sédimentaires	9

c.	Roches métamorphiques	9
II.2.2.	Les discontinuités	9
II.2.2.1.	Types de discontinuités	9
a.	Les joints de stratification	9
b.	Les fractures	10
c.	Les diaclases	10
d.	Les fissures	10
e.	Les failles	11
f.	Bande de cisaillement, couloir de fracturation	11
g.	Schistosité	11
h.	Les foliations	12
i.	Les plis	12
II.2.2.2.	Les paramètres géométriques des discontinuités	12
a.	Orientation	12
b.	Espacement et densité	13
c.	Ouverture	13
d.	Etendue ou extension	13
e.	Remplissage	13
II.3.	Propriété physico-mécanique des massifs rocheux	13
II.3.1.	Propriété physique des roches	14
II.3.1.1.	Masse volumique	14
II.3.1.2.	Porosité	14
II.3.2.	Propriété mécanique	15
II.3.2.1.	Résistance à la compression	15
a.	Essai de compression uniaxiale	15
II.3.2.2.	Dureté	16
II.3.2.3.	Abrasivité	16

II.4. Conclusion	17
------------------------	----

Chapitre III : Organisation des travaux miniers

III.1. Introduction	18
III.2. Régime de fonctionnement de la carrière	18
III.3. Capacité de production	18
III.3.1. Production horaire	18
III.3.2. Production journalière.....	19
III.3.3. Production annuelle	19
III.3.4. Production mensuelle	20
III.4. Evaluation des réserves	20
III.4.1. Réserves géologique.....	20
III.5. Type d'abattage	23
III.5.1. Abattage mécanique	24
III.5.1.1. Brise de roche	24
III.5.1.2. Sciage au fil diamanté.....	24
III.5.1.3. Dragline	25
III.5.1.4. Ripage	25
III.5.1.5. Limite d'emploi de l'abattage mécanique.....	25
III.5.2. Abattage à l'explosif	27
III.6. Conclusion	28

Chapitre IV: Processus technologique d'exploitation de gisement

IV.1. Introduction	29
IV.2. Ouverture de gisement.....	29
IV.2.1. Mode d'ouverture.....	29
IV.2.2. Paramètres technologiques de la demi-tranchée d'accès.....	29
IV.2.2.1. Longueur de la demi-tranchée d'accès	30
IV.2.2.2. Largeur de la demi-tranchée d'accès	30

IV.2.2.3.	Pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès	32
IV.2.2.4.	Angle du talus de la demi-tranchée d'accès.....	32
IV.2.2.5.	Volume de la demi-tranchée d'accès	33
IV.2.3.	Creusement d'une demi-tranchée d'accès	33
IV.2.3.1.	Phase N°1	33
IV.2.3.2.	Phase N°2.....	34
IV.2.3.3.	Phase N°3.....	35
IV.2.3.4.	Phase N°4.....	35
IV.3.	Méthode d'exploitation	38
IV.3.1.	Généralité	38
IV.3.2.	Principaux indices d'une méthode d'exploitation.....	38
IV.3.3.	Choix de la méthode d'exploitation.....	38
IV.3.4.	Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert	38
IV.3.4.1.	Méthodes sans transport.....	39
IV.3.4.2.	Méthode avec emploi d'engins de transfert.....	39
IV.3.4.3.	Méthode spéciale	39
IV.3.4.4.	Méthode avec transport des déblais	40
IV.3.4.5.	Méthode mixte	40
IV.3.5.	Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert	40
IV.3.5.1.	Le gradin	40
a.	Hauteur de gradin	41
b.	Angle de talus du gradin.....	42
IV.3.5.2.	Plate-forme de travail.....	42
a.	Largeur d'enlevure	43
b.	Largeur du tas des roches abattues.....	44
c.	Berme de sécurité	44
d.	Largeur de la voie de transport.....	44

e.	Largeur de la bande auxiliaire.....	44
f.	Largeur du prisme éventuel d'éboulement.....	45
IV.4.	Conception d'un plan de tir.....	45
IV.4.1.	L'explosif.....	46
IV.4.1.1.	Caractéristiques des explosifs utilisés dans le domaine minier.....	47
IV.4.1.2.	Choix de l'explosif.....	47
IV.4.1.3.	L'Effets des explosifs dans un massif rocheux.....	49
IV.5.	Paramètres d'un plan de tir.....	51
IV.5.1.	Diamètre du trou « D ».....	52
IV.5.2.	Inclinaison du trou « β ».....	53
IV.5.3.	Banquette maximale « B_{max} ».....	54
IV.5.4.	Correction du fait de la déviation des trous de mines.....	56
IV.5.5.	Espacement « E ».....	57
IV.5.6.	Sur-profondeur « L_s ».....	57
IV.5.7.	Profondeur du trou de mine « L ».....	58
IV.5.8.	Nombre de rangées.....	58
IV.5.9.	Espacement des rangées « a ».....	59
IV.5.10.	Répartition de la charge dans le trou de mine.....	59
IV.5.10.1.	Hauteur de la charge de fond « H_f ».....	59
IV.5.10.2.	Charge linéaire de fond « L_f ».....	60
IV.5.10.3.	Quantité d'explosif de la charge de fond « Q_f ».....	60
IV.5.10.4.	Hauteur du bourrage « H_b ».....	60
IV.5.10.5.	Hauteur de la charge de colonne « H_c ».....	61
IV.5.10.6.	Charge linéaire de colonne « L_c ».....	61
IV.5.10.7.	Quantité d'explosif en colonne « Q_c ».....	61
IV.5.10.8.	Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Q_{tot} ».....	61
IV.5.10.9.	Volume de roche abattue par un trou « V_{tr} ».....	62

IV.5.10.10. Consommation spécifique d'explosif « q_s ».....	62
IV.5.10.11. Nombre de trous forés en un mois « N_{tr} ».....	63
IV.5.10.12. Quantité totale d'explosif utilisé « $Q_{volée}$ ».....	63
IV.5.11. Les accessoires de tir.....	64
IV.5.11.1. Détonateurs	64
a. Détonateurs micro-retards (DMR)	64
IV.5.11.2. Cordeau détonant	64
IV.5.11.3. Fil de tir.....	65
IV.5.11.4. Exploseur	65
IV.5.12. Amorçage et les dispositifs d'amorçage.....	65
IV.5.12.1. Type d'amorçage	65
a. Amorçage latéral	66
b. Amorçage ponctuel	66
IV.5.12.2. Avantages de l'amorçage par cordeau détonant	67
IV.6. Conclusion.....	68

Chapitre V: Cadence d'exploitation de la carrière Tigrine

V.1. Introduction	69
V.2. Dimensionnement du matériel.....	69
V.2.1. Foration	69
V.2.1.1. Choix du matériel de foration	69
V.2.1.2. Types de foreuse	69
a. Foreuse roto-percutante.....	69
b. Foreuse à percussion	70
c. Foreuse à rotation	70
V.2.1.3. Rendement de la sondeuse par poste	71
V.2.1.4. Nombre de sondeuse nécessaires pour la carrière de Tigrine.....	71
V.2.2. Chargement	72

V.2.2.1.	Moyens de chargement existant au niveau de la carrière	72
V.2.2.2.	Rendement de la chargeuse.....	73
a.	Durée d'un cycle de la chargeuse.....	74
V.2.2.3.	Nombre de chargeuse.....	75
V.2.3.	Transport	75
V.2.3.1.	Type du dumper existant dans la carrière	75
V.2.3.2.	Rendement du dumper	76
a.	Durée d'un cycle de dumper	77
V.2.3.3.	Nombre du dumper	78
V.3.	Phases d'exploitation du gisement de Tigrine	78
V.3.1.	Phase N01 (Niveau 625 et 640 m).....	78
V.3.2.	Phase N02 (Niveau 610 - 625 m)	79
V.3.3.	Phase N03 (Niveau 595 - 610 m)	79
V.4.	Réserves exploitables	84
V.4.1.	Durée de vie de la carrière.....	84
V.5.	Conclusion.....	85

Liste des tableaux

Tableau I.1 : Coordonnées de la carrière	3
Tableau II.1 : Classification des roches en fonction de la porosité	14
Tableau II.2 : L'abrasivité d'un certain type des roches	16
Tableau III.1 : Réserves géologiques du gisement Tigrine	22
Tableau III.2 : Réserves géologiques du gisement Tigrine	23
Tableau IV.1 : Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté	32
Tableau IV.2 : Caractéristiques techniques de MARMANIT	49
Tableau IV.3 : Caractéristiques techniques de l'ANFOMIL.....	49
Tableau IV.4 : Valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou par apport au vertical.	56
Tableau V.1 : Chronométrage de la durée d'un cycle de la chargeuse KOMATSU W500.....	74
Tableau V.2 : Réserves exploitables.....	84

Liste des figures

Figure I.1 : Situation géographique de la région d'étude	4
Figure I.2 : Carte géologique de la région	5
Figure II.1 : Structure géométrique d'un massif rocheux de calcaire	8
Figure II.2 : Exemple d'une stratification	10
Figure II.3 : Exemple d'une fissure	10
Figure II.4 : Exemple des failles.....	11
Figure II.5 : Exemple d'un plan de schistosité	11
Figure II.6 : Exemple d'un pli	12
Figure II.7 : Orientation d'une discontinuité.....	13
Figure II.8 : Schéma de principe d'un essai de compression uniaxiale.....	15
Figure III. 1 : Découpage du plan topographique actuel	21
Figure III. 2 : Domaines économique d'utilisation des techniques d'abattage	26
Figure IV.1 : Schéma de la demi-tranchée d'accès	32
Figure IV.2 : Pente de la demi-tranchée d'accès	32
Figure IV.3 : Foration des trous de mines à l'aide des marteaux perforateurs	34
Figure IV.4 : Culbutage des roches abattues à l'aide d'un Bulldozer	34
Figure IV.5 : Elargissement de la demi-tranchée d'accès	35
Figure IV.6 : Schéma de la demi-tranchée d'accès	35
Figure IV.7 : Eléments géométriques et technologiques d'un gradin.....	41
Figure IV.8 : Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif).....	43
Figure IV.9 : Schéma représentatifs de différentes familles d'explosives	47
Figure IV.10 : Effet des explosifs sur la roche	51
Figure IV.11 : Paramètres d'un plan de tir	52
Figure IV.12 : Choix du couple diamètre-hauteur de front	53
Figure IV.13 : Effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.....	54
Figure IV.14 : Amorçage latéral.....	66
Figure IV.15 : Amorçage ponctuel.....	66
Figure IV.16 : Schéma générale montant les différents paramètres du plan de tir.....	67
Figure V.1 : Chargeuse KOMATSU WA500	73
Figure V.2 : Dumper Caterpillar 770	76

Liste des abréviations

U.T.M : Universel Transversal Mercator.

CFMR-MMR : Comité Français de Mécanique des Roches - Manuelle de Mécanique des Roches.

UCS: Uniaxial Compressive Strength.

IAC : Indice d'Abrasivité Cerchar.

O.N.E.X : Office National des Substances Explosives.

DMR : Détonateur Micro- Retard.

Présentation de l'entreprise

L'Entreprise Nationale de Réalisation d'Infrastructures Ferroviaires INFRAFER est une entreprise publique économique. Elle est issue de l'opération de restructuration de la société nationale des transports ferroviaires (SNTF) qu'a eu lieu le 5 août 1986 par décret N° 86/162. Le statut d'entreprise publique économique lui a été conféré en date du 11 mars 1991, qui a consacré son autonomie, et en date du 04 octobre 2010, elle est devenue sous la tutelle du ministère du transport. INFRAFER dispose de bases industrielles et d'un potentiel de production. Elle est considérée comme un leader des travaux ferroviaires en Algérie.

La direction générale (unité siège), dont le siège social est situé à Rouiba, est organisée autour de sept (07) directions centrales à savoir :

- Direction des Réalisations (DR).
- Direction Centrale des carrières (DCC).
- Direction Matériel et Maintenance (DMM).
- Direction Audit (DA).
- Direction Technico-commercial (DTC).
- Direction Finances et Comptabilité (DFC).
- Direction Administration et Ressources Humaines (DARH).

Pour la mise en œuvre de ces travaux ferroviaire et la production des éléments préfabriqués, INFRAFER tire ces matières premières à partir de cinq (05) différentes carrières à savoir ; celle de Constantine, Tbessa, Naama, Tipaza et celle de Boumerdes, qui sont soumises à la direction centrale des carrières (DCC), qui prend en charge la gestion et la production des matières premières.

Notre présent travail se portera sur la carrière Tigrine, localisé à la commune Ammal au lieu-dit Tigrine, Wilaya de Boumerdes, qui est caractérisée par la roche du calcaire comme matière première qui permet par ces caractéristiques physiques et mécaniques à la production des BALLASTS et des AGREGATS.

INTRODUCTION

GENERALE

Introduction générale

L'exploitation minière est un secteur essentiel pour le développement économique et social d'un pays, cette dernière peut se trouver sous deux formes, à ciel ouvert ou souterraine, dans les deux cas, des gisements de substances diverses sont extraites. Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce dernier en prenant en considération sa géologie régionale et locale, sa formation et sa structure géologique.

Pour donner une image claire sur les caractéristiques qui affectent la stabilité du massif objet de l'étude, on doit connaître les comportements mécaniques et hydrauliques des massifs rocheux, les réseaux de fracturation qui les affectent, par la suite cette étude se focalisera sur la connaissance des différentes familles de discontinuités dans un massif rocheux. Pour connaître l'utilité des roches dans les travaux de construction, il faut prendre conscience de leurs propriétés physico-mécaniques, qui sont une source capitale dans la compréhension de leurs comportements dont la complexité est avérée.

Pour une bonne gestion de l'exploitation d'une carrière, une organisation des travaux doit être formalisée d'une façon à faire fonctionner la carrière avec un rendement maximum et un coût minimum. Le bon choix du mode et méthode d'exploitation va influencer sur le rendement et l'utilisation rationnelle des capacités des engins existants au niveau du site objet d'étude.

Notre travail consiste à mettre en application les différentes phases d'exploitation, afin de permettre à l'entreprise INFRAFER de ré-ouvrir la carrière Tigrine, qui fonctionne en ce moment seulement avec des moyens mécaniques qui restent toujours un fardeau pour une exploitation des roches massives et dures. La production en ce moment n'arrive pas à atteindre les 50% des capacités de la carrière.

Pour ce faire on a commencé par la présentation des conditions géologiques, la topographie du site et la qualité de la roche à extraire. Par la suite, pour réaliser le maximum de profit au niveau de la carrière, nous avons présenté quelques aspects théoriques pour une exploitation rationnelle, après nous avons dimensionné les besoins en matériels de production au niveau de la carrière Tigrine. Pour finaliser notre travail, nous avons tracé les plans d'exploitation niveau par niveau en commençant du haut vers le bas.

CHAPITRE I

Cadre géologique du gisement

I.1. Introduction

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce gisement en se basant sur les études géologiques (régionale et locale) du gisement, leurs formations et structures géologiques.

I.2. Situation géographique

La carrière de calcaire de Tigrine est située à la commune d'Ammal, Wilaya de Boumerdes ; dans la partie septentrionale de l'Algérie. Elle est limitée :

- Au Nord par Djerrh ;
- Au Nord-Est par Ammal et Hini ;
- A l'Ouest par Keddara et Bouderballa ;
- Au Sud par Guergour.

Le site est accessible par l'autoroute Est-Ouest à laquelle elle est reliée par une piste de 5 Km et un chemin de 4 Km passant par Douar Guergour ainsi que par la route nationale N°5 de 1 Km. [1],[2]

Tableau I.1 : Coordonnées de la carrière. [1]

	Coordonnées UTM fuseau 31	
	X (m)	Y (m)
1	550 400	4 051 000
2	550 500	4 051 000
3	550 500	4 051 100
4	551 000	4 051 100
5	551 000	4 050 800
6	551 100	4 050 800
7	551 100	4 050 700
8	550 400	4 050 700

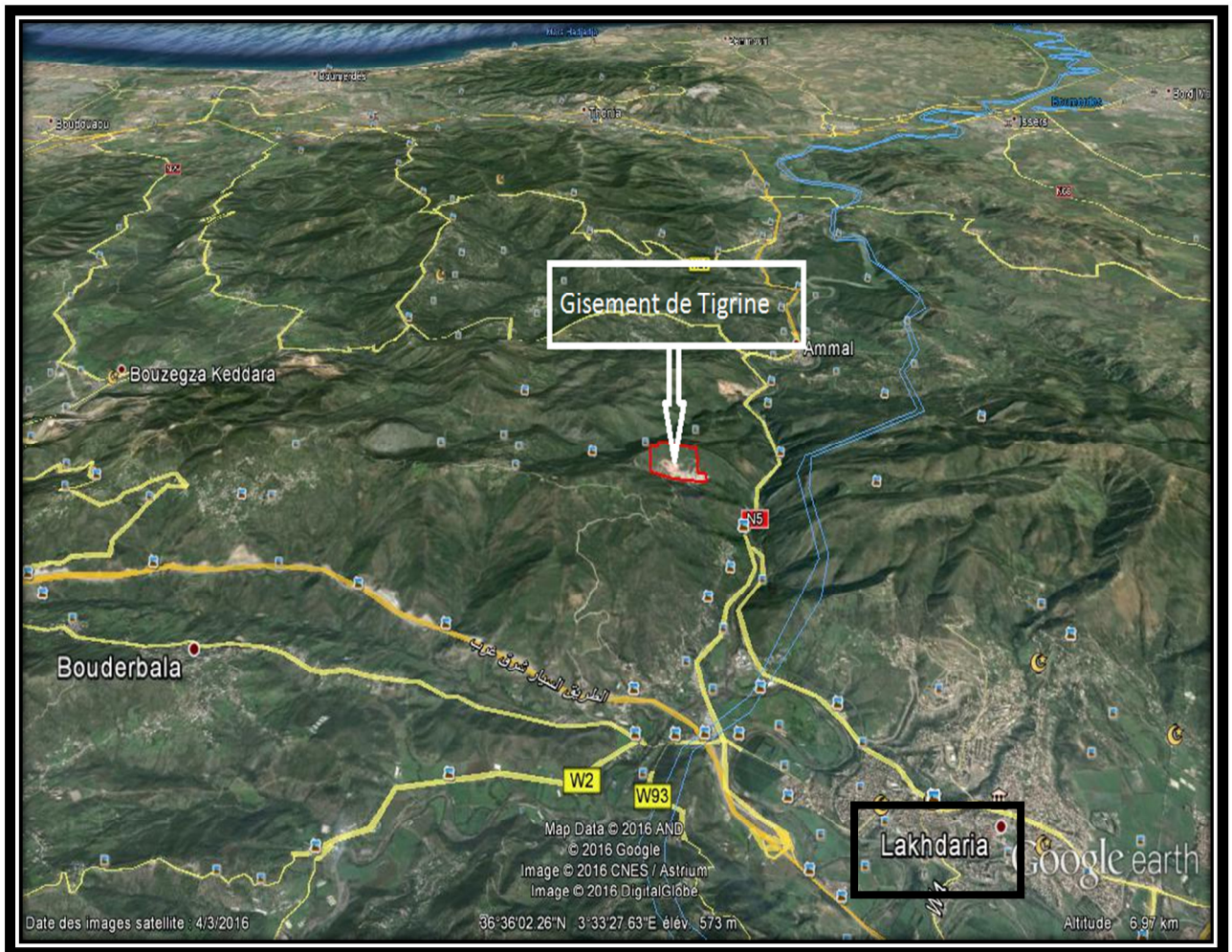


Figure I.1 : Situation géographique de la région d'étude. [Google Map 2016]

I.3. Géologie régionale [1]

La région de Boumerdes est caractérisée par des formations allant du Jurassique au Quaternaire (argiles, grès, calcaires) et par quelques boutonnières de socle (calcaires marmorisés, marbre quartzites, phylites) auxquelles s'associent des corps magmatiques (granite, rhyolite, andésite, basaltes, dacites).

I.3.1. Quaternaire (Holocène-Pléistocène) : Il est situé à l'Est et au Nord de la wilaya, elles se traduisent par des éboulis, des alluvions et des sables.

I.3.2. Néogène (Pliocène-Miocène) : Ils sont représentées par des marnes, des grés et des argiles tandis que celles du pliocène montrent des marnes grasses a intercalations grés-carbonatées.

I.3.3. Paléogène (Oligocène-Eocène) : Il est répandu dans la région en une puissante série de flysch Oligocène d'alternance de grès de marnes.

I.3.4. Crétacé (Albo-Aptien et Cénomanién) : Il est constitué par des formations flyshoides représentées par une alternance de grès quartzeux et d'argilites.

I.3.5. Jurassique(Lias) : Il est représenté par des calcaires et des dolomies massives.

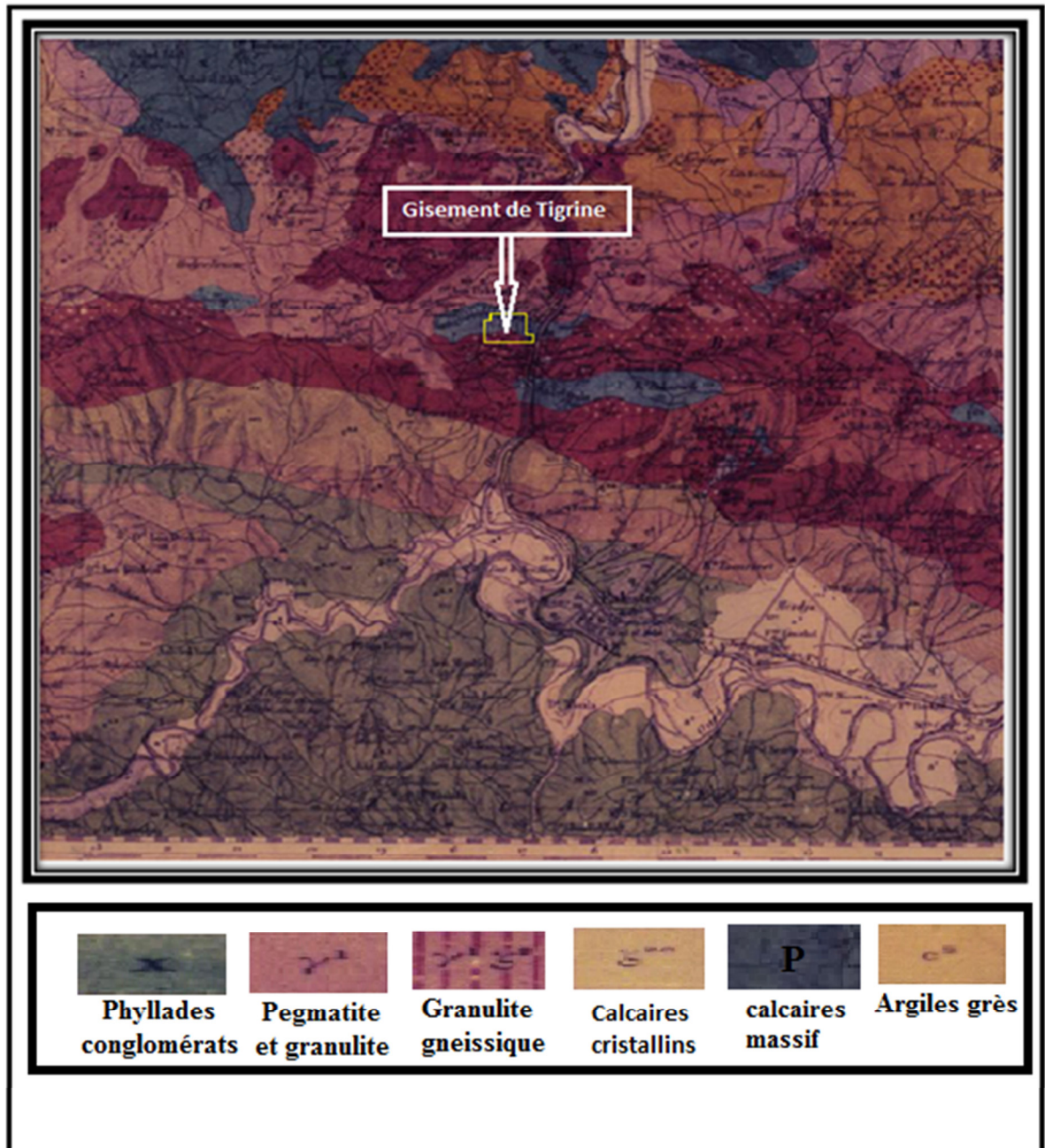


Figure I.2 : Carte géologique de la région [extrait de la carte géologique de Palestro]
(Echelle 1/50 000).

I.4. Géologie local

Le gisement de Tigrine est représenté par des roches calcaires affleurant dans la région des gorges de Palestro (Lakhdaria).

Ce site est reconnu par une couche de calcaire massif de couleur grise est associé aux formations du jurassique inférieur (le Lias). Cette couche est très profonde avec une épaisseur dépassant parfois les 100 m. [1]

I.5. Tectonique

Le gisement de calcaire fait partie du flanc Sud du pli anticlinal, dont l'axe principal est souvent jalonné par les époinçements liasiques qui occupent le voisinage des sommets culminants (Tigrimount, Bouzegza). Compte tenu de l'intensité de l'orogénèse ayant affecté la zone, il est très difficile d'établir la répartition spatiale de la tectonique du gisement, notamment sur le plan d'inclinaison des couches. Celui-ci varie dans une large fourchette à savoir entre 50 et 85° vers le Sud-Est. [3]

I.6. Réseaux hydrographique

La plus part des cours d'eau connaissent des périodes de tarissement en été. Le débit des Oueds Isser et Sebaou connaissent de sensible fluctuation arrivent à conserver une faible tranche d'eau en été, les Oueds les plus importants sont : Oued Isser et Oued Kaddara sur lesquels des Barrages sont réalisés. [4]

I.7. L'hydrogéologie

Dans les limites du gisement en question, et à travers les observations de surface on n'a pas remarqué de manifestations aquifères. Les seuls écoulements sont au niveau de ravins limitrophes qui coule seulement en période pluviale et qui se trouve à la limite Ouest de la zone à exploiter.

La plupart des cours d'eau de la région sont à caractère temporaires ; ils tarissent en été. [4]

I.8. Climat

I.8.1. Température

La situation géographique de l'aire d'étude, lui confère un climat de type méditerranéen, à l'hiver doux et humide et à l'été chaud et sec.

Les plus hautes températures sont enregistrées durant le mois d'Aout ; généralement supérieur à 33°C, les plus basses sont de l'ordre de 7° C, au mois de Janvier.

Sur les hauteurs (l'Atlas blidéen) les températures sont plus faibles en été et plus basses en hiver.[4]

I.8.2. Pluviométrie

Des mesures fait ressortir une moyenne annuelle des précipitations évaluées à 506,9 mm.

La période humide débute progressivement à partir de Septembre, alors les hauteurs de pluies commencent à diminuer au mois de Mai, marquant ainsi le début de la période sèche qui s'accroît en Juillet et Août. [4]

I.9. Conclusion

L'étude géologique du gisement de Tigrine, nous a permis de mettre en évidence, les caractéristiques géologiques du gisement en passant par, les conditions de formation de calcaire, ainsi que la puissance de la couche de calcaire, peut aller jusqu'à 100 m.

CHAPITRE II

Caractéristique du massif rocheux et leur Propriété physico-mécanique

II.1. Introduction

Les comportements mécaniques et hydrauliques des massifs rocheux, sont fortement liés aux réseaux de fracturation qui les affectent. L'étude des discontinuités dans un massif rocheux va nous permet d'avoir une idée sur la qualité du massif, la stabilité des fronts (gradins) et l'extraction du calcaire avec toute sécurité.

Dans ce chapitre on va présenter, d'une part, les caractéristiques du massif de la carrière Tigrine en passant par quelques définitions des réseaux des fractures et des discontinuités. Et d'autre part, les propriétés physico-mécaniques des calcaires de cette dernière.

II.2. Caractéristique des massifs rocheux

Les massifs rocheux sont des structures très complexes, formés d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes. Ils sont assimilés à un assemblage de blocs appelés matrice rocheuse lesquels sont délimités par des discontinuités constituées de fissures, de fractures ou de failles ou encore les Joints de stratification qui affectent fortement leur stabilité et plus généralement, leur comportement mécanique. [5]

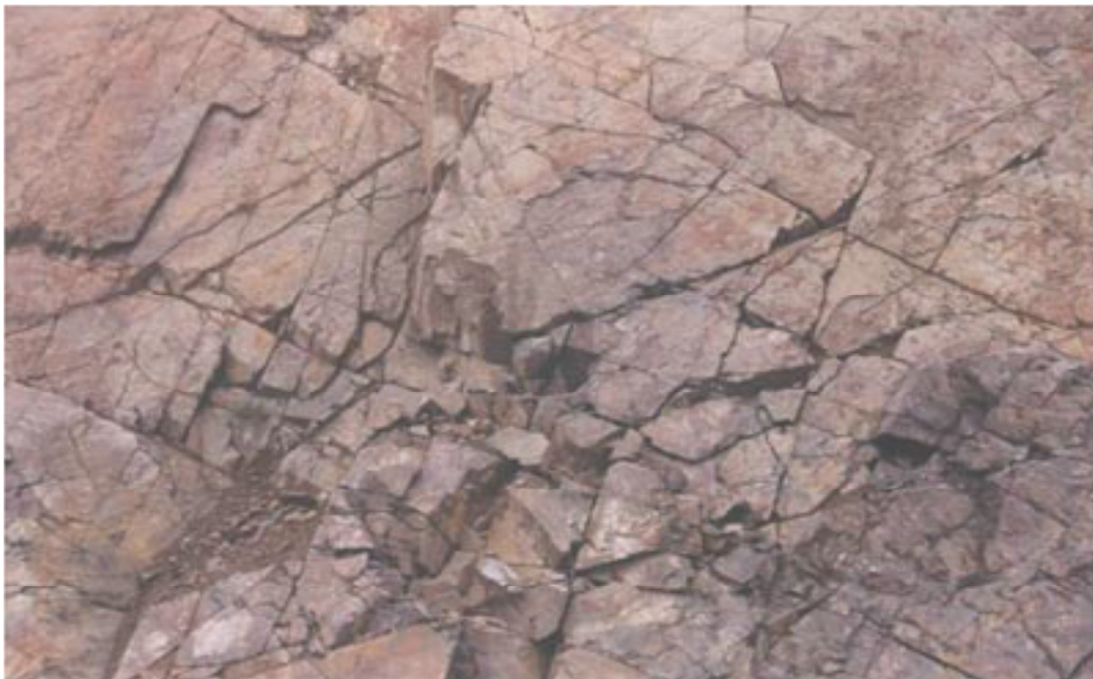


Figure II.1 : Structure géométrique d'un massif rocheux de calcaire. [5]

II.2.1. Matrice rocheuse

Le Comité Français de Mécanique des Roches (CFMR-MMR [2000]) définit la roche comme étant « un assemblage de minéraux qui ont acquis des liaisons plus ou moins fortes au cours de leur histoire géologique ». [5]

II.2.1.1. Classification géologique des roches [5]

La classification des roches se divise en trois catégories principales :

- a. **Roches magmatiques** : Elles résultent du refroidissement du magma (granite, basaltes, ...Etc.).
- b. **Roches sédimentaires** : Elles résultent de la décomposition des roches d'origine magmatiques ou métamorphiques et couvrent plus de trois quarts de la surface des continents et presque la totalité des fonds des Océans. Elles sont caractérisées par leur épaisseur limitée (calcaires, grès, roches argileuses, ...Etc.).
- c. **Roches métamorphiques** : Leur formation est due à un phénomène de transformation à l'état solide des roches sédimentaires ou magmatiques sous l'effet de hautes pressions et/ou augmentation de la température (marbre, quartzites, schistes et micaschistes, gneiss...Etc.).

II.2.2. Les discontinuités

Une discontinuité est définie comme étant toute cassure mécanique ou fracture ayant une résistance en tension négligeable dans une roche. [6]

II.2.2.1. Types de discontinuités

- a. **Les joints de stratification** : Ils marquent une discontinuité dans le phénomène de sédimentation des formations sédimentaires. Ils présentent une forte extension et souvent une faible ondulation. [7]



Figure II.2 : Exemple d'une stratification.

- b. Les fractures :** Terme général désignant toute cassure dans la roche.
- c. Les diaclases :** Elles sont souvent perpendiculaires ou obliques aux joints de stratifications ou à la schistosité. Elles ne présentent pas de trace de mouvement et elles ont une extension limitée. [7]
- d. Les fissures :** Discontinuité ne traversant pas complètement l'objet considéré.



Figure II.3 : Exemple d'une fissure.

- e. **Les failles** : Elles résultent de la rupture d'une zone du massif qui a subi un grand effort de cisaillement. Elles représentent ainsi des discontinuités séparant deux grandes entités du massif. Elles sont caractérisées par une grande extension et souvent un remplissage de matériau broyé et altéré, parfois des recristallisations. [7]



Figure II.4 : Exemple des failles.

- f. **Bande de cisaillement, couloir de fracturation** : Zone fracturée résulte d'un mouvement de cisaillement entre deux compartiments plus compacts (peut être considérée comme une faille à une échelle plus grande).
- g. **Schistosité** : Feuilletage plus ou moins serré, acquis sous l'influence de contraintes tectoniques (exemple : l'ardoise).



Figure II.5 : Exemple d'un plan de schistosité. [8]

- h. Les foliations :** 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).
- i. Les plis :** Le pli est le résultat de la flexion d'une strate rocheuse sous l'effet d'une force tectonique ou d'un mouvement.



Figure II.6 : Exemple d'un pli.

II.2.2.2. Les paramètres géométriques des discontinuités

On définit pour une discontinuité ou une famille de discontinuités les paramètres géométriques suivants :

- a. Orientation :** L'orientation est représentée par la direction de la ligne d'intersection du plan de discontinuité et du plan horizontal, et par le sens et l'angle de pendage de la ligne de plus grande pente. [7]

Position du plan de la discontinuité dans l'espace. Les orientations des discontinuités déterminent la forme de blocs individuels existant dans un massif rocheux et par suite elles sont responsables de leur anisotropie.

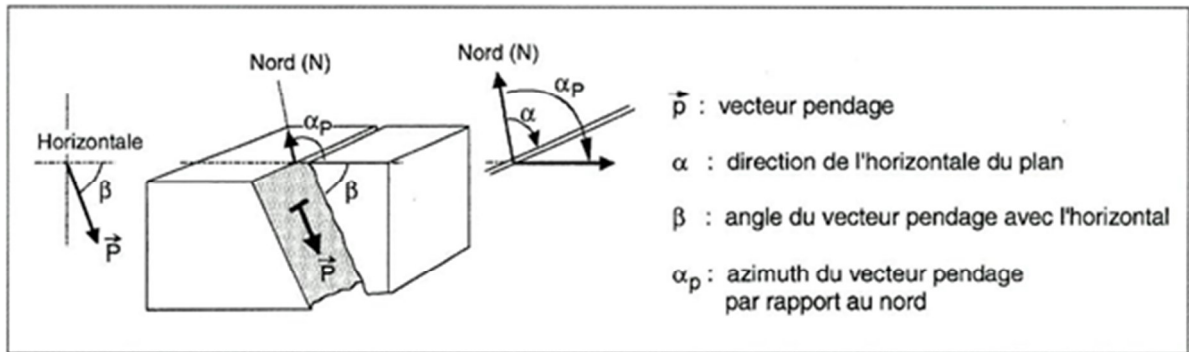


Figure II.7 : Orientation d'une discontinuité. [9]

- b. **Espacement et densité** : L'espacement représente la distance moyenne séparant deux discontinuités d'une même famille. La densité définit le nombre de discontinuités, d'une même famille, par unité de volume ou de surface ou de longueur. [7]
- c. **Ouverture** : C'est la distance qui sépare les deux lèvres d'une discontinuité. Elle est déterminante pour l'écoulement et le comportement mécanique des fissures. [7]
- d. **Etendue ou extension** : L'extension caractérise la dimension de la discontinuité dans l'espace, elle peut être estimée à partir de la distribution de la longueur de trace de la discontinuité (Warburton 1980). [7]
- e. **Remplissage** : Matériau de remplissage totalement ou partiellement la discontinuité.

Dans le cas du gisement de Tigrine le massif est bien compact avec un minimum de fissure, dont on peut classer le massif de très bonne qualité (très bonne rocher).

II.3. Propriété physico-mécanique des massifs rocheux

Les propriétés physico-mécaniques et technologiques des roches ont une grande influence sur la stabilité des terrains. Parmi les propriétés physiques, les plus importantes sont : la masse volumique, la porosité, la teneur en eau, le degré de saturation. Les propriétés mécaniques sont : la résistance à la compression, la dureté et l'abrasivité.

II.3.1. Propriété physique des roches

II.3.1.1. Masse volumique

C'est la masse de l'unité de volume de la roche (g/cm^3). Suivant l'état du matériau, on définit : ρ_s la masse volumique absolue ou masse volumique du solide, ρ_h la masse volumique naturelle, ρ_d la masse volumique sèche et ρ_{sat} la masse volumique saturée. [10]

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

Avec :

M_s : La masse du matériau sec ; (g)

V_s : Le volume des grains après broyage ; (cm^3)

V_t : Le volume de l'échantillon ; (cm^3)

M_h : La masse naturelle ; (g)

M_{sat} : La masse de l'échantillon saturée ; (g)

ρ_d : Dépend de la porosité de la roche, par contre ρ_s ne dépend que de la minéralogie.

II.3.1.2. Porosité

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

$$p = \frac{V_v}{V_t} \times 100 ; \%$$

Avec :

V_v : Volume de vides ; (cm^3)

V_t : Volume de l'échantillon ; (cm^3)

La porosité varie de quelque % à plus de 40 % dans les roches sédimentaires, dans les roches magmatiques, elle est plus faible, souvent inférieure à 1 %.

Tableau II.1 : Classification des roches en fonction de la porosité. [11]

La porosité (%)	Classification des roches
$0 < p < 5$	Roches de faible porosité
$5 < p < 10$	Roches de faible porosité
$10 < p < 20$	Roches de porosité élevée
$p > 20$	Roches de grande porosité

II.3.2. Propriété mécanique

II.3.2.1. Résistance à la compression

La résistance en compression est la résistance qu'oppose une roche à la rupture lorsqu'elle est soumise à une sollicitation de compression. Elle est définie par la résistance en compression qui correspond à la contrainte normale maximale supportée par la roche, le module de Young ou module d'élasticité qui correspond à la rigidité de la roche et le coefficient de Poisson qui reflète l'élasticité de la roche. Ces paramètres sont obtenus grâce à l'essai de compression uniaxiale décrit ci-dessous. [6]

a. Essai de compression uniaxiale [6]

Le principe du test consiste à appliquer d'une manière croissante une force de compression sur une carotte de roc intact selon son axe longitudinal (figure II.8).

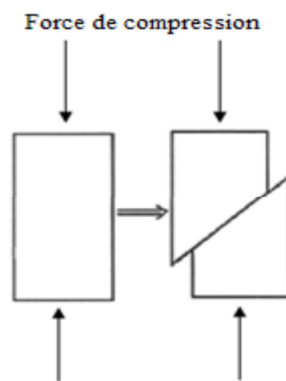


Figure II.8 : Schéma de principe d'un essai de compression uniaxiale.

Les paramètres à déterminer au cours de cet essai sont :

- La résistance en compression uniaxiale (UCS) de la roche qui correspond à la contrainte normale au moment de la rupture de la roche;
- Le module de Young (E) qui correspond à la pente de la zone élastique de la courbe contrainte – déformation axiale de l'échantillon;
- Le coefficient de Poisson (ν) qui correspond à la pente de la courbe déformation latérale - déformation axiale de l'échantillon.

II.3.2.2. Dureté

La dureté représente l'une des particules les plus importantes. Elle se caractérise par la capacité de la roche de résister à la pénétration d'un autre corps.

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

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

Avec :

R_C : La résistance à la compression (kgf/cm²).

La valeur de la dureté dépend de la solidité, de la viscosité, de la structure ainsi que de la composition minéralogique. [12]

La résistance à la compression du calcaire de gisement Tigrine $R_C = 1500 \text{ kgf/cm}^2$.

D'où une dureté de l'ordre de 15 suivant l'échèle de PROTODIAKONOV.

II.3.2.3. Abrasivité

L'abrasivité mesure l'abrasion de la roche par rapport à d'autres matériaux, exemple. Acier. L'abrasivité est fortement influencée par le pourcentage de quartz dans la roche. Une forte teneur en quartz entraîne une plus grande abrasivité. L'abrasivité est mesurée par des essais, exemple. L'essai de Cerchar qui donne l'indice d'abrasivité Cerchar (IAC). [13]

Tableau II.2 : L'abrasivité d'un certain type des roches. [13]

La roche	l'abrasivité
Quartzite	4,3 – 5,9
Ardoise	2,3 – 4,2
Gneiss	3,5 – 5,3
Calcaire	1,0 – 2,5
Schiste argileux	0,6 – 1,8
Grès	1.5 – 2.8
Basalte	2,0 – 3,5
Andésite	2,7 – 3,8
Diorite	4,2 – 5,0
Granite	4,5 – 5,3

En raison de manque des données au niveau de la carrière Tigrine, on a opté à définir les différentes propriétés du massif rocheux, pour que l'entreprise aura une idée sur ces besoins afin de caractérisé ce massif.

II.4. Conclusion

Dans ce chapitre nous avons exposé, d'une part, les caractéristiques des massifs rocheux, les propriétés physico-mécaniques des roches et leurs importances dans la classification des massifs rocheux. Et d'autre part, les propriétés physico-mécaniques du calcaire de la carrière de Tigrine.

CHAPITRE III

**Organisation des travaux
miniers**

III.1. Introduction

La productivité et la rentabilité économique d'une carrière à ciel ouvert sont influencées par l'emplacement géographique du gisement, la méthode d'extraction des roches quel que soit mécanique ou bien à l'explosif et par l'organisation des travaux de la carrière.

L'élaboration du projet de réouverture et d'exploitation de la carrière d'agrégat de Tigrine, exige une bonne étude de ce gisement, basée sur, le calcul des réserves géologiques et exploitables, avec le meilleur choix de la méthode d'extraction et du transport de la roche vers la station de concassage primaire.

III.2. Régime de fonctionnement de la carrière [4]

La carrière fonctionne selon le régime suivant :

- ✓ Nombre des heures de travail par poste 08 heures / poste ;
- ✓ Nombre de postes de travail par jour01 poste /jour ;
- ✓ Nombre de jours ouvrables par semaine05 jours /semaine ;
- ✓ Nombre de jours de travail par mois.....22 jours / mois ;
- ✓ Nombre de mois ouvrables par an12 mois/an. ;
- ✓ Nombre de jours ouvrables par an255 jours /an.

III.3. Capacité de production

III.3.1. Production horaire

L'entreprise INFRAFER dispose d'une station de concassage de marque SVEDALA ARBRA d'une capacité de production théorique 300 t/h.

Mais pratiquement et selon le coefficient d'utilisation de concasseur ($K_u=85\%$) la production horaire prévisible est donnée par la formule suivante :

$$P_h = C_{p\ th} \times K_u ; (m)$$

Tel que :

$C_{p\ th}$: Capacité théorique de production horaire (m^3);

K_u : Coefficient d'utilisation de concasseur.

AN :

$$P_h = 300 \times 0,85$$

$$P_h \approx 255 \text{ t/h}$$

III.3.2. Production journalière

La production journalière (P_j) est déterminée par la formule suivante :

$$P_j = P_h \times N_{h/poste} \times N_{p/jour}$$

Avec:

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

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

On prend ($N_{h/poste} = 7$ heures) le temps réel de travail.

AN :

$$P_j = 255 \times 7 \times 1$$

$$P_j \approx 1\,785 \text{ t/jour}$$

III.3.3. Production annuelle

La production annuelle (P_{an}) est déterminée par la formule suivante :

$$P_{an} = P_j \times N_{j/an}$$

Avec :

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

AN:

$$P_{an} = 1785 \times 255$$

$$P_{an} \approx 455\,175 \text{ t/an}$$

III.3.4. Production mensuelle

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

$$P_m = P_{an} / 12$$

AN :

$$P_m = 455\,175 / 12$$

$$P_m \approx 37\,931,25 \text{ t/mois}$$

Selon le budget prévisionnel 2016 de l'entreprise INFRAFER, l'objectif visé pour la carrière de Tigrine est d'atteindre une production annuelle de 80 000 t/an pour le ballast et 92 000 t/an d'agrégat donc la production annuelle totale de cette carrière est environ de 172 000 t/an.

D'après le résultat obtenu, on remarque que la production de cette carrière est trop faible par rapport à la capacité de son concasseur qui est d'environ 455 000 t/an.

III.4. Evaluation des réserves

La détermination de la quantité du calcaire dans un gisement à partir des travaux de prospection (sondage) ou par la méthode des tranchées à l'affleurement des couches en surface en suivant leur pendage.

Dans notre cas d'étude, l'évaluation des réserves est basée sur des études géologiques des formations du calcaire (substance à valeur économique peu importante), dont la prospection approfondit du gisement va mettre plus des charge sur le projet de production des agrégats.

En se basant sur les études géologique la puissance du calcaire peut aller jusqu'à 100 m.

III.4.1. Réserves géologique

Vu le relief et la configuration du gisement étudié, l'estimation des réserves par coupes géologiques est plus indiquée tout en considérant la maille d'étude et les profils qui en découlent. Donc, selon le maillage effectué sur site compte tenu des distances entre profils de 100 m.

A cet effet, 07 coupes géologiques ont été établies le long des profils d'étude et sur la base d'un plan topographique à l'échelle 1/1000 établi pour toute la superficie du gisement.

Le calcul des surfaces ainsi que le volume des blocs ont été calculés à l'aide de logiciel Auto-CAD. Au total on obtient :

- ✓ Sept (07) profils orientés N-S (Annexe II) ;
- ✓ Six (06) blocs au-delà de 420 m d'altitude les blocs de calcaire nommés blocs B ;
- ✓ Six (06) blocs entre le plancher 420m et 400m nommés bloc C.

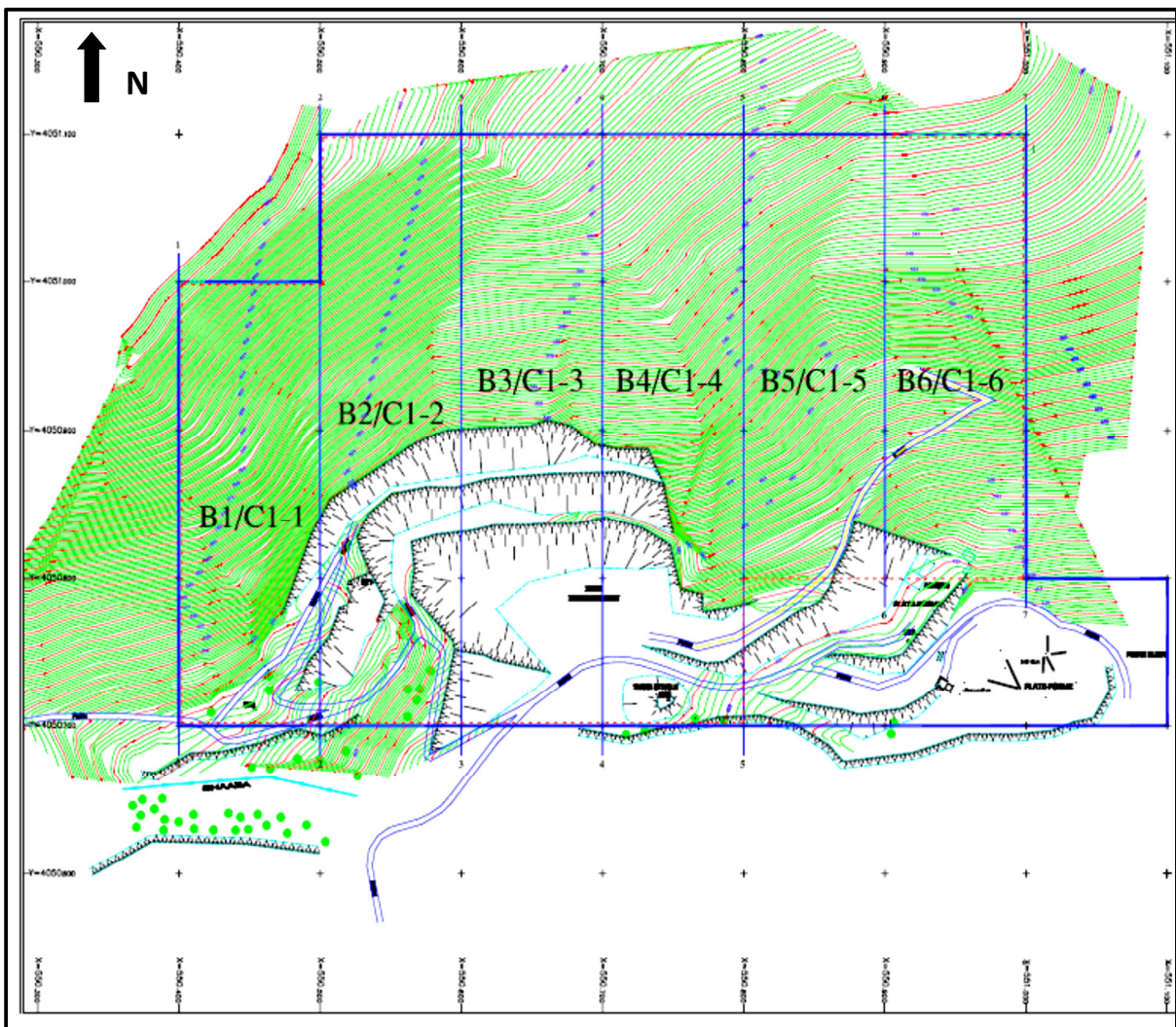


Figure III.1 : Découpage du plan topographique actuel (Annexe I).

L'estimation des réserves a été effectuée à l'aide d'une méthode dite des coupes géologique.

Les formules adaptées pour calculer les réserves sont les suivantes :

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

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

Si le contraire :

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

Avec :

R_g : Réserves géologique (tonne) ;

S_1, S_2 : Sont respectivement la surface de la coupe i et $i+1$ (m^2) ;

L : Distance entre deux profile (m) ;

γ : Masse volumique du bloc (m^3).

Les résultats de calcul des réserves géologiques des déférentes blocs sont donnés en détail dans les tableaux III.1 et tableaux III.2

Tableau III.1 : Réserves géologiques du gisement Tigrine.

N° Bloc	N° de coupe	Distance entre coupes (m)	Aire section de coupe (m^2)	Volume (m^3)	Masse volumique (t/m^3)	Réserves (tonnes)	Formule de calcul
B-1	1-1	100	48 289	5 151 050	2,7	13 907 835	$(S_1+S_2)*L/2$
	2-2		54 732				
B-2	2-2	100	54 732	4 848 550	2,7	13 091 085	$(S_1+S_2)*L/2$
	3-3		42 239				
B-3	3-3	100	42 239	3 917 350	2,7	10 576 845	$(S_1+S_2)*L/2$
	4-4		36 108				
B-4	4-4	100	36 108	3 456 000	2,7	9 331 200	$(S_1+S_2)*L/2$
	5-5		33 012				
B-5	5-5	100	33 012	2 868 200	2,7	7 744 140	$(S_1+S_2)*L/2$
	6-6		24 352				
B-6	6-6	100	24 352	2 370 400	2,7	6 400 080	$(S_1+S_2)*L/2$
	7-7		23 056				
TOTAL DU BLOC B				22 611 550	2,7	61 051 185	

Tableau III.2 : Réserves géologiques du gisement Tigrine.

N° Bloc	N° de coupe	Distance entre coupes (m)	Aire section de coupe (m ²)	Volume (m ³)	Masse volumique (t/m ³)	Réserves (tonnes)	Formule de calcul
C1-1	1-1	100	6 000	632 650	2,7	1 708 155	(S1+S2)*L/2
	2-2		6 653				
C1-2	2-2	100	6 653	717 000	2,7	1 935 900	(S1+S2)*L/2
	3-3		7 687				
C1-3	3-3	100	7 687	767 850	2,7	2 073 195	(S1+S2)*L/2
	4-4		7 670				
C1-4	4-4	100	7 670	749 650	2,7	2 024 055	(S1+S2)*L/2
	5-5		7 323				
C1-5	5-5	100	7 323	686 550	2,7	1 853 685	(S1+S2)*L/2
	6-6		6 408				
C1-6	6-6	100	6 408	607 550	2,7	1 640 385	(S1+S2)*L/2
	7-7		5 743				
TOTAL DU BLOC C1				4 161 250	2,7	11 235 375	

III.5. Type d'abattage

La vocation principale de tout système d'abattage, quelle que soit sa nature, est de provoquer la 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).

Il peut être effectué par explosif ou bien par moyen mécanique.

Le choix du mode d'abattage des roches dépend: [14]

- du type de roche, et leur état naturel;
- des propriétés physico – mécaniques des roches;
- de la productivité de l'entreprise minière;
- des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

On distingue que l'abattage mécanique est utilisée pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures.

III.5.1. Abattage mécanique

Pour fragmenter « mécaniquement » une roche, il faut utiliser un outil beaucoup plus dur qu'elle, ces machines ont pris leur place dans le secteur des travaux publics et minière depuis des années. Parmi les avantages présentés par ces machines on cite :

- Mécanisation plus rationnelle des tâches d'abattage et de reprise du maritage au front,
- Sécurité accrue (discret, pas d'explosion, pas de gaz),
- Meilleur découpage de la section, avec diminution des hors-profils, et progressivité du creusement, ces deux facteurs conjugués contribuant fortement à l'amélioration de la stabilité de l'excavation.
- Commodité d'emploi et manipulation simple.

Parmi les techniques de l'abatage mécanique utilisées à ciel ouvert, on distingue :

III.5.1.1. Brise de roche

La brise de roche est utilisée pour la destruction des roches de dureté moyenne et grande. Elle est composée du dispositif de démarrage, de la disposition de la distribution de l'air comprimé, du cylindre, du mécanisme de percussion et du dispositif d'arrêt du pic. [15]

Ces brises de roches sont utilisées généralement dans les carrières à ciel ouvert comme un outil de débitage secondaire qui sert à traiter des blocs surdimensionnés (hors gabarit) pour obtenir des fragments de dimensions nécessaires et admissibles pour le travail efficace des engins de chargement et de transport ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire), mais pour notre cas d'étude la brise de roche utilisée comme un moyen d'abatage principale.

III.5.1.2. Sciage au fil diamanté

La méthode est utilisée pour le découpage de blocs de forme bien définie dans un matériau non fissuré tel que le marbre ou le calcaire dur (les calcaires coralliens), Ce découpage est réalisé à l'aide d'un fil supportant des perles contenant du diamant est entraîné à grande vitesse d'environ 100 Km/h, par une poulie motrice.

On peut aussi scier verticalement, horizontalement ou exceptionnellement selon un plan incliné. Les vitesses de sciage sont souvent de l'ordre de 2 m²/h dans le granite, 6 m²/h dans le marbre. [15], [16]

III.5.1.3. Dragline

Cet appareil utilise un godet scraper de 0,15 à 100 m³ manœuvré par câble. La poulie de retour est placée à l'extrémité d'une importante flèche métallique dont la longueur peut atteindre 125 m. Les draglines sont destinées pour travailler généralement en fouille dans les roches tendres. Le rayon d'action du godet scraper peut dépasser de 30% la longueur de la flèche. [17]

III.5.1.4. Ripage

Le ripage consiste à gratter le sol en profondeur avec une ou plusieurs dents attachées à une machine en mouvement. Cette méthode se révèle très économique dans les formations tendres et mi-dures. Il existe de nombreuses façons dans lesquelles le ripage est effectué. La plupart des bouteurs à chenilles peuvent être équipés d'une tige unique ou multi attachement des tiges de ripper. Cette équipement est fixé à l'arrière de la lame en fonctionne hydrauliquement pour forcer la dent ou les dents dans le sol à la profondeur désirée. Cette profondeur est convenablement choisie en fonction de la puissance de la machine et la dureté de la formation. Une fois cela fait, le bulldozer est déplacé, là où les dents cassent la roche environnante comme une charrue dans l'agriculture. Une seule dent derrière un gros bulldozer peut pénétrer même 1m de profondeur dans un sol moyennement mou. [18]

III.5.1.5. Limite d'emploi de l'abattage mécanique

Chaque fois que les dimensions de l'ouvrage à réaliser sont suffisantes pour amortir le surcoût d'investissement causé par l'emploi d'une machine d'abattage, que la résistance de la roche permet une vitesse d'avancement convocable et que son abrasivité ne rend pas prohibitive la consommation d'outils de coupe d'abattage mécanique est presque systématiquement préfère à l'abattage à l'explosif et cela pour gagner la productivité, sécurité et la qualité des chantiers.

La compétition que se livre abattage mécanique et abattage à l'explosif, depuis maintenant un demi-siècle, ne cesse de repousser continuellement la limite entre ces deux techniques vers des roches toujours plus « agressives » ou l'explosif reste encore le plus utilisé, la figure III.2 donne une classification assez réaliste des trois technique (explosif, machine à pic , machines à molettes) en terme de limite économique d'utilisation en fonction de la

résistance à la compression simple de la roche à abattre et de son abrasivité, mesurées sur roche intacte.

Cette mise en œuvre de l'abattage sans explosif vers des roches toujours plus dures s'est traduite par une augmentation spectaculaire des spécifications des machines telles que puissance et poussée. Mais cette course des constructeurs à l'augmentation des puissances installées et des poids des machines (et donc de leur taille et des sections des galeries dans lesquelles elles peuvent évoluer), n'est pas toujours suffisante pour étendre encore plus loin le domaine d'emploi de l'abattage mécanique ou pour améliorer les performances d'abattage en roches agressives car les limitations sont dans plusieurs cas dues à une résistance insuffisante des outils de coupe montés sur les tête d'abattage des machines, l'évolution du domaine d'utilisation des machines à attaque ponctuelle depuis leur apparition au début des années 60 a mis en lumière une sorte de barrière technologique sur laquelle ces machines viennent buter malgré l'accroissement de leur puissance, de leur rigidité et de leur stabilité statique et dynamique.

L'augmentation de la poussée et de la puissance installées ne suffit donc plus à améliorer les performances d'abattage des machines et doit être accompagnée d'une amélioration des capacités et de la durée de vie des outils. [17]

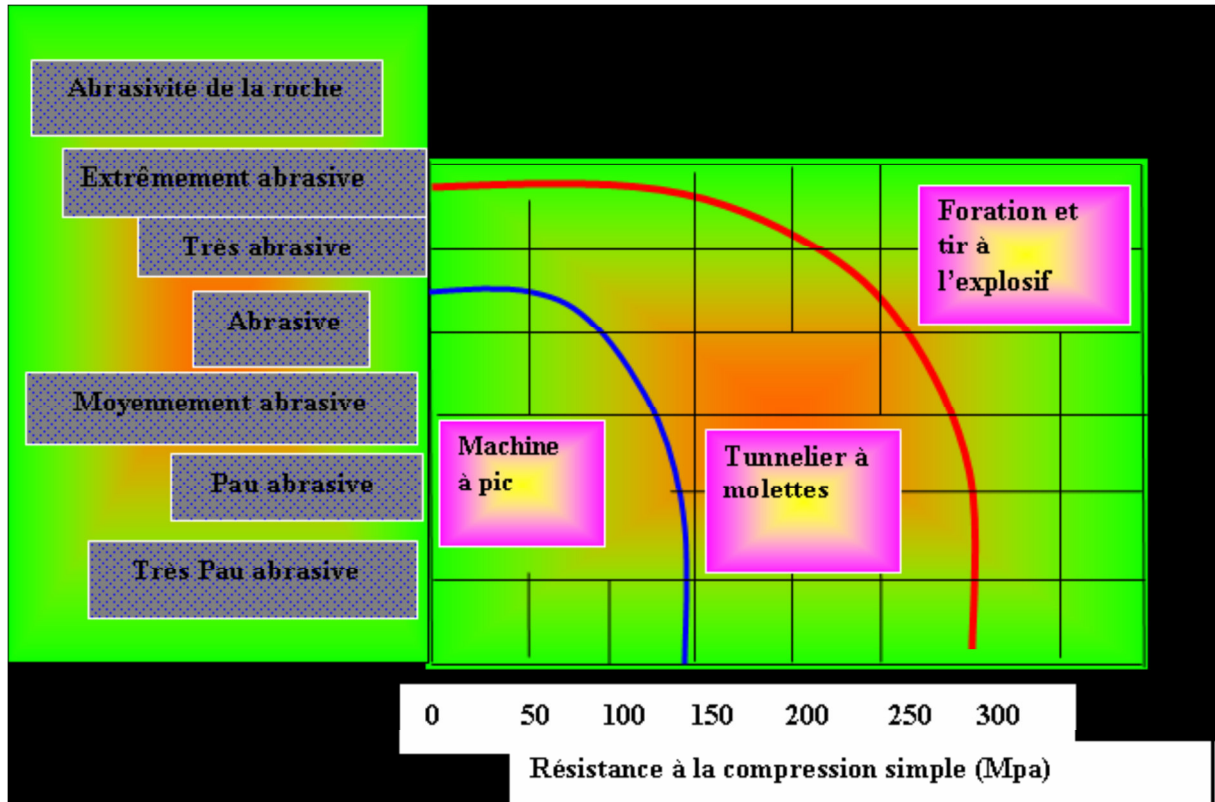


Figure III.2 : Domaines économiques d'utilisation des techniques d'abattage. [17]

Dans notre cas la résistance à la compression des calcaire du massif de Tigrine $R_c = 150$ MPa, mais avant de procéder au choix du machine pour l'extraction il faut commencer d'abord par une évaluation économique de la rentabilité du gisement. Dont notre cas le gisement exploité est une substance de calcaire (faible valeur économique), d'où le meilleur choix est celui de l'extraction par tir à l'explosif.

III.5.2. Abattage à l'explosif

L'abattage à l'explosif est aujourd'hui la technique la plus simple et la plus répandue dans les carrières de roches massives. Elle permet de fragmenter des volumes importants de roche pour la reprise et le traitement du matériel abattu.

La méthode d'abattage à l'explosif est en général utilisée dans les carrières de roches massives et dures. En effet, dans le cas de roches dures, les procédés d'extraction continus ne sont pas possibles, l'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte. De plus, l'étendue actuelle des possibilités en termes d'explosifs et les compétences qui existent aujourd'hui dans le domaine ont contribué à la banalisation de ce procédé.

A partir d'une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration des trous, chargement et amorçage des explosifs.

L'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs [19] :

- ❖ Assurer la production annuelle projetée ;
- ❖ Abattre un grand volume de roche, avec :
 - Une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduites possibles ;
 - Un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas.

III.6. Conclusion

A travers ce chapitre on a essayé de cerner certaines notions théoriques importantes pour le déroulement de notre étude. D'une part, on a pris conscience des différents régimes de fonctionnement d'une carrière, des types de production qui peut y avoir, ainsi que de la manière dont on évalue les réserves géologiques de ce gisement. D'autre part, on a présenté les différents modes d'abatages en se basent sur les caractéristiques mécaniques des roches, leurs limites d'emplois dans le domaine miniers.

CHAPITRE IV

Processus technologique d'exploitation de gisement

IV.1. Introduction

Ce chapitre est consacré au choix du mode d'ouverture et de la méthode la plus adéquate pour l'exploitation de gisement de Tegrine. Après avoir choisir le mode et la méthode d'exploitation on va présenter les différentes phases d'exploitation. A cette effet, on établit un plan de tir cohérent pour la réalisation des ouvrages miniers (demi tranché, gradins...etc).

IV.2. Ouverture de gisement

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 tranchées d'accès ;
- Par demi-tranchée d'accès.

L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants [20]:

- Les facteurs géologiques du gisement et les dimensions du champ de la carrière ;
- La méthode d'exploitation à prévoir ;
- La durée de vie de la carrière ;
- Le rapport de découverte.

IV.2.1. Mode d'ouverture

Dans le cas de la carrière Tigrine, le gisement est situé dans un relief montagneux, donc l'accès de la carrière est réalisé par une demi-tranchée d'accès allant de bas vers le haut. 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.

IV.2.2. Paramètres technologiques de la demi-tranchée d'accès

La tranchée d'accès principale est caractérisée par les paramètres suivant :

- La longueur de la demi-tranchée d'accès ;
- La largeur de la demi-tranchée d'accès ;
- La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès ;

- L'angle du talus de la demi-tranchée d'accès ;
- Le volume de la demi-tranchée d'accès ;
- La profondeur de la demi-tranchée d'accès. [21]

IV.2.2.1. Longueur de la demi-tranchée d'accès

La piste principale possède une longueur totale de **1812 m** (Déterminée avec Auto-CAD). A partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de la construction de la plate-forme de travail au niveau 625 m.

En peut calculer la longueur de la demi-tranchée d'accès par la formule suivante :

$$L = \frac{H_f - H_i}{i} \times K_a$$

Avec :

L : Longueur de la demi-tranchée d'accès (m) ;

H_f : Niveau supérieur de la demi-tranchée d'accès (m) ;

H_i : Niveau de base de la demi-tranchée d'accès (m) ;

i : Pente de la demi-tranchée d'accès (%);

K_a : Coefficient d'allongement du tracé ($K_a = 1,1$ pour le mode de transport par camion).

AN:

$$L = \frac{625 - 410}{0,125} \times 1,1$$

$$L = 1892 \text{ m}$$

IV.2.2.2. Largeur de la demi-tranchée d'accès [22]

La largeur de la demi-tranchée d'accès est déterminée en fonction du nombre de voies de transport et du type et des dimensions du transport utilisé.

Dans notre cas, il existe deux types de voie :

1^{er} cas : Circulation à une seule voie (pour la demi-tranchée d'accès secondaire) :

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

Avec :

T : Largeur de la demi-tranchée d'accès (m) ;

a : Largeur de la benne du camion, (a = 3,6 m) ;

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

$$C = 0,5 + 0,005 \times V$$

Avec :

V : C'est la vitesse moyenne de circulation des camions (V = 20 km / h).

AN :

$$C = 0,5 + 0,005 \times 20$$

$$\mathbf{C = 0,6}$$

Donc :

$$T = 3,6 + (2 \times 0,6)$$

$$\mathbf{T = 4,8 \text{ m}}$$

2^{ème} cas : Circulation à double voie (pour la piste principale) :

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

Avec :

r : Largeur de la rigole d'évacuation d'eau (r = 0,4 m) ;

X: Distance entre les bennes des camions.

$$X = 2 \times C$$

AN :

$$X = 2 \times 0,6$$

$$\mathbf{X = 1,2 \text{ m}}$$

Donc :

$$T = 2 \times (3,6 + 0,6) + 1,2 + 0,4$$

$$\mathbf{T = 10 \text{ m}}$$

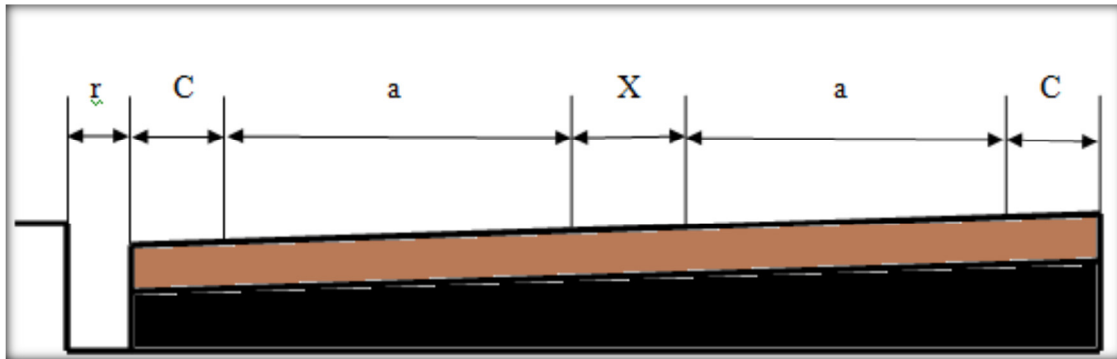


Figure IV.1 : Schéma de la demi-tranchée d'accès. [23]

IV.2.2.3. Pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès

La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès est généralement déterminée en fonction du type de transport utilisé. Dans notre cas on utilise le transport par camion donc la valeur de la pente ne doit pas dépasser 15 % en ligne droite, pour les virages on a réalisé des plates forme de 706,5 m² du surface qui facilite la circulation des engins de transport et permet de regrouper et protéger les engins de la carrière lors de tir à l'explosif.

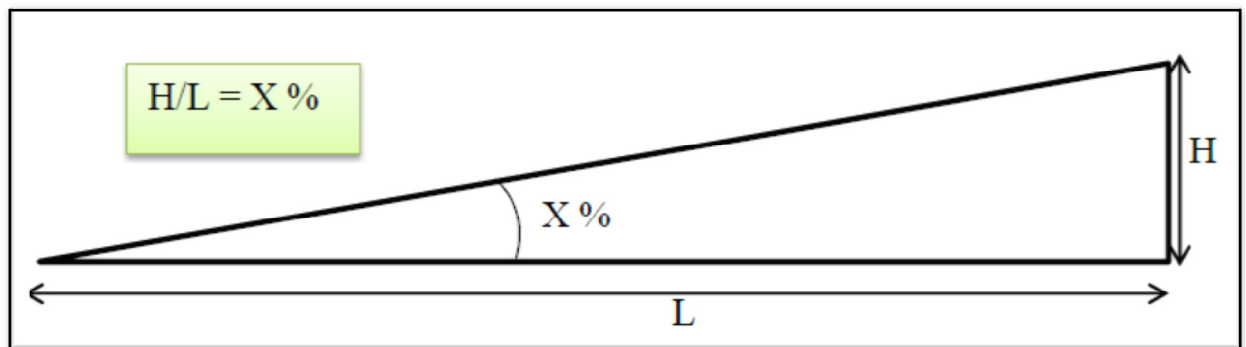


Figure IV.2 : Pente de la demi-tranchée d'accès.

IV.2.2.4. Angle du talus de la demi-tranchée d'accès

L'angle du talus de la demi-tranchée d'accès dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches.

Tableau IV.1 : Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté. [24]

Tranchées	Angles des talus selon PROTODIACONOV			
	2-4	5-9	10-14	15-20
De découpage	60°	65°	70°	80°
D'accès	60°	70°	75°	85°

Dans notre cas d'étude, la roche calcaire ayant une dureté égale à 15, donc les angles des talus de la demi-tranchée d'accès et de découpage sont respectivement égales à 80° et 85°.

IV.2.2.5. Volume de la demi-tranchée d'accès

Dans les conditions montagneuses, on creuse les demi-tranchées sur le flanc de coteau, leur volume est déterminé comme suit :

$$V = \frac{T^2 \times \sin(\beta_d) \times \sin(\beta_f) \times L}{2 \times \sin(\beta_d - \beta_f)} ; (\text{m}^3)$$

Avec :

T : Largeur de la demi-tranchée d'accès, (T = 10 m);

β_d : Angle du talus de la demi-tranchée d'accès, ($\beta_d = 80^\circ$);

β_f : Angle du flanc de coteau, ($\beta_f = 50^\circ$);

L : Longueur de la tranchée d'accès (L = 1812 m).

AN:

$$V = \frac{10^2 \times \sin 80 \times \sin 50 \times 1812}{2 \times \sin(80 - 50)}$$

$$V = 136\,698,45 \text{ m}^3$$

IV.2.3. Creusement d'une demi-tranchée d'accès

La réalisation de la demi-tranchée d'accès est faite en 4 phases :

IV.2.3.1. Phase N°1

On fore des trous de mine de diamètre $D_{tr} = 32$ mm dont les longueurs varient de $0,8 \div 2$ m dans le but de créer une plate-forme de largeur égale à 4 m. Les trous forés, qui ont une distance de 1 m les uns des autres, sont chargés, bourrés, ensuite tirés.

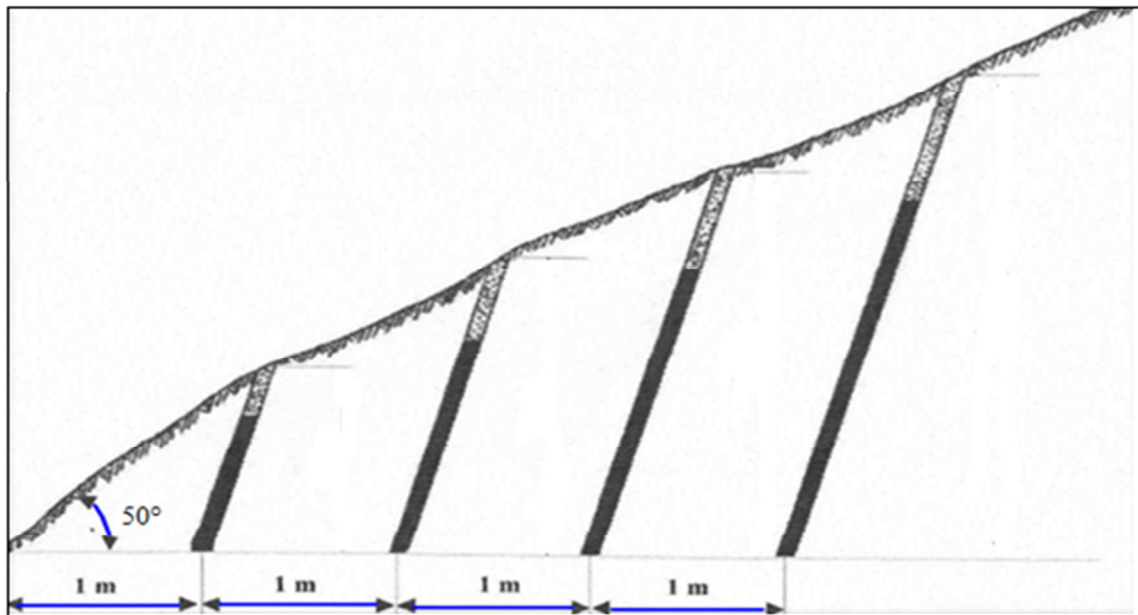


Figure IV.3 : Foration des trous de mines à l'aide des marteaux perforateurs.

IV.2.3.2. Phase N°2

On évacue les déblais (les morceaux abattus) en les culbutant à l'aide d'un bulldozer et ce, pour préparer la plate-forme de travail là où la sondeuse peut forer des trous (de relevage).

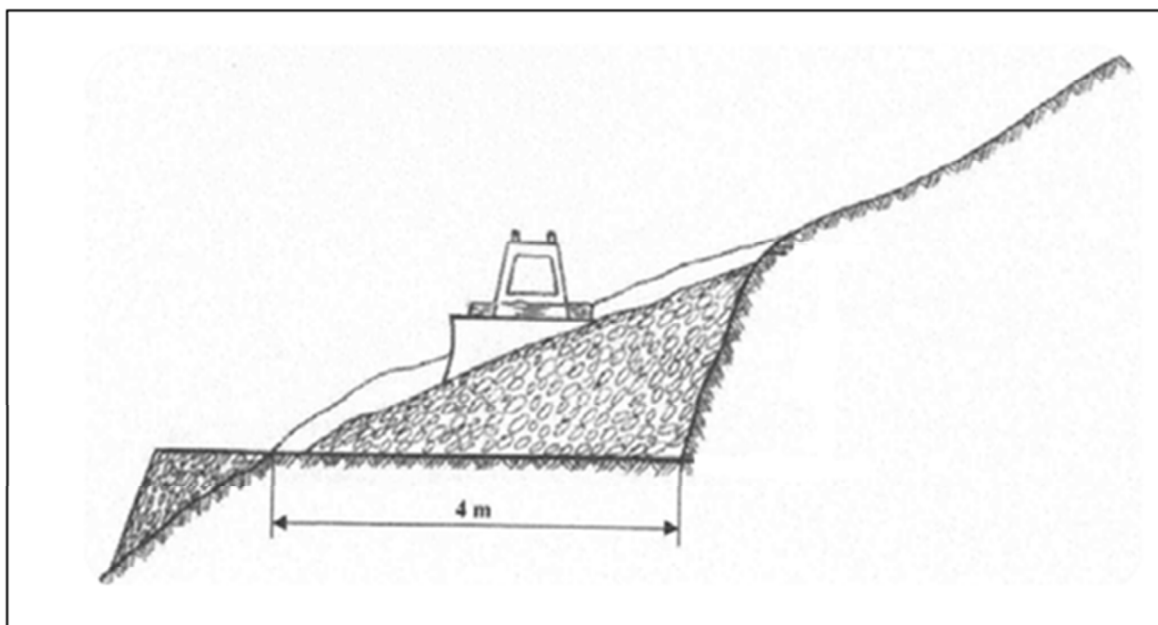


Figure IV.4 : Culbutage des roches abattues à l'aide d'un Bulldozer.

IV.2.3.3. Phase N°3

Après l'évacuation des déblais, on introduit la sondeuse qui va forer des trous inclinés et horizontaux dont les longueurs vont jusqu'à 6 m.

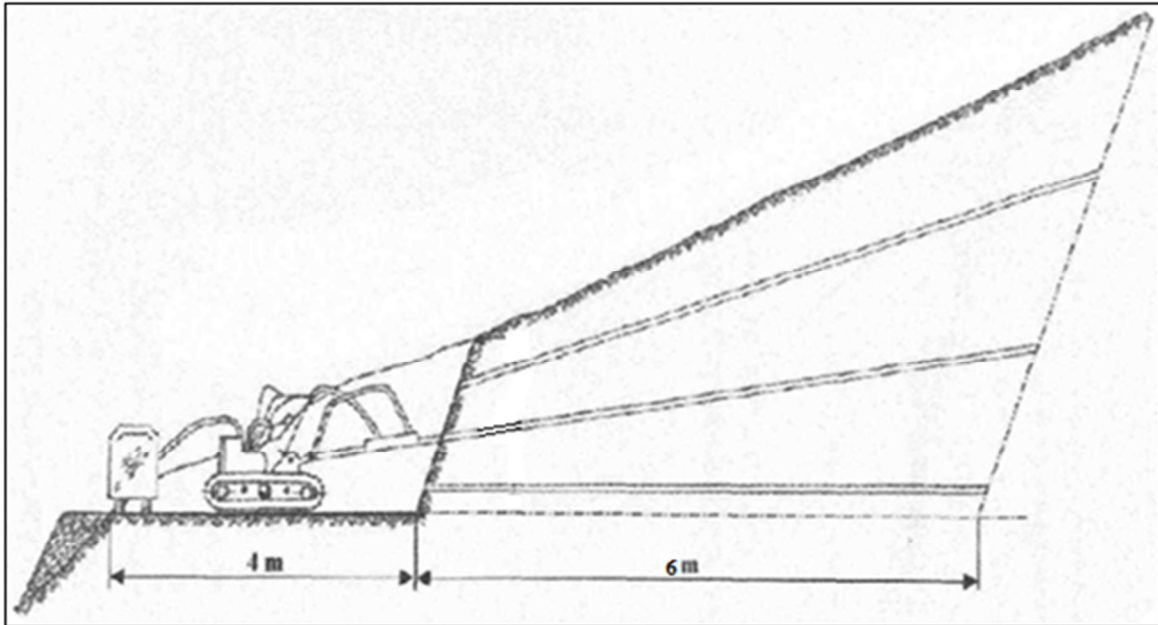


Figure IV.5 : Elargissement de la demi-tranchée d'accès.

IV.2.3.4. Phase N°4

Après avoir foré les trous, on les charge par l'explosif et on bourre les bouchons de trous par le sable ou par l'argile ; enfin, on les tire. Une fois le tir est réalisé, on procède au transport des déblais au moyen des Camions.

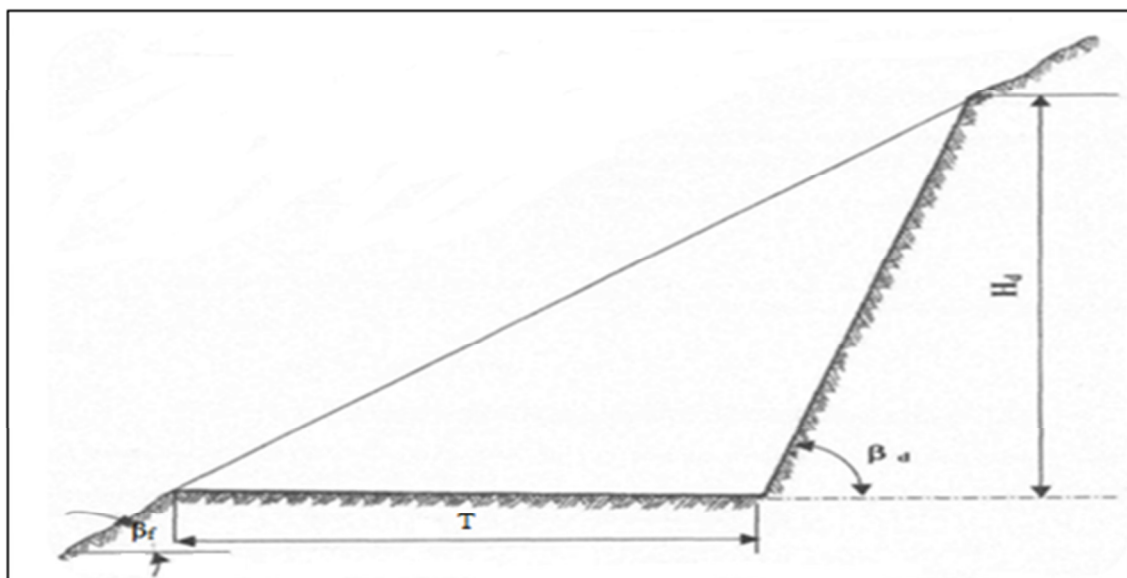


Figure IV.6 : Schéma de la demi-tranchée d'accès

Avec :

T : Largeur de la demi-tranchée d'accès ; (m)

H_d : Profondeur de la demi-tranchée d'accès ; (m)

β_d : Angle du talus de la demi-tranchée d'accès ; ($^\circ$)

β_f : Angle de flanc de coteau. ($^\circ$)

L'état finale de la demi-tranchée d'accès elle est représentée dans le plan suivant :

IV.3. Méthode d'exploitation

IV.3.1. Généralité

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement du minéral et du stérile dans un ordre bien déterminé. En d'autre terme, un système d'exploitation caractérise le développement des travaux préparatoires, de découvertures, et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

IV.3.2. Principaux indices d'une méthode d'exploitation

- La vitesse d'avancement des chantiers ;
- La vitesse d'avancement des fronts de travail ;
- La vitesse d'approfondissement ;
- La productivité annuelle ;
- Les taux des pertes et dilution du minéral.

IV.3.3. Choix de la méthode d'exploitation

D'après les données topographiques et géologiques, le gisement de la carrière de Tigrine est un relief montagneux avec un angle : $\beta_f = 50^\circ$.

Selon le relief de ce gisement la méthode d'exploitation proposé est la méthode de flanc de coteau.

L'exploitation commence par la préparation des sommets avec un seul bord exploitable, afin d'avoir des plates-formes suffisantes pour l'emplacement des engins et au fur et à mesure qu'on avance sur le gradin supérieur, on ouvre le gradin inférieur à partir de ce niveau.

IV.3.4. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert [25]

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.

IV.3.4.1. Méthodes sans transport

Cette méthode peut être soit simple, soit avec remaniement des déblais ou terrils. Dans le premier cas, il s'agit de la mise en terril des déblais directement par l'excavateur employé pour l'enlèvement des morts terrains. Tandis que dans le second cas, il s'agit de la formation puissante de stérile. On est amené à employer un excavateur supplémentaire sur les terrils pour répartir la roche déversée par un excavateur de déblaiement. Comme excavateur, on utilise les pelles mécaniques et draglines. Les champs d'application de la méthode sont :

- Les couches horizontales de puissance limitée avec le recouvrement de dureté moyenne et d'épaisseur limitée
- Les couches à moyen pendage incluses dans les terrains tendres et situées à faibles profondeurs. Ce qui permet de remanier deux ou plusieurs fois les déblais au moyen d'excavateur.

IV.3.4.2. 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 mobiles (sauterelles et pont de transfert) et les matériels d'exploitation étant des excavateurs à godets multiples. La méthode est utilisée lors de l'exploitation des couches horizontales ou subhorizontales de recouvrement meuble et d'une grande épaisseur.

IV.3.4.3. Méthode spéciale

C'est une méthode où les déblais sont évacués au moyen des engins suivants :

- Scrapers ;
- Monitors et pompes ;
- Grues ;
- Convoyeurs avec stickers (remblayeurs).

Les deux premiers types d'engins sont utilisés lors de l'exploitation des couches horizontales et subhorizontales de recouvrement tendre et meuble. Tandis que les deux derniers moyens sont utilisés lorsque la couche minéralisée doit avoir un fort pendage et être incluse dans les terrains durs.

IV.3.4.4. Méthode avec transport des déblais

C'est une méthode utilisée dans toutes formes de gisements (horizontal, semi dressant et dressant) et de toute dureté de recouvrement en employant les excavateurs de tout type. Le transport des déblais se fait par divers engins de transport (camion, locomotives et wagons, convoyeur à bandes) vers le terril extérieur ou intérieur.

IV.3.4.5. 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. Les déblais provenant des gradins supérieurs où l'on emploie les excavateurs de tout type sont transportés dans les différentes unités de transport (camions, locomotives et wagons, convoyeurs à bande) jusqu'au terril intérieur ou extérieur, tandis que les déblais provenant des gradins inférieurs ou l'on utilise les excavateurs à organe de travail de grandes dimensions sont rejetés dans le terril intérieur au moyen des excavateurs et dans le terril extérieur au moyen des engins de transport.

IV.3.5. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert

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

- Gradin ;
- Largeur d'enlèvement ;
- Plate-forme de travail ;
- Longueur du bloc. [26]

IV.3.5.1. Le gradin

C'est un élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert représentant une partie des morts terrains ou du gisement enlevée de manière autonome et qui est desservi par des moyens de transport qui lui sont propres.

- Front d'attaque ;
- Talus du gradin. [25]

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

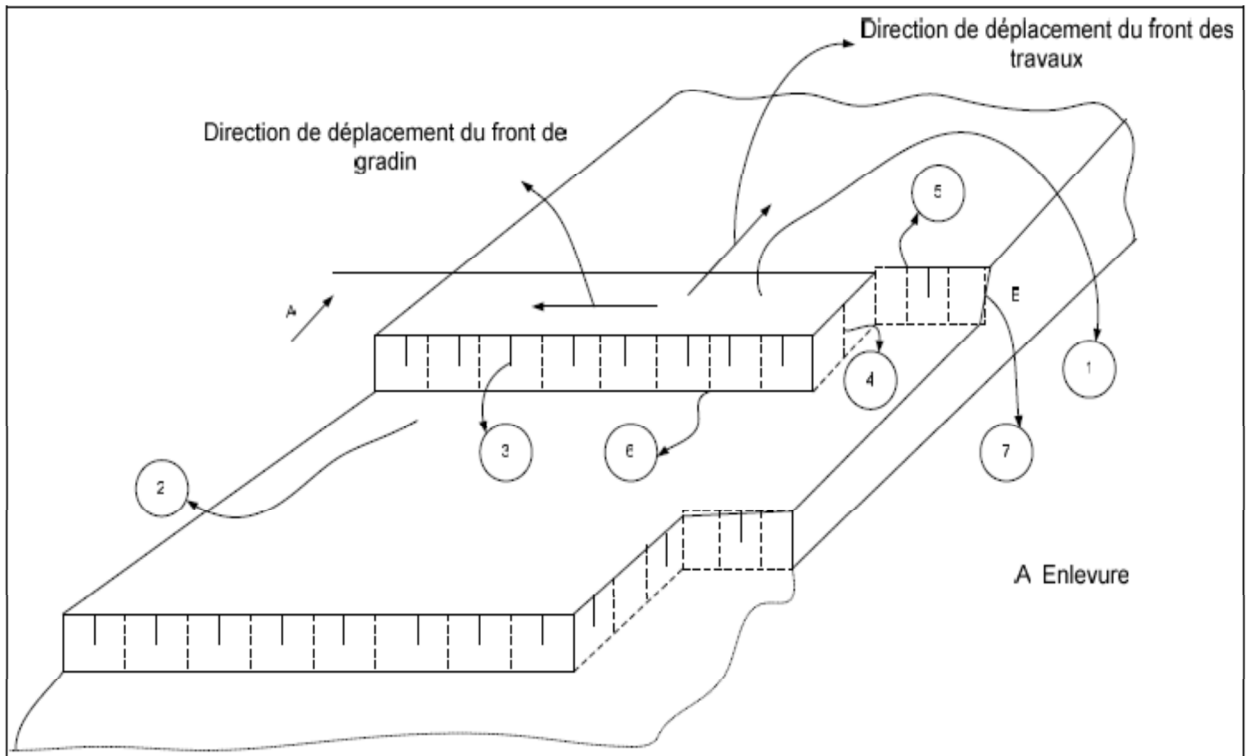


Figure IV.7 : Eléments géométriques et technologiques d'un gradin. [25]

Légende :

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

a. Hauteur de gradin [27]

Pour la détermination de la hauteur de gradin, on doit tenir compte de plusieurs facteurs :

- Caractéristiques des excavateurs employés;
- Stabilité des roches;
- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage;

- Règles de sécurité;
- Production annuelle.

D'après la dureté des roches, la hauteur de gradin dépend de la hauteur de creusement des excavateurs (H_c).

- Roches tendres : $H_{gr} < H_{c \max}$
- Roches dures : $H_{gr} < 1,5 H_{c \max}$

Avec :

$H_{c \max}$: La hauteur maximale de creusement des excavateurs.
($H_{c \max} = 10$ m).

AN :

$$H_{gr} = 1,5 \times 10$$

$$H_{gr} = 15 \text{ m}$$

Donc la hauteur de gradin adoptée est : $H_{gr} = 15$ m

b. Angle de talus du gradin [12]

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 $\alpha = 80^\circ$.

IV.3.5.2. Plate-forme de travail [27]

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

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

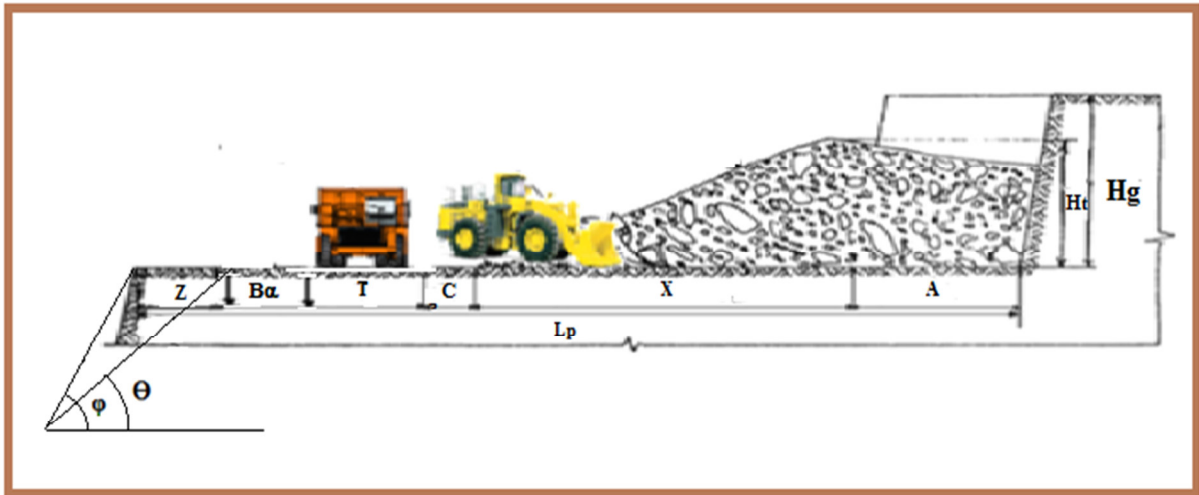


Figure IV.8: Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif).

Avec :

L_{pt} : Largeur de la plate-forme de travail, (m);

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

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

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

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

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

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

a. Largeur d'enlèvement

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

- Les propriétés physico mécanique des roches ;
- La méthode de préparation des roches à l'abattage ;
- Le type et dimension des engins de chargement.

$$A = B + (N - 1) \times a ; (m)$$

Avec :

B : Ligne de moindre résistance, (B = 2,5 m) ;

N : Nombre de rangées, (N = 2) ;

a : Distance entre deux rangées, (2,54 m).

AN:

$$A = 2,5 + (2-1) \times 2,54$$

$$A = 6,35 \text{ m}$$

b. Largeur du tas des roches abattues [22]

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

Avec :

X : Largeur du tas des roches abattues ;

K_f : Coefficient de foisonnement des roches, ($K_f = 1.5$);

H_g : Hauteur du gradin, 15 m;

H_t : Hauteur du tas ($0,5 \div 0,9$) $\times H_g$; (m)

pour les calcaires : $H_t = 0,9 \times H_g$

$$H_t = 13,5 \text{ m}$$

AN:

$$X = 6,35 \times \left(\frac{2 \times 1,5 \times 15}{13,5} - 1 \right)$$

$$X \approx 14,8 \text{ m}$$

c. Berme de sécurité [22]

La valeur de berme de sécurité (C) est donnée par la formule suivante :

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

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

d. Largeur de la voie de transport

La largeur de la voie de transport est de : **T = 10 m**

e. Largeur de la bande auxiliaire

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

On prend : $B_a = 3 \text{ m}$

f. Largeur du prisme éventuel d'éboulement [22]

La largeur du prisme d'éboulement (Z) est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g \times [(1/\tan \gamma) - (1/\tan \beta_g)] ; (\text{m})$$

Avec :

γ : L'angle du talus de gradin en liquidation, ($35^\circ \div 60^\circ$), on prend $\gamma = 60^\circ$;

β_g : L'angle du talus de gradin en exploitation, 80° .

AN:

$$Z = 15 \times [(1/\tan 60) - (1/\tan 80)]$$

$$Z \approx 6 \text{ m}$$

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

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

AN :

$$L_{pt} = 6,35 + 14,8 + 3 + 10 + 3 + 6$$

$$L_{pt} = 43,15 \text{ m}$$

IV.4. Conception d'un plan de tir

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

- Adaptation de l'explosif au massif (afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe);
- Création de maximum des surfaces libres afin de faciliter les réflexions d'ondes des contraintes qui créent la fissuration.

Avant d'entreprendre cette conception qui s'appuie sur certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise à savoir [28]:

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

Pour connaître toutes les considérations précédentes, différentes méthodes sont utilisées pour établir le plan de tir, parmi elles la méthode de LANGEFORS.

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

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

La charge spécifique (q) dépend du rayon de travail de la charge souhaité, du coefficient de fermeté du matériau à arracher (selon LANGEFORS $c = 0.4 \text{ kg/m}^3$ pour le calcaire), des conditions de bourrage, de la nature de l'explosif utilisé et de la granulométrie souhaitée.
[29]

Le meilleur choix du type d'explosifs joue un rôle très important pour le rendement du tir et la fragmentation de la roche avec un bon dégagement du pied de gradin.

IV.4.1. L'explosif

C'est une substance qui sous l'action d'une flamme ou d'une onde de choc se décompose très rapidement. Cette décomposition est une combustion extrêmement rapide (moins de

10 μ s pour certains), qui produit un important volume de gaz à très haute température et à très forte pression avec une onde de choc.

IV.4.1.1. Caractéristiques des explosifs utilisés dans le domaine minier

La puissance d'un explosif est proportionnelle à la vitesse de détonation, dans laquelle cette décomposition se produit. Elle détermine le régime normal de la décomposition de l'explosif, ce qui permet de classer les explosifs en deux catégories [30]:

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

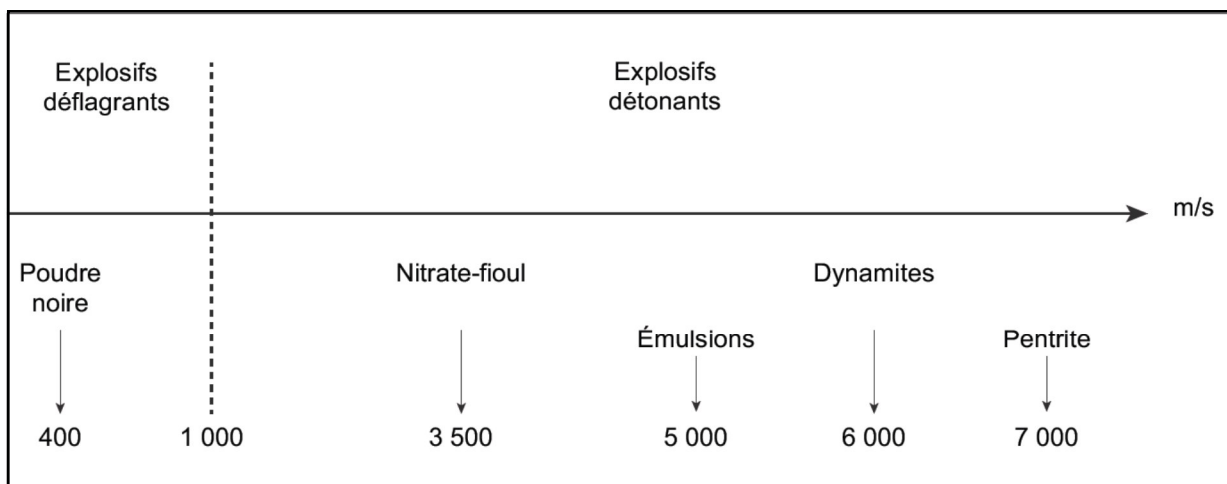


Figure IV.9 : Schéma représentatifs de différentes familles d'explosives.

IV.4.1.2. Choix de l'explosif

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction [31] :

- Du massif rocheux : l'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être adapté à la roche, ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré facturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz).

- Des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût de l'exploitation. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif.

Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante :

La charge de fond de trou de mines est chargée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale, et la partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge en colonne est chargée par de l'explosif moins dense, parfois en vrac de préférence si l'absence d'eau, ou bien discontinue en charge étagée qui nécessite alors des explosifs en cartouches. [22]

D'après la consultation du guide technique des explosifs et les accessoires de tir, réalisés par L'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et les caractéristiques de la roche (faiblement humide), on peut choisir deux types d'explosifs l'un comme charge de fond (MARMANIT) et l'autre comme charge de colonne (ANFOMIL) :

❖ **MARMANIT** [30]

La MARMANIT est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT.

➤ **Utilisation**

- ✓ Utilisable dans les terrains secs ou faiblement humides ;
- ✓ Elle est adaptée aux terrains à roche tendre à mi-durs.

➤ **Avantage**

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

➤ **Caractéristiques techniques**

Les Caractéristiques techniques du MARMANIT sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau IV.2 : Caractéristiques techniques de MARMANIT.

Gamme d'explosif	MARMANIT I	MARMANIT II	MARMANIT III
Densité d'encartouchage (g/cm ³)	0,95	1.05	1,00
Vitesse de détonation (m/s)	4 400	4 500	4 200
Volume de gaz (l/kg)	842	868	902
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	83	82	80

❖ **Les nitrates fuels (ANFO) [30]**

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6%. Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et mi-dure et des travaux à ciel ouvert. On le retrouve généralement en vrac dans des sacs de 25 kg.

➤ **Caractéristiques techniques**

Les Caractéristiques techniques de l'ANFOMIL sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau IV. 3 : Caractéristiques techniques de l'ANFOMIL.

Désignations	ANFOMIL
Densité d'encartouchage (g/cm ³)	0.85
Vitesse de détonation (m/s)	2600 ± 100
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	78
Volume de gaz (l/kg)	967

IV.4.1.3. L'Effets des explosifs dans un massif rocheux

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

- ❖ Tout d'abord, lors de la détonation d'un explosif, une onde de choc (onde de compression), va engendrer des contraintes supérieures à la résistance en compression de la roche. Cet état de contrainte va donc broyer la roche en fines particules, dans une zone autour du trou désignée par « zone de broyage ». La décroissance de ces contraintes est cependant très rapide : à courte distance (3 à 5 fois le rayon de la cartouche), les contraintes sont inférieures à la résistance en compression ;
- ❖ On observe ensuite la création de fissures radiales : l'onde de choc perd en intensité, mais les contraintes tangentielles qu'elle crée sont encore suffisantes pour fracturer la roche via des contraintes tangentielles de traction. Malgré une décroissance en $1/r^3$ dans la zone de broyage et en $1/r^2$ par la suite, les contraintes demeurent supérieures à la résistance en traction de la roche, dans une zone appelée zone transitoire (entre 20 et 50 de rayon de la cartouche). Au-delà de cette zone, aucune fissuration microscopique marquante n'apparaît : c'est la zone sismique. L'onde contribue à affaiblir le massif, sans pour autant mettre en cause sa structure globale par des pré-fissurations ;
- ❖ En suite les ondes de choc initialement créées vont rencontrer des surfaces libres (typiquement, le front à abattre ou les discontinuités du massif) sur lesquelles elles vont se scinder en une onde transmise et une onde réfléchie. Dans le cas d'une interface roche-air, cette réflexion est presque totale. L'onde de compression initiale se réfléchit en une onde de traction. Cette onde réfléchie engendre dans le massif rocheux des contraintes de traction, qui vont dépasser les caractéristiques mécaniques de la roche et provoquer une fissuration appelée écaillage, dans une zone proche de l'interface. De plus, les ondes réfléchies, en se propageant, vont réinitialiser les fissures créées par la première phase ;
- ❖ La dernière étape de l'abattage à l'explosif consiste que les ondes de contraintes ont joué leur rôle, fissurant ou affaiblissant le massif, les gaz d'explosion emprisonnés vont pouvoir se détendre, poursuivant leur propagation et leur action. Ils filtrent dans les discontinuités, participant éventuellement à la fissuration, et mettant surtout l'ensemble en mouvement. [19]

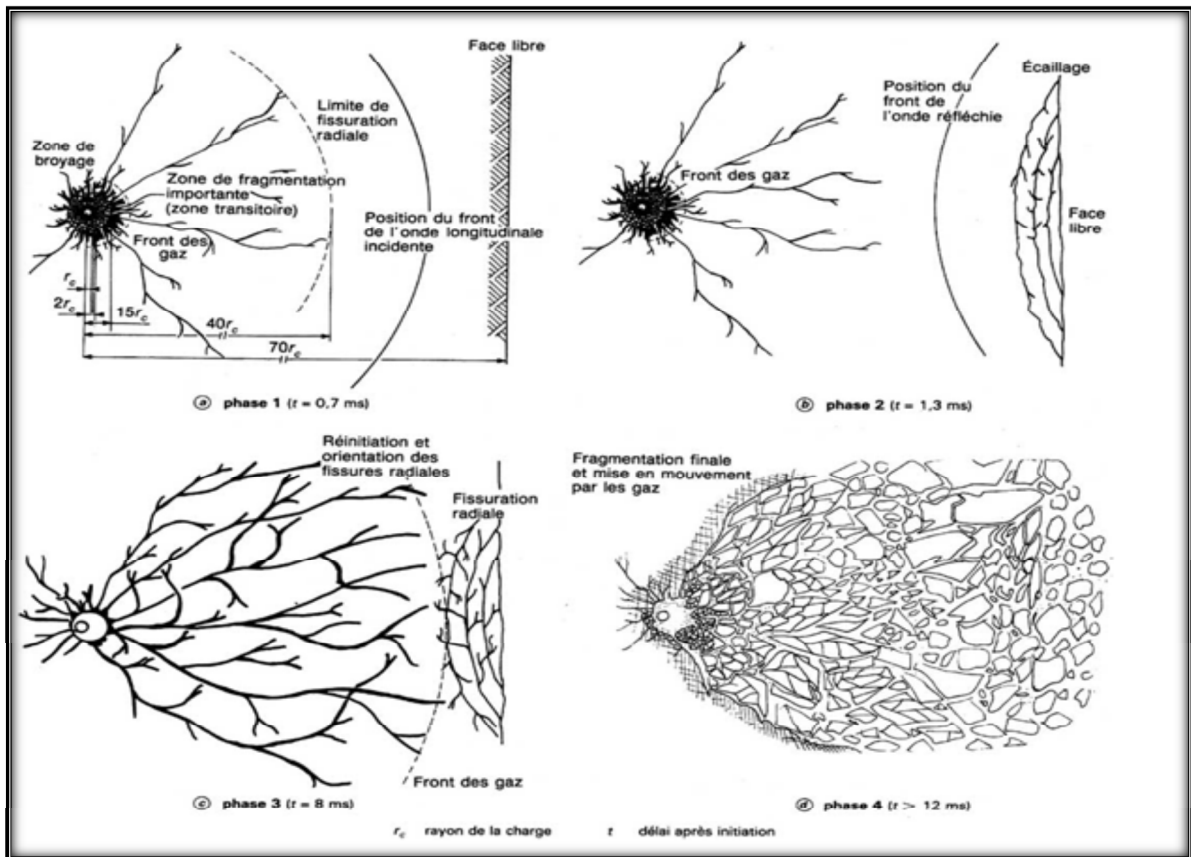


Figure IV.10 : Effet des explosifs sur la roche. [32]

IV.5. Paramètres d'un plan de tir

Afin d'avoir une bonne fragmentation de la roche, on doit concevoir un plan de tir pour éviter un excès de hors gabarit et donner aux fronts une pente adéquate pour une bonne stabilité du talus. Ceci en sécurisant l'opération de chargement et donner une meilleure cadence de l'exploitation pour assurer l'alimentation de la station primaire en quantité suffisante de matière utile. [33]

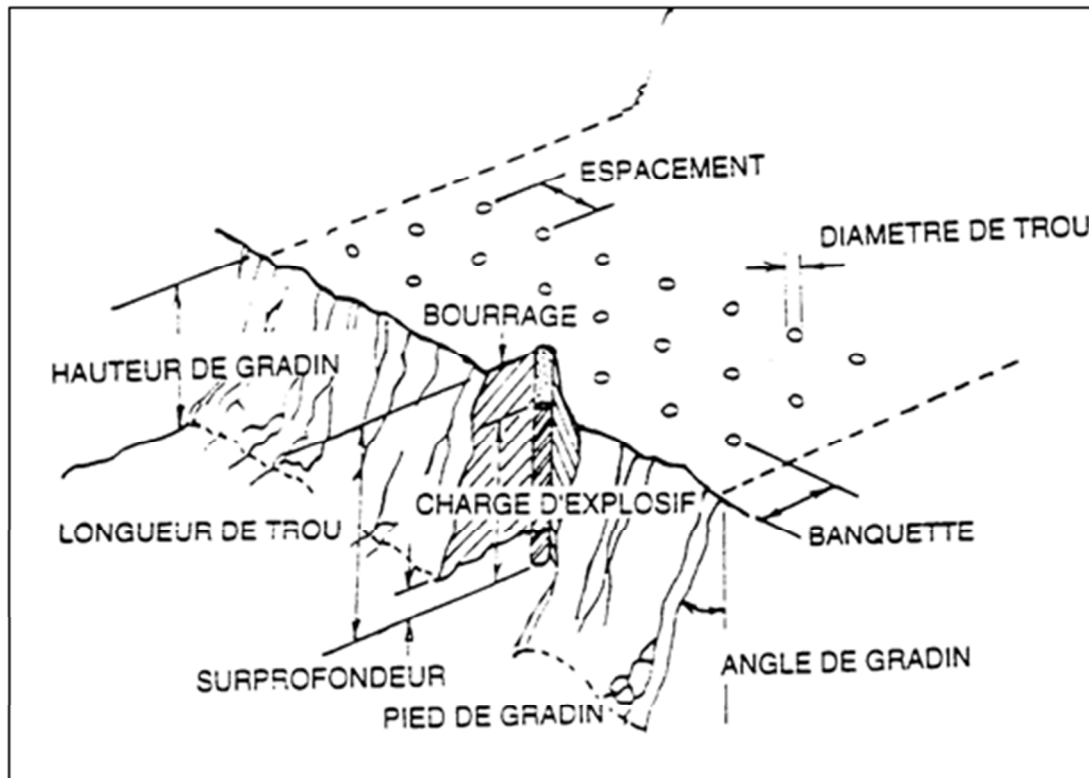


Figure IV.11 : Paramètres d'un plan de tir. [32]

La réalisation d'un schéma de tir doit donc nécessairement assurer certaines exigences qui se compose par plusieurs paramètres tels que :

IV.5.1. Diamètre du trou « D »

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

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

- ✓ L'environnement : le niveau de vibrations et de bruits dépend de la charge unitaire par retard (qui dans la plupart des cas est celle d'un trou de mine);
- ✓ La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera indirectement le choix du diamètre de foration;
- ✓ L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner et qui par conséquent aura indirectement une incidence sur le choix du diamètre de foration;

- ✓ La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente. [31]

La figure ci-après montre la relation existant entre le diamètre du trou et leur hauteur, avec un intervalle des diamètres du trou qui peut utiliser pour un gradin de 15 m.

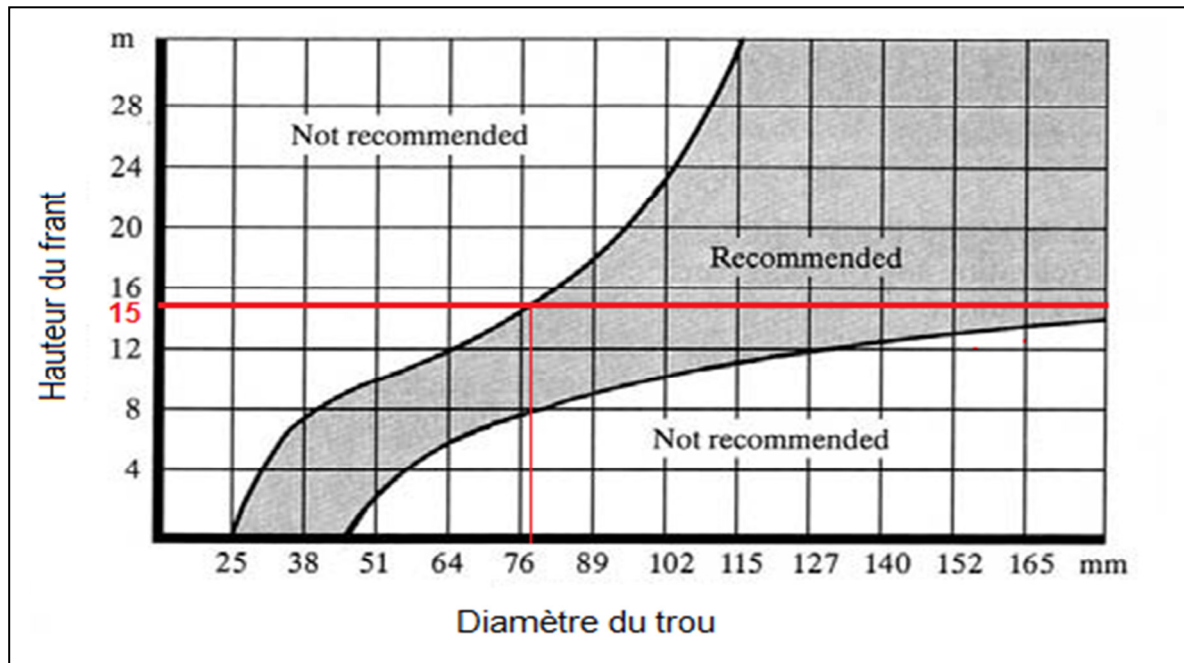


Figure IV.12: Choix du couple diamètre-hauteur de front. [34]

Le diamètre choisis pour la foration des trous au niveau de carrière de Tigrine est de l'ordre de 105 mm.

IV.5.2. Inclinaison du trou « β »

La constriction « action d'exercer un resserrement par pression circulaire » de la roche dans la partie inférieure du trou diminue si les trous sont inclinés. En inclinant les trous, l'énergie d'onde de choc est mieux exploitée. L'angle de rupture devient tel que l'onde de choc se reflète contre une plus longue surface libre. Si les trous sont verticaux, beaucoup de l'énergie d'onde de choc dans la partie inférieure sort de la roche sans être réfléchi et ne casse pas la roche.

La fragmentation de roche devient meilleure avec les trous inclinés. Une inclinaison de 0.33 m/m est recommandée pendant la foration, la figure IV.13 montre l'effet de l'onde de choc au pied du gradin selon l'inclinaison du trou de mines. [35]

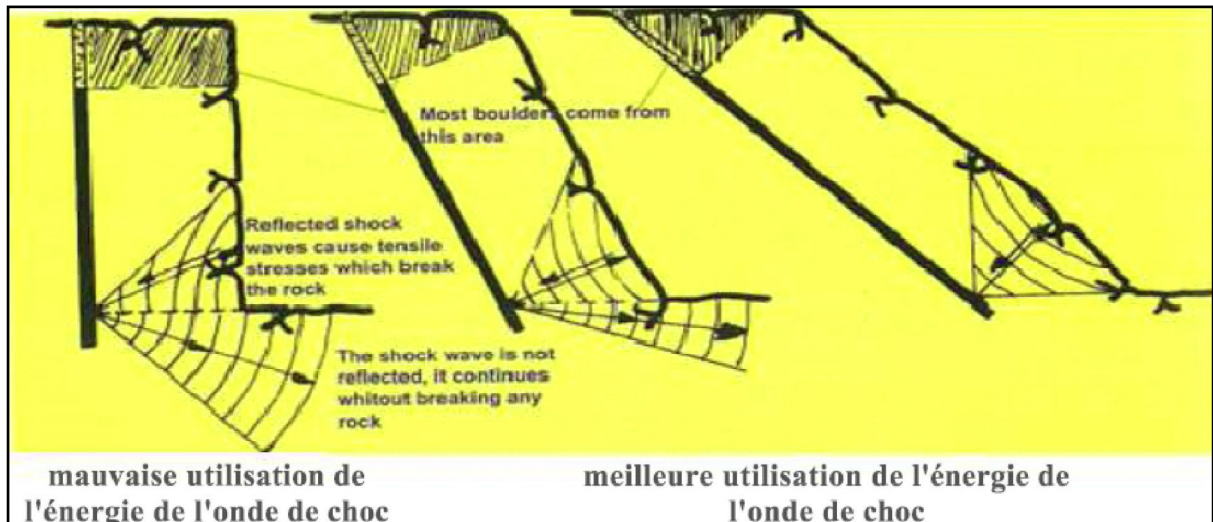


Figure IV.13 : Effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.

Selon les méthodes modernes, l'exécution de gradin ne se fait plus suivant la pente d'attaque verticale traditionnelle, mais suivant des surfaces inclinées. On aboutit, grâce à cette manière de procéder, aux avantages suivants : [36]

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison ;
- La fragmentation de la roche est meilleure, et l'explosion est moins violente ;
- La consommation d'explosif est moindre ;
- Les trous peuvent être plus espacés et plus écartés ;
- L'inconvénient du « rebord » se trouve éliminé ;
- Les hors gabarits sont diminués ;
- Les vibrations sont moindres.

Pour ces raisons, on choisit un angle d'inclinaison du trou « $\beta = 10^\circ$ ».

IV.5.3. Banquette maximale « B_{max} »

Elle dépend :

- Des objectifs technico-économiques dans le sens où elle est le facteur clé de la consommation d'explosif et des résultats du tir;
- De l'explosif : la banquette varie proportionnellement à l'énergie de la charge d'explosif, cette dernière pouvant être quantifiée de différentes manières. Mais nous savons aujourd'hui que c'est l'énergie mesurée en piscine qui est la meilleure estimation;

- De la hauteur du front : celle-ci intervient peu lorsqu'elle est supérieure à deux fois la banquette; lorsqu'elle est inférieure, la banquette peut être réduite pour obtenir un résultat de tir satisfaisant et équivalent. [31]

On donne le terme de banquette maximale, à la distance entre le trou et la surface libre du gradin ou la distance entre deux rangés consécutives.

La valeur maximale possible de résistance au pied du gradin (B_{max}) sera déterminée par la formule de LANGEFORS suivante : [34]

$$B_{max} = \frac{\varnothing_t}{33} \times \sqrt{\frac{P \times s}{\bar{c} \times f \times (E/B)}} \quad ; (m)$$

Avec :

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

$$P = d \times \left(\frac{\varnothing_c}{\varnothing_t} \right)^2$$

Tel que :

d : Densité de l'explosif ($d = 1,05 \text{ kg/m}^3$) ;

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

\varnothing_t : Diamètre du trou $\varnothing_t = 105 \text{ mm}$.

AN :

$$P = 1,05 \times \left(\frac{80}{105} \right)^2$$

$$\mathbf{P = 0,61 \text{ kg/m}^3}$$

s : Coefficient relatif à l'explosif (Puissance RWS sur mortier balistique (%)), il est de l'ordre de 82 % pour la MARMANIT II ;

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.4 : Valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou par rapport au vertical.

L'angle β (°)	0	10	20	30
f	1	0,95	0,9	0,85

Pour notre cas l'inclinaison du trou $\beta = 10^\circ$; alors on prend $f = 0,95$.

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

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

On prend (E/B = 1,25).

AN :

$$B_{max} = \frac{105}{33} \times \sqrt{\frac{0,61 \times 0,82}{0,45 \times 0,95 \times 1,25}}$$

$$B_{max} \approx 3 \text{ m}$$

IV.5.4. Correction du fait de la déviation des trous de mines [29], [33]

Les erreurs de foration (alignements ou déviations) doivent être prises en compte ; cependant, il faut veiller à ce que ces déviations ne soient pas supérieures à 0.03 m/m de foration ; dans ce cas, LANGEFORS considère que la banquette à prendre en compte est :

$$B = B_{max} - (0,05 + 0,03 \times H) ; \text{ (m)}$$

Avec :

H : Hauteur du front.

AN:

$$B = 3 - (0,05 + 0,03 \times 15)$$

$$B \approx 2,5 \text{ m}$$

IV.5.5. Espacement « E »

La maille (E×B) est proportionnelle à l'énergie volumique comprise dans le trou. Elle a une influence sur le résultat de tir car elle contribue à la modification de granulométrie des blocs entre l'état initial du massif et l'état du tas après le tir. Elle contribue, en conséquence, également à l'état du front de taille après le tir et des éventuels hors-profils. Plus le rapport E/B est faible, plus la dimension des blocs dans le tas est grande mais plus la face du front est lisse. [29]

L'espacement pratique des trous (E) est : [27]

- Pour une fine fragmentation : $E = (1,2 \text{ à } 1,5) \times B$; (m)
- Pour une fragmentation moyenne : $E = (1 \text{ à } 1,2) \times B$; (m)
- Pour la production d'enrochements : $E = B$; (m).

LANGEFORS conseille de : [35]

$$E = 1,25 \times B ; (m)$$

AN:

$$E = 1,25 \times 2,5$$

$$E \approx 3,125 \text{ m}$$

IV.5.6. Sur-profondeur « L_s »

La sous-foration est nécessaire pour éviter des gondolements au niveau de la plate-forme inférieure du gradin. Au cas où l'on n'observerait pas cette obligation de sous-foration, la base ne serait pas coupée à angle droit, et le pied du gradin ne serait pas horizontal, mais formerait ce que l'on nomme « rebord ». Le rebord exigera des forations ultérieures d'achèvement, qui sont très onéreuses. Si l'on fait une sous-foration d'une valeur de $0,3 \times B_{max}$, il ne se formera pas de rebord, la plate-forme sera horizontale, et les opérations se poursuivront au mieux, si la sous-foration était supérieure à $0,3 \times B_{max}$, la consommation d'explosif augmenterait, aucun avantage pratique n'en étant obtenu. [36]

On peut calculer la sur-profondeur par la formule suivante :

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

AN:

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

$$L_s \approx 0,9 \text{ m}$$

IV.5.7. Profondeur du trou de mine « L »

La longueur de foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage à garantir une déviation faible. Elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison de la foration. L'inclinaison de la foration favorise le dégagement du pied et diminue les effets arrière. En tout état de cause, il est préférable de prévoir une longueur au moins deux fois supérieure à la banquette maximale. Dans le cas contraire, LANGEFORS préconise de revoir l'ensemble du dimensionnement en fonction des abaques qu'il propose.

La longueur de la foration est déterminée par la formule : [29]

$$L = \frac{H_g}{\cos \beta} + 0,3 \times B_{max} ; (m)$$

Avec :

L : Longueur de forage préconisée en (m) ;

H_g : Hauteur du front

β : L'inclinaison des trous de foration par rapport au plan vertical,

B_{max} : Banquette maximale.

AN :

$$L = \frac{15}{\cos 10} + 0,9$$

$$L \approx 16,15 \text{ m}$$

IV.5.8. Nombre de rangées

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

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

- ❖ Le nombre de rangées est déterminé par :
 - Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail);
 - La réserve nécessaire des roches abattues;
 - La technologie et l'organisation des travaux miniers. [12]

Le tir s'effectuera sur deux rangées de trous.

IV.5.9. Espacement des rangées « a »

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

$$a = B/\cos(\beta) ; (m)$$

Avec :

β : L'inclinaison du trou de mine.

AN :

$$a = 2,5 / \cos(10)$$

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

IV.5.10. Répartition de la charge dans le trou de mine

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

- La charge de fond ;
- La charge de colonne.

IV.5.10.1. Hauteur de la charge de fond « H_f » [35]

La charge de fond, est celle qui contribue au dégagement et la fragmentation du pied; selon LANGEFORS on peut calculer la hauteur de la charge de fond par la formule suivante :

$$H_f = 1,3 \times B_{max}; (m)$$

AN:

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

$$H_f \approx 3,9 \text{ m}$$

IV.5.10.2. Charge linéaire de fond « L_f »

Elle est donnée par la relation empirique suivante : [27]

$$L_f = \left[0,88 \times \frac{f}{s} \times \left(\frac{0,07}{B} + c + 0,004 \times B \right) \right] \times (B)^2 ; (\text{kg/m})$$

AN:

$$L_f = \left[0,88 \times \frac{0,95}{0,82} \times \left(\frac{0,07}{2,5} + 0,4 + 0,004 \times 2,5 \right) \right] \times (2,5)^2$$

$$L_f \approx 2,8 \text{ kg/m}$$

IV.5.10.3. Quantité d'explosif de la charge de fond « Q_f »

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. [37]

$$Q_f = L_f \times H_f ; (\text{kg})$$

AN:

$$Q_f = 2,8 \times 3,9$$

$$Q_f \approx 10,92 \text{ kg}$$

IV.5.10.4. Hauteur du bourrage « H_b »

La hauteur de bourrage est égale en général à la banquette pratique pour les tirs de surface. Le bourrage devrait se composer du sable ou du gravier avec une dimension particulière de 4 à 9 mm. La recherche a prouvé que cette taille donne le meilleur emprisonnement des gaz d'explosifs. Si $H_b < B$, le risque de projection des roches augmente, mais la quantité de rochers diminue. D'autre part, si $H_b > B$, elle donnera plus de rochers mais la projection des roches sera moins. [35]

Selon LANGEFORS : $H_b = (0,5 \text{ à } 1) \times B ; (\text{m})$

$$H_b = B = 2,5 \text{ m}$$

IV.5.10.5. Hauteur de la charge de colonne « H_c »

La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, elle est déterminée par la formule suivante : [35]

$$H_c = L - (H_f + H_b) ; \text{ (m)}$$

AN:

$$H_c = 16,15 - (3,9 + 2,5)$$

$$\mathbf{H_c \approx 9,75 \text{ m}}$$

IV.5.10.6. Charge linéaire de colonne « L_c »

La charge de colonne, dont l'énergie volumique est, selon LANGEFORS, environ deux fois plus faible que celle de la charge de pied. [29]

$$L_c = 0,5 \times L_f ; \text{ (kg/m)}$$

AN:

$$L_c = 0,5 \times 2,8$$

$$\mathbf{L_c \approx 1,4 \text{ kg/m}}$$

IV.5.10.7. Quantité d'explosif en colonne « Q_c »

Est déterminé par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times H_c ; \text{ (kg)}$$

AN:

$$Q_c = 1,4 \times 9,75$$

$$\mathbf{Q_c \approx 13,7 \text{ kg}}$$

IV.5.10.8. Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Q_{tot} »

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

$$Q_{tot} = Q_f + Q_c ; \text{ (kg/trou)}$$

AN:

$$Q_{\text{tot}} = 10,92 + 13,7$$

$$Q_{\text{tot}} \approx 24,62 \text{ kg/trou}$$

IV.5.10.9. Volume de roche abattue par un trou « V_{tr} »

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

$$V_{tr} = B \times E \times (H_g / \cos \beta) ; (\text{m}^3/\text{trou})$$

Qui correspond à la quantité « Q_{tr} » en tonnes.

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \rho ; (\text{t/trou})$$

AN:

$$V_{tr} = 2,5 \times 3,125 \times (15/\cos 10)$$

$$V_{tr} \approx 119 \text{ m}^3/\text{trou}$$

Donc :

$$Q_{tr} = 119 \times 2,7$$

$$Q_{tr} \approx 321,3 \text{ t/trou}$$

IV.5.10.10. Consommation spécifique d'explosif « q_s »

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche.

Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation. [37]

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

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

$$q_s = \frac{Q_{\text{tot}}}{V_{tr} \times \rho} ; (\text{kg/t})$$

AN:

$$q_s = \frac{24,62}{119}$$

$$q_s \approx 0,2 \text{ kg/m}^3$$

$$q_s = \frac{24,62}{119 \times 2,7}$$

$$q_s \approx 0,07 \text{ kg/t}$$

IV.5.10.11. Nombre de trous forés en un mois « N_{tr} »

Le nombre de trous forés en un mois est déterminé en fonction de la production mensuelle et le volume de la roche abattu par trou.

$$N_{tr} = \frac{P_m}{Q_{tr}} ; \text{ (trou /mois)}$$

Avec :

P_m : Production mensuelle de la carrière qui environ de 39270 t/mois.

AN:

$$N_{tr} = \frac{39270}{321,3}$$

$$N_{tr} \approx 122 \text{ trou/mois}$$

IV.5.10.12. Quantité totale d'explosif utilisé « $Q_{volée}$ »

On peut calculer par la formule suivante :

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

AN:

$$Q_{volée} = 122 \times 24,62$$

$$Q_{volée} \approx 3\,003,64 \text{ kg}$$

IV.5.11. Les accessoires de tir

IV.5.11.1. 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. [27]

L'ONEX fabrique plusieurs types des détonateurs parmi ils les détonateurs micro-retards

a. Détonateurs micro-retards (DMR) [30]

Ces détonateurs diffèrent des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus court. L'ONEX fabrique des détonateurs micro-retards avec 12 degrés de retard, soit 13 en comptant le détonateur instantané (retard zéro). La durée du retard en ms varie entre 0 à 240 ms ;

❖ Les avantages des DMR [30]

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement d'air par l'explosion, d'où l'avantage que procure l'utilisation des microretards lors des tirs programmés aux environs des constructions ;
- Une meilleure fragmentation des roches et une meilleure prévision d'étalement des produits de tir ;
- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur et de laisser ainsi des cartouches in-explosées au front de taille ou dans les déblais.

IV.5.11.2. Cordeau détonant

Il est constitué d'un cordeau explosif très puissant enrobé d'une gaine de textile qui est elle-même enrobée en plastique de vitesse de détonation de l'ordre de 7000 m/s, son rôle est d'amorcer la charge explosive. L'explosion du cordeau détonant engendre une onde de choc puissante qui fait exploser toutes les charges placées à son contact.

Il sert essentiellement à transmettre la détonation à plusieurs charges lors des tirs. Il peut remplacer, dans certains cas, la charge explosive pour certains types de travaux tels que

pré-fissuration et découpage de la roche. Il est amorcé par tous les types de détonateurs électriques. [30]

IV.5.11.3. 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 6,1 Ω ; il est utilisé pour les circuits de tir électriques. [30]

IV.5.11.4. Exploseur [30]

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

IV.5.12. Amorçage et les dispositifs d'amorçage

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes : [37]

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

IV.5.12.1. 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 :

a. Amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par un cordeau détonant, qui est placé tout le long du trou pour assurer l'amorçage de l'explosif (Figure IV.14); ce type est choisi pour la fragmentation de la roche au niveau de la carrière Tigrine, tenant compte de la disponibilité de ce dernier au marché.

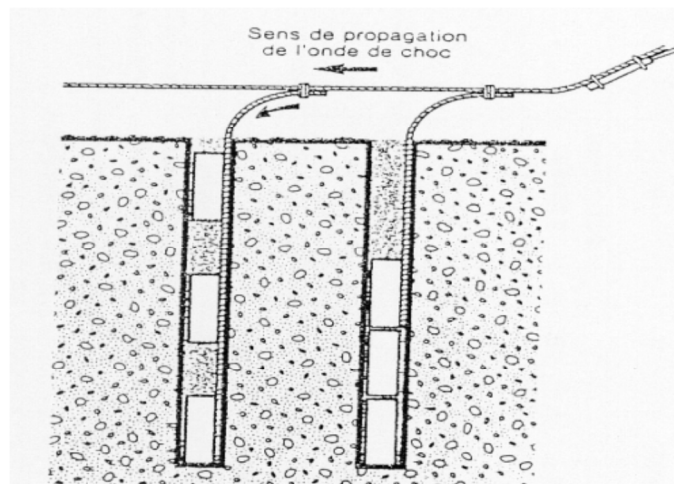


Figure IV.14 : Amorçage latéral.

b. Amorçage ponctuel

L'amorçage ponctuel est réalisé au moyen d'un détonateur mis à feu par un fil électrique, la détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif, le détonateur peut être trouvé en zone intermédiaire appelé l'amorçage ponctuel antérieur, ou en pied de la colonne d'explosif appelé l'amorçage ponctuel postérieur, ce dernier est plus intéressant et plus avantageux que l'autre (Figure IV.15).

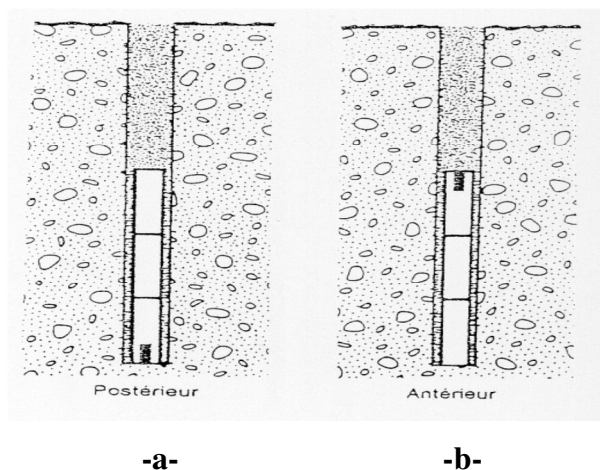


Figure IV.15 : Amorçage ponctuel (a-postérieur et b-antérieur).

IV.5.12.2. Avantages de l'amorçage par cordeau détonant

- ✓ Les cartouches sont en contact du cordeau détonant car il est sur toute la hauteur du trou de mine et supprime ainsi les rates ;
- ✓ Il augmente le rendement de l'explosif ;
- ✓ Il permet d'amorcer simultanément un grand nombre de trous de mine ;
- ✓ Il Peut être employé dans l'eau car son enveloppe est étanche ;
- ✓ Il est léger, souple et conserve sa vitesse de détonation. [25]

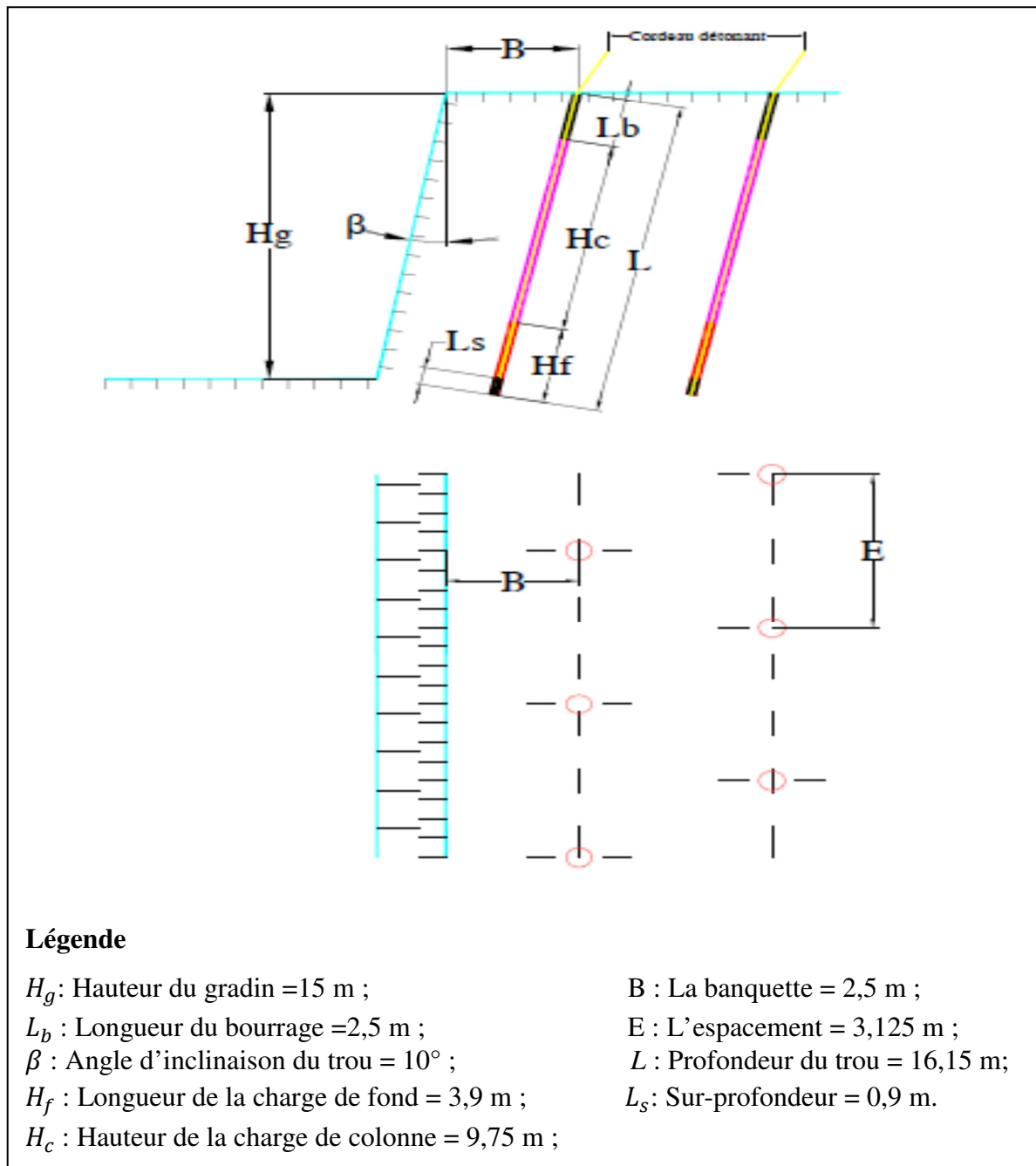


Figure IV.16 : Schéma générale montrant les différents paramètres du plan de tir.

IV.6. Conclusion

L'ouverture du gisement Tigrine est assurée par des demi-tranches d'accès qui servent l'accès au champ minier. L'abattage à l'explosif est le choix le plus adéquat pour l'exploitation de ce gisement, il consiste à bien déterminer les paramètres de forage et de tir en vue d'assurer la production souhaitée (450 000 t/an).

CHAPITRE V

Cadence d'exploitation de la carrière Tigrine

V.1. Introduction

Après avoir choisir la méthode d'exploitation et le mode d'ouverture le plus adéquate ce chapitre est consacré aux dimensionnement des besoins en matériel afin d'arriver à une exploitation rationnel de la carrière Tigrine.

La tâche qui suit le dimensionnement c'est la réalisation des plans d'exploitation. Plans sur lesquels on se base pour arriver à réaliser la production prévue dans les meilleures conditions du travail et de sécurité.

V.2. Dimensionnement du matériel

V.2.1. Foration

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu, s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage . Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit, avec bonne orientation, bonne longueur, et le bon diamètre. [28]

V.2.1.1. Choix du matériel de foration

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction [28] :

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

V.2.1.2. Types de foreuse

a. Foreuse roto-percutante

Dans ce type de machine, l'énergie y est utilisée pour 80 % dans la rotation et 20 % dans la percussion. Leur actionnement est hydropneumatique ou pneumatique. Ces sondeuses forent des trous de diamètre variant de 20 à 50 mm et même plus. Les types les plus connus de ces perforatrices emploient peu d'air comprimé en vue de la percussion, leur piston étant totalement libre. Les caractéristiques essentielles de ces sondeuses sont [25]:

- La séparation complète de la rotation et de la percussion ;

- Le contrôle indépendant de la rotation et de la percussion permettant une adaptation à chaque type de roche ;
- La pression constante et élevée sur le trépan qui est constitué selon la nature de la roche avec un profil spécial.

Les principaux avantages de ces sondeuses résident en :

- Une diminution du nombre de pièces mobiles en vue de la percussion permettant un meilleur rendement et une moindre consommation d'air comprimé ;
- Une rotation appropriée imprimée par un moteur hydraulique permettant une meilleure efficacité ;
- Une transmission directe de la puissance à la douille d'emmanchement ;
- Une plus grande économie due à la vitesse plus élevée de la pénétration, à une diminution des frais d'entretien et une plus longue durée de l'équipement.

❖ **Sondeuses avec marteau hors du trou**

Le mécanisme de rotation et de frappe se trouve à l'extérieur du trou. dans ce type, une partie de l'énergie de frappe se perd dans le train de tiges (flambement, élasticité, frottements contre les parois du trou), et ce d'autant plus que le trou est plus profond.

❖ **Sondeuses avec marteau fond du trou**

Le mécanisme de frappe (percuteur) est disposé à l'intérieur du trou et le mécanisme de rotation est situé en dehors. Dans ce type, l'inconvénient de perdre de l'énergie de frappe se remédie, en transportant le dispositif de percussion au bas du forage, sur l'outil, la rotation restant commandée à partir de la surface par l'intermédiaire du train de tiges.

b. Foreuse à percussion

Ces perforatrices sont habituellement pneumatiques. Toute leur énergie est pratiquement utilisée pour la percussion. Ce sont les plus anciennes, et elles ont atteint actuellement un maximum de progrès techniques; mais elles seront remplacées peu à peu par d'autres types. [25]

c. Foreuse à rotation

Toute l'énergie y est employée pour la rotation. Elles ont un rendement optimum dans les roches tendres, leur pénétration est déterminée par le profil de la couronne. Leur commande est électrique ou hydraulique. [36]

L'INFRAFER fais appel à la location des chariots de forage d'un rendement réel de 25 ml/h.

V.2.1.3. Rendement de la sondeuse par poste

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

$$R_s = N_{tr/p} = \frac{T \times K_u}{T_f}$$

Avec :

$N_{tr/p}$: Nombre des trous forés durant un poste ;

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

K_u : Coefficient d'utilisation de la foreuse, (K_u 0,85) ;

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

$$T_f = \frac{L}{B_v}$$

Avec :

L : Profondeur du trou de mine ($L = 16,15$ m);

B_v : Vitesse d'avancement, ($B_v = 25$ ml/h $\approx 0,42$ ml/min).

$$T_f = \frac{16,15}{0,42} \approx 38,76 \text{ min}$$

Donc :

$$R_s = N_{tr/p} = \frac{420 \times 0,85}{38,76} \approx 9,21 \approx 9 \text{ trous/poste.}$$

V.2.1.4. Nombre de sondeuse nécessaires pour la carrière de Tigrine

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

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

Avec :

P_a : Production annuelle souhaitée, $P_a = 455\,175$ t/an ;

K_r : Coefficient de réserve de la sondeuse ($1,2 \div 1,25$).

On prend : $K_r = 1,25$;

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

$N_{j/a}$: Nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année

($N_{j/a} = 255$ jours) ;

Q_{tr} : Quantité de la roche abattue par un trou ($Q_{tr} = 321,3$ tonne/trou) ;

R_s : Rendement de la sondeuse (trous/post).

AN:

$$N_s = \frac{455\,175 \times 1,25}{9 \times 1 \times 255 \times 321,3} \approx 0,77 = \mathbf{1 \text{ sondeuse.}}$$

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

V.2.2. Chargement

Le chargement des roches abattues constitue l'un des principaux procédés technologiques miniers. Actuellement, il existe plusieurs et divers types d'engins de chargement au niveau des mines à ciel ouverts dans le monde.

V.2.2.1. Moyens de chargement existant au niveau de la carrière

Dans la carrière Tigrine, le moyen de chargement adapté est une seule chargeuse de type **Komatsu WA500**, volume de gode est 4 m^3 .



Figure V.1 : Chargeuse KOMATSU WA500.

V.2.2.2. Rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse dépend des facteurs suivants :

- Capacité du godet ;
- Granulométrie de la roche chargée ;
- Type d'engin de transport et sa capacité de charge ;
- Forme et dimensions du chantier (plate-forme de travail).

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

$$R_{ch} = \frac{3600 \times v \times K_r \times T \times K_u \times \rho}{T_c \times K_f} ; (t/p)$$

Avec :

v : Capacité de godet de la chargeuse ;

K_r : Coefficient de remplissage du godet ($K_r = 80 \%$);

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

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail

(85 ÷ 87 %);

ρ : Masse volumique de la roche ($\rho = 2,7$);

T_c : Durée d'un cycle de chargement;

K_f : Coefficient de foisonnement de la roche ($K_f = 1,5$).

a. Durée d'un cycle de la chargeuse

Pendant la période du stage pratique (30 jours), nous avons fait le chronométrage de la durée de cycle de la chargeuse en 04 essais (voir tableau V.1)

$$T_c = T_r + T_{mc} + T_{dé} + T_{mv} ; (s)$$

Avec :

T_c : Durée d'un cycle de chargement ;

T_r : Temps de remplissage du godet ;

T_{mc} : Temps de marche à charge ;

$T_{dé}$: Temps de déchargement ;

T_{mv} : Temps de marche à vide.

Tableau V.1 : Chronométrage de la durée d'un cycle de la chargeuse KOMATSU W500.

N°	T_r (s)	T_{mc} (s)	$T_{dé}$ (s)	T_{mv} (s)	T_c (s)	Moyenne
01	8,22	22,45	05,16	18,56	54,39	53,155
02	9,13	21,00	4,12	15,56	49,81	
03	11,50	23,55	5,47	16,33	56,85	
04	10,11	20,24	4,19	17,04	51,75	

La durée moyenne d'un cycle de la chargeuse KOMATSU W500 est $T_c = 53,155$ seconde.

Donc :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times v \times Kr \times T \times Ku \times \rho}{T_c \times K_f} ; (t/p)$$

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 4 \times 0,8 \times 7 \times 0,85 \times 2,7}{53,155 \times 1,5} ; (t/p)$$

$$R_{ch} = 2\,321,12 \text{ t/p}$$

V.2.2.3. Nombre de chargeuse

Il est déterminé par la formule suivante :

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

Avec :

P_a : Production annuelle de la carrière 455 175 t/an ;

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

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

$N_{j/an}$: Nombre de jour ouvrable par année.

AN :

$$N_{ch} = \frac{455175}{2321,2 \times 1 \times 255} \approx 0,76$$

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

V.2.3. Transport

Le transport est l'un des procédés les plus importants dans la carrière, il représente des dépenses qui peuvent atteindre 20-30% de prix de revient total d'exploitation. Le transport consiste à déplacer la masse minière du front de taille vers à la station de concassage.

Dans les conditions de la carrière de Tigrine, la distance de transport est de 1,8 km du front de travail jusqu'au concasseur.

V.2.3.1. Type du dumper existant dans la carrière

Le type du dumper utilisé dans la carrière de Tigrine est **Caterpillar 770**, le volume de la benne de dumper est 25 m³ et la largeur est 3,6 m.



Figure V.2 : Dumper Caterpillar 770.

V.2.3.2. Rendement du dumper

Le rendement du dumper est donné par la formule suivante :

$$R_d = \frac{3600 \times Q_d \times T_p \times K_q \times K_u \times \rho}{T_c \times K_f}$$

Avec :

Q_d : Capacité de la benne du dumper. 25 m³ ;

T_p : Durée d'un poste de travail ;

K_q : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge de la benne du dumper,
($K_q \leq 1$ généralement on prend $K_q = 0,9$) ;

K_u : Coefficient d'utilisation du dumper durant un poste de travail (85 ÷ 87 %) ;

T_c : Durée d'un cycle de transport.

a. Durée d'un cycle de dumper

$$T_c = T_r + T_{mc} + T_{dé} + T_{mv} + T_m ; (s)$$

Avec :

T_r : Temps de chargement du dumper (332 s) ;

T_{mc} : Temps de marche à charge de dumper (s);

$$T_{mc} = (1,812 \times 60)/20$$

$$T_{mc} = 5 \text{ min}, 27\text{s} = 327 \text{ s}$$

$T_{dé}$: Temps de déchargement du dumper (60s);

T_{mv} : Temps de marche à vide de dumper (s);

$$T_{mv} = (1,812 \times 60)/20$$

$$T_{mv} = 5 \text{ min}, 27\text{s} = 327\text{s}$$

T_m : Temps de manœuvre ment (2×60) s.

Alors :

$$T_c = 332 + 327 + 60 + 327 + (2 \times 60)$$

$$\mathbf{T_c = 1166 \text{ s}}$$

$$\mathbf{T_c = 19 \text{ min et } 26 \text{ s}}$$

Donc :

$$R_d = \frac{3600 \times Qd \times T_p \times K_q \times K_u \times \rho}{T_c \times K_f}$$

$$R_d = \frac{3600 \times 25 \times 7 \times 0,9 \times 0,85 \times 2,7}{1166 \times 1,5}$$

$$\mathbf{R_d = 744 \text{ t /poste}}$$

V.2.3.3. Nombre du dumper

Le nombre du dumper nécessaire pour assurer la production prévue est donné par la formule suivante :

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

Avec :

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

Donc :

$$N_d = \frac{1785 \times 1,2}{744 \times 1} \approx 2,87$$

$$N_d = 3 \text{ Dumpers}$$

Il faut tenir compte aussi un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière. Donc, il faut quatre (04) camions de 25 m³, pour assurer la production souhaitée.

V.3. Phases d'exploitation du gisement de Tigrine

L'exploitation des gisements montagneux se fait de haut vers le bas, comme exige l'art minier, dans ce qui suit on va présenter les différentes phases d'exploitation de la carrière Tigrine.

V.3.1. Phase N01 (Niveau 625 et 640 m)

L'exploitation des deux premiers niveaux (640 et 625 m) sont fait en parallèles par cause de la forte pente dans le gisement. Ce niveau va évoluer par le développement des travaux essentiellement vers Nord qui sert à la réalisation de la tranche de découpage ensuite on élargit ce dèrni-tranché pour qu'il devient productif. A partir de ce niveau ce gradin évoluera jusqu'à la limite Nord et Ouest de la carrière en laissant une berme de sécurité de 5 m.

Le volume des roches à abattre jusqu'à la liquidation (calculées à l'aide d'auto-CAD):

$$V = 53\,202 \text{ m}^3 = 143\,645 \text{ Tonnes.}$$

Après la création d'une plate-forme suffisante on entame la deuxième phase d'exploitation (les niveaux inférieurs).

V.3.2. Phase N02 (Niveau 610 - 625 m)

Cette phase va être réalisée par les étapes suivantes :

- Ouverture du niveau 610 - 625 m.
- Développement du gradin vers le Nord jusqu'à atteindre le niveau 625. A ce niveau qu'il devient productif (H =15 m), ce gradin évoluera jusqu'à la limite Nord-Ouest de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m) avec le gradin sus-jacent.

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

$$V = 85\,284 \text{ m}^3 = 230\,267 \text{ Tonnes.}$$

V.3.3. Phase N03 (Niveau 595 - 610 m)

Cette phase va être réalisée par les étapes suivantes :

- Ouverture du niveau 595 - 610 m ;
- Développement du gradin vers le Nord et l'Ouest jusqu'à atteindre le niveau 610. A ce niveau qu'il devient productif (H = 15 m), ce gradin évoluera jusqu'à la limite Nord-Ouest de la carrière pour former un gradin en liquidation en respectant la distance de sécurité (berme de sécurité de 5 m).

Le volume des roches abattre jusqu'à la liquidation :

$$V = 163\,379 \text{ m}^3 = 441\,123 \text{ Tonnes.}$$

On refait les mêmes étapes pour les niveaux restants jusqu'à atteindre le niveau 435 m.

Les trois premiers plans d'exploitation (trois première phases d'exploitation) plus l'état final du gisement après l'exploitation de ce dernier (le plan d'exploitation final) sont présentés dans les plans qui suivent.

V.4. Réserves exploitables

Après la réalisation des plans d'exploitation de la carrière, on a abouti à estimer les réserves exploitables par niveau de cette carrière. A l'aide de logiciel Auto-CAD, on a mesuré les surfaces qui nous a permet de calculer les volumes des différent niveaux existant dans la carrière.

Tableau V.2 : Réserves exploitables.

	Niveau	Surface (m ²)	Vol (m ³)	Quantité (Tonne)
1	N+640m	2 308	12 550	33 885
2	N+625m	4 973	40 652	109 760
3	N+610m	9 469	85 284	230 267
4	N+595m	16 108	163 379	441 123
5	N+580m	24 873	274 018	739 849
6	N+565m	35 483	410 423	1 108 142
7	N+550m	49 014	591 012	1 595 732
8	N+535m	61 186	780 130	2 106 351
9	N+520m	68 643	926 107	2 500 489
10	N+505m	74 608	1 022 315	2 760 251
11	N+490m	83 036	1 123 369	3 033 096
12	N+475m	90 199	1 247 098	3 367 165
13	N+460m	96 417	1 343 126	3 626 440
14	N+445m	102 835	1 436 695	3 879 077
15	N+435m	103 467	990 149	2 673 402
	Total		10 446 307	28 205 029

V.4.1. Durée de vie de la carrière

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

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

Avec :

Q : Réserves exploitables (t) ;

p_a : Production annuelle (t).

AN :

$$T_v = \frac{28\,205\,029}{455\,175}$$

$$T_v \approx \mathbf{62 \text{ ans}}$$

V.5. Conclusion

Dans ce chapitre nous avons peu dimensionnés les matériels de production pour que la station de concassage arrive à réaliser plus de 85% de sa capacité théorique.

Par la suite on a présenté et implanté les différentes phases d'exploitation de la carrière Tigrine du haut vers le bas du gisement. L'estimation des réserves exploitables de la carrière Tigrine ont montrés qu'il y a des grandes quantités de réserves évaluées de plus de 28 millions de tonne ce qui présente environ 62 ans de travail pour l'entreprise. Avec les mêmes conditions et la même station de concassage.

CONCLUSION

GENERALE

Conclusion générale

L'étude effectuée à travers ce mémoire nous a permis une description générale de la formation géologique de la zone étudiée, qui est caractérisé par une stratification hétérogène des couches de calcaire qui sont très profondes avec une épaisseur dépassant parfois les 100 m, ainsi que de schistes à intercalations des grés. Par la suite nous avons exposé les caractéristiques des massifs rocheux les propriétés physico-mécaniques des roches et leurs importances dans la classification des massifs rocheux.

Cette étude nous a permis aussi de donnée une base théoriques importantes pour l'entreprise qui exploite ce gisement vu que leurs domaine est la réalisation des voies ferrée. Dans un premier temps nous avons présenté d'une part, les différents régimes de fonctionnement d'une carrière, des types de production qui peut y avoir, ainsi que de la manière dont on évalue les réserves d'un gisement pour enfin pouvoir calculer la durée de vie de la carrière étudié. Et d'autre part, on a présenté les différentes modes d'abattages en se basent sur les caractéristiques mécaniques des roches, leurs limites d'emplois dans le domaine miniers.

Les plans d'exploitation de la carrière Tigrine ont montré des réserves exploitable de l'ordre de 28 millions de tonne qui peut être l'une des ressources économique importante pour cette entreprise.

REFERENCE
BIBLIOGRAPHIQUE

Référence bibliographique

- [1] : Plan d'exploitation prévisionnel « carrière de Tigrine, Ammal, Boumerdes ». 2015
- [2] : Etude d'impact et plan de gestion environnemental « carrière de Tigrine, Ammal, Boumerdes ». 2013
- [3] : Rapport géologique actualisé« carrière de Tigrine, Ammal, Boumerdes ». 2015
- [4] : Audit environnemental « carrière de Tigrine, Ammal, Boumerdes ». 2015
- [5] : **CHALHOUB, M.** ; « Apports des méthodes d'homogénéisations numériques à la classification des massifs rocheux fracturés ». Thèse de Doctorat. Ecole nationale Supérieure des Mines de Paris. 2006
- [6] : **IRIS KAPINGA, K.** ; « Caractérisations structurale et mécanique du massif rocheux de la fosse tiriganiaq du projet meliadine à l'aide de la modélisation synthétique du massif rocheux ». Mémoire pour l'obtention du grade de maître des sciences, université de Laval Québec. 2013
- [7] : **TAHIRI , A.** ; « modélisation des massifs rocheux fissures par la méthode des éléments distincts ». Thèse de doctorat, école nationale des ponts et chaussées. 1992
- [8] : **HOANG, T.** ; « Etude du comportement d'un milieu rocheux fracture : Application à la réalisation du tunnel de St Beat ». 2013
- [9] : **HANTZ, D.** ; « Cours de description structurale des massifs rocheux ». Ecole Polytechnique de l'Université de Grenoble.
- [10] : **BEREST P, BILLAUX D, BOULON M, CORNET F et AL.** ; « Comportement mécanique des discontinuités. Manuel de mécanique des roches, Tome 1 : Fondements ». Les Presses de l'École des Mines Paris. 2000
- [11] : **JACQUES, L.** ; « cours de la géotechnique ». Institut National Des Sciences Appliquées de Toulouse. 2006
- [12] : **DJARFOUR, D.** ; « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar Ain Smara, W. Constantine ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique. 2006
- [13] : **ZHAO, J.** ; « Cours de la mécanique des roches ». 2007
- [14] : **CHARLES P, COSTE G et al.** ; « Memento des mines et carrières ». Régie publicité industrielle 61, boulevard de picpus 75012 Paris. 1995
- [15] : **OUADI, M.** ; **ASSENOV, I.** ; « Machines minières, Partie I, Machines de forage ». Office des publications universitaire. 1993
- [16] : **ALIOUCHE, M.** ; « Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement ; Etude de cas dans l'Est Algérien (Les gisements de Djebel Salah, Région de Constantine) ». Université Mentouri de Constantine. 2008

Référence bibliographique

- [17] : **BOUKHALFA, A.** ; « Analyse des paramètres de coupe (Abattage mécanique) ». Mémoire de magister de l'université Badji Mokhtar Annaba. 2011
- [18] : **GOKHALEB, V.** ; « Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines ». CRC Press/Balkema P.O. Box 447, 2300 AK Leiden, The Netherlands. 2011
- [19] : **CECILE, C.** ; « Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats ». L'école des mines de Paris. 2011
- [20] : **FREDJ, M.** ; « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA) ». Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba. 2012
- [21] : **BOUALLEG, I.** ; « Elaboration et amélioration d'un plan de tir pour assure d'un bon résultat de fragmentation des roches (carrière AIN-TOUTA) ». Mémoire de fin d'étude et thèse de master.
- [22] : **AMARI, G.** ; « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula, Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique. 2010
- [23] : **KAHENE, S.** ; **SEBAA, S.** ; « Projet d'extension de la carrière UMABT Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) ». Mémoire de fin d'étude, Université Abderrahmane Mira de Bejaia. 2015
- [24] : **CHAIN, R.** ; **BOUHEDJA, A.** ; « Guide pour l'élaboration des projets de cours : Exploitation à ciel ouvert ». Université Badji Mokhtar Annaba.
- [25] : **KAMULETE M N, P.** ; « Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert ». Université de Lubumbashi.
- [26] : **KOVALENKO K, AMBARTSOUMIAN N, M LAHMER K.** ; « Exploitation des carrières ». Edition Office des publications universitaires. 1986
- [27] : **CHIBKA, N.** « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des publications universitaires, 1980.
- [28] : **GHARBI, K.** ; « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire de fin d'étude, école nationale polytechnique. 2007
- [29] : **GUILLORE, J.** ; « Guide de mise en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique ». 2008
- [30] : Office National Des Explosifs (**ONEX**).
- [31] : **GEROME, AUBRY** ; « Exposition du congrès de la société de l'industrie minérale ». 2002

Référence bibliographique

- [32] : **BERDOUDI, S.** ; « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes ». Thèse de doctorat de l'Université Badji Mokhtar Annaba. 2014
- [33] : **NEGGAZI, A.** ; « Projet d'Exploitation de la colline Est du gisement de Dolomie-Calcaire à El-Maleh (AinTémouchent) ». Mémoire de fin d'étude, école nationale polytechnique. 2010
- [34] : **HEINIÖ M.** ; « Rock Excavation Handbook ».1999
- [35] : **OLOFSSON, S.O.** ; « Applied explosives Technology for Construction And Mining ». 2002
- [36] : **HERRMANN, K.** ; « Précis de forage des roches ». Edition DUNOD paris. 1971
- [37] : **LOUNIS, F.** ; « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique. 2007

ANNEXES

ANNEXE I

Découpage du plan topographique actuel

ANNEXE II

Les coupes transversales du plan

الملخص:

إن الهدف الرئيسي من العمل المنجز في هذه المذكرة هو إعادة فتح محجرة تيقرين التي توقفت لأسباب تقنية. ولانجاز هذا المشروع قمنا بوضع مخطط محكم يسمح لنا باستغلال المشروع في الإطار القانوني، وذلك بإتباع المراحل التالية :

- دراسة جيولوجية المنطقة وكذلك خصائص الحجارة ؛
- إعادة تنظيم سيرورة العمل ؛
- فتح طريق تؤدي إلى أرضية العمل مع وضع مخطط التفجير؛
- اختيار نوعية وعدد الآلات اللازمة مع البدء في عملية الاستغلال.

الكلمات المفتاحية: تيقرين، الكلس، استغلال سطحي، إعادة فتح، مخطط التفجير.

Résumé :

L'objectif principal du travail accompli dans ce mémoire est de la réouverture de la carrière de tigrine, qui est arrêté a cause des raisons techniques. Pour réaliser ce projet nous avons développé un système étanche nous permet d'exploiter ce dernier dans un cadre juridique, en suivant les étapes suivantes :

- Etude géologique de la région et propriété du massif rocheux ;
- Réorganiser le processus d'exploitation de la carrière ;
- Traçage d'une piste qui mène a la plateforme de travail et l'implantation d'un plan de tir ;
- le dimensionnement des engins nécessaire et lancer l'exploitation de gisement proprement dite.

Mots clés : Tigrine, Calcaire, Réouverture, Exploitation à ciel ouvert, Plan d'abattage.

Abstract:

The main objective of the work in this memory is the reopening of the quarry spotted for technical reasons, for this project we have developed a sealed system allows us to operate the project in the legal framework, following the steps of:

- Geological study of the area and property of the rock mass ;
- Rearrange the quarry operations process;
- Plotting a leading track the work platform and the implementation of a fire plan ;
- Sizing necessary gear and start the exploitation of actual deposit.

Keywords: Tigrine, Reopening, Exploitation of open pit, stopping plan.