



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 des Mines

Présenté par :

SAHEB MERIEM

BOUGHIDA AIMAD

Thème

**Etude de l'abattage d'un bloc de roches stratifiées
Cas du niveau supérieur du gisement de la carrière
d'Adrar Oufarnou.**

Soutenu le 10 /10 /2021 devant le jury composé de :

Président	Mr. HAMMICHE L.	M.C.B	U.A.M.B
Promoteur	Mr. GUELMAMI A.	M.C.A	U.A.M.B
Examineur	Mr. MAZARI M.	M.C.A	U.A.M.B

Année Universitaire : 2020-2021

Remerciements

C'est au bon DIEU tout puissant que nous devons tous nos absolus remerciements pour nous avoir donné de la santé, la force, la volonté et surtout la patience tout au long du chemin de nos études et l'exécution de ce mémoire.

Nous avons l'honneur et le plaisir de présenter nos profondes gratitudes et nos sincères remerciements et reconnaissance à notre promoteur Mr.A.GUELMAMI pour sa précieuse aide, ses orientations et le temps qu'il nous a accordé pour notre encadrement, Ainsi qu'au président du jury Mr.L.HAMMICHE, et l'examineur Mr.M.MAZARI.

Et nous remercions nos parents pour leurs aides morales et financières tout au long de nos études et tous ceux qui ont contribué de prêt ou de loin pour la réalisation de ce mémoire.

Dédicaces

Je tiens à remercier Allah le tout puissant qui m'a donné la santé et le courage pour aboutir à la réalisation de ce travail.

Je dédier cet humble travail avec grand amour, sincérité et fierté :

A mes chers parents que dieu leurs procurent long vie

A mon frère et ma sœur

Tous les membres de la famille SAHEB et TOUNES

A mes meilleures amies

A tous mes amis

À tous mes amis à l'université de Bejaia

Tous mes enseignants qui ont assurés mon parcours universitaire

Et j'en garderai de merveilleux souvenirs.

SAHEB Meriem

Dédicaces

Je tiens à remercier Allah le tout puissant qui m'a donné la santé et le courage pour aboutir à la réalisation de ce travail.

Je dédier cet humble travail avec grand amour, sincérité et fierté :

A mes chers parents que dieu leurs procurent long vie

A ma chère AYA et mes sœurs

Tous les membres de la famille BOUGHIDA et BOUCHETA

A tous mes amis

À tous mes amis à l'université de Bejaia

Tous mes enseignants qui ont assurés mon parcours universitaire

Et j'en garderai de merveilleux souvenirs.

BOUGHIDA AIMAD

Tables des matières

Liste des tableaux

Liste des figures

Introduction générale.....1

Chapitre I : Recherche bibliographique.

Introduction.....2

I.1. Définition d'une roche2

I.1.1 Massifs rocheux.....3

I.1.1.1 Classification des massifs rocheux.....3

I.1.2 La matrice rocheuse.....4

I.1.3 Description des discontinuités4

I.1.3.1 Définition et types des discontinuités.....5

I.1.3.2 Paramètres géométriques des discontinuités.....8

I.1.4 Etudes sur les roches stratifiées.....10

I.1.4.1 Définition.....10

I.1.4.2 Caractéristique des roches stratifiées.....10

I.1.4.3 Propriétés12

I.2 Explosif13

I.2.1 Définitions13

I.2.2 Le choix de l'explosif.....14

I.2.3 Caractéristique de l'explosif.....14

I.2.3.1 La vitesse de détonation.....14

I.2.3.2 Densité de chargement « Ld »15

I.2.3.3 Pression de détonation « Pd »16

I.2.3.4 Energie16

I.2.3.5 Sensibilité16

I.2.3.6 Résistance à l'eau ou l'humidité16

I.2.4 Les accessoires de tir16

I.2.4.1 Détonateurs.....	16
I.2.4.2 La mèche lente ou de sûreté.....	17
I.2.4.3 Détonateur pyrotechnique n°8.....	17
I.2.4.4 Cordeau détonant.....	17
I.2.4.5 Poudre noire.....	18
I.2.4.6 Fil de tir.....	18
I.2.4.7 Exploseur.....	18
I.2.5 Couplage explosif-roche.....	18
I.3 PARAMETRE DE TIR	19
I.3.1 Influence de la matrice rocheuse	19
I.3.2 L'influence des discontinuités sur le tir.....	20
I.3.3 Effets des discontinuités naturelles	21
I.3.4 Paramètres influent sur le tir.....	22
I.3.5 Mécanisme de fragmentation	23
I.3.6 Phases de la détonation.....	24
I.3.6.1 Phase 1: temps $t_0 + \varepsilon$	24
I.3.6.2 Phase 2: temps $t_0 + 0,7$ ms.....	24
I.3.6.3 Phase 3: temps $t_0 + 1,3$ ms.....	25
I.3.6.4 Phase 4: temps $t_0 > 15$ ms.....	26
Conclusion	26

Chapitre II : Cadre géologique de la carrière.

Introduction.....	27
II.1. Présentation générale de l'unité.....	27
II.1.1. Situation géographique.....	27
II.1.2. Situation administrative.....	28
II.1.3. Superficie du gisement.....	29

II.2. Travaux de prospection.....	29
II.3. Géologie du gisement.....	30
II.3.1. Structure du gisement.....	30
II.3.2. Stratigraphie.....	32
II.3.3. Etude pétrographique.....	33
II.3.4. Tectonique.....	34
Conclusion	34

Chapitre III : Etat actuel des travaux.

Introduction.....	35
III.1. Mode d'ouverture de la carrière.....	35
III.1.1 Le choix du mode d'ouverture.....	35
III.1.2 Creusement de la demi-tranchée d'accès.....	36
III.1.3 Paramètres technologiques des travaux des tranchées d'accès.....	37
III.2. Méthode d'exploitation.....	39
III.2.1 Choix de la méthode d'exploitation.....	39
III.2.2 Régime de travail de la carrière d'Adrar Oufarnou.....	40
III.2.3 Paramètres de la méthode d'exploitation.....	40
III.2.3.1 La hauteur des gradins "Hg".....	40
III.2.3.2 La largeur d'enlèvement "A".....	41
III.2.3.3 La largeur de la plate-forme de travail "Lpt".....	41
III.2.3.4 Les indices technico-économiques.....	43
III.2.3.4.1 Vitesse d'avancement du chantier.....	43
III.2.3.4.2 Vitesse d'approfondissement annuel des travaux miniers "V _{ap} ".....	44
III.3. Travaux de forage et de tir.....	46
III.3.1 Le forage.....	46
III.3.1.1 Caractéristiques techniques de la sondeuse.....	47
III.3.1.2 Caractéristiques de chariot de forage.....	48
III.3.2 Travaux de tir.....	48

III.3.3 Paramètre de tir (paramètres existants dans la carrière d'Adrar Oufarnou).....	49
III.4. Chargement et transport.....	50
III.4.1 Chargement.....	50
III.4.1.1 Moyens matériels.....	50
III.4.2 Transport.....	52
Conclusion.....	52

Chapitre IV : Partie pratique

Introduction.....	53
IV.1 Présentation d'un bloc au niveau 380°.....	53
IV.1.1 Illustration des coupes au niveau du gradin.....	54
IV.1.2 Solution adapté au niveau de la carrière.....	55
IV.2 Paramètres existant au niveau de la carrière.....	57
IV.2.1 La consommation spécifique en projet de l'explosif.....	57
IV.2.2 Paramètres liés à l'emplacement des trous dans le gradin.....	59
IV.2.2.1 La ligne moindre résistance.....	59
IV.2.2.2 Distance entre deux trous dans une rangée.....	59
IV.2.2.3 Distance entre deux rangés de trou.....	60
IV.2.3 Paramètres liés aux trous.....	60
IV.2.3.1 Longueur d'excès de forage.....	60
IV.2.3.2 Longueur de trou.....	60
IV.2.4 Paramètres liés à la construction de la charge.....	60
IV.2.4.1 Volume à abattre par trou.....	60
IV.2.4.2 Quantité d'explosif dans un trou.....	61
IV.2.4.3 Charge métrique des trous.....	61
IV.2.4.4 Longueur de la charge dans un trou.....	61
IV.2.4.5 Longueur de bourrage total.....	62
IV.2.4.6 Longueur de bourrage de bouchon.....	62
IV.2.4.7 La longueur de bourrage intermédiaire.....	62

IV.2.4.8 La longueur de la charge supérieure.....	62
IV.2.4.9 La longueur de la charge inférieure.....	62
IV.2.4.10 Calcul de nombre de cartouche dans le trou.....	62
La charge métrique (p').....	63
Longueur de la charge (L_{ch}').....	63
Longueur de bourrage (L_b').....	64
Longueur de bourrage intermédiaire (L_{bint}').....	64
Longueur de la charge inférieure (L_{chi}').....	64
IV.2.5 Volume du bloc	64
IV.2.6 Nombre de trou.....	64
IV.2.7 Rayon de sécurité	65
IV.3 Schéma de tir d'Adrar Oufarnou.....	67
IV.3.1 Schéma de tir proposé.....	67
IV.4 Comparaison des paramètres de tir utilisée à la carrière d'Adrar Oufarnou et les résultats réels obtenus.....	68
IV.4.1 Interprétation des résultats obtenus.....	69
Conclusion.....	69
Conclusion générale	70
Références bibliographiques	
Annexe	

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I.1: La matrice rocheuse et son influence sur le tir.....	19
Tableau I.2: Les caractéristiques de l'influence des discontinuités sur le tir.....	20
Tableau I.3: Paramètres de tir des mines.....	24

Chapitre II :

Tableau II.1 : Coordonnées géographique (UTM) du site.....	29
---	----

Chapitre III :

Tableau III.1 : Principaux paramètres d'ouverture.....	37
Tableau III.2 : Régime de travail de la carrière d'Adrar Oufarnou.....	40
Tableau III.3 : Les paramètres de la plate-forme de travail.....	45
Tableau III.4 : Caractéristique physico-mécanique de la roche.....	46
Tableau III.5 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO 580Y.....	47
Tableau III.6 : Caractéristiques du chariot de forage.....	48
Tableau III.7 : Paramètres de forage et de tir.....	49
Tableau III.8 : Caractéristiques des pelles utilisées dans la carrière d'Adrar Oufarnou.....	51
Tableau III.9 : Types des camions utilisés dans la carrière.....	52

Chapitre IV

Tableau IV.1 : Comparaison des paramètres de tir.....	68
--	----

Liste des figures

Chapitre I

Figure I.1: Description d'un massif rocheux.....	3
Figure I.2 : Différentes structures géométriques de massifs rocheux (palmstrom 1995).....	4
Figure I.3 : Plan de stratification (photo prise a Adrar Oufarnou lors de notre stage).....	5
Figure I.4 : Diaclase.....	6
Figure I.5 : Faille.....	6
Figure I.6 : Plis.....	7
Figure I.7 : Schistosité.....	8
Figure I.8: Orientation d'un plan de discontinuité.....	9
Figure I.9 : Stratigraphie horizontale.....	11
Figure I.10 : Stratigraphie incliné (photo prise à Adrar Oufarnou).....	11
Figure I.11 : Différents types d'explosifs.....	13
Figure I.12 : Vitesse de détonation des principaux explosifs.....	15
Figure I.13 : Différents fracturations à Adrar Oufarnou.....	21
Figure I.14: Création d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche).....	24
Figure I.15: Propagation d'onde de choc et formation de fissures radiales.....	25
Figure I.16 : Réflexion d'onde de choc et leur effet.....	25
Figure I.17 : Propulsion des matériaux.....	26

Chapitre II

Figure II.1 : Situation géographique de la carrière d'Adrar Oufarnou.....	27
Figure II.2 : Situation géographique de la carrière Adrar Oufarnou.....	28
Figure II.3 : Carte géologique N°26 de Bejaia 1/50000.....	31
Figure II.4 : Log litho-stratigraphie de la carrière Adrar Oufarnou.....	33

Chapitre III

Figure III.1 : Schéma d'ouverture du gisement d'Adrar Oufarnou au niveau supérieur 380°.....	38
---	----

Figure III.2 : Schéma de plate-forme de travail (Abattage à l'explosif).....	42
Figure.III.3 : Sondeuse ATLAS COPCO 580Y (prise à Adrar Oufarnou).....	47
Figure III.4 : Pelle excavatrice CAT 345D (prise à Adrar Oufarnou.....	50
Figure III.5 : Camion terex (prise à Adrar Oufarnou).....	52

Chapitre IV :

Figure IV.1 : Représentation du gradin.....	53
Figure IV.2 : Coupe A-A représentative des poches d'Argile.....	54
Figure IV.3 : Coupe B-B représentative de la cavité.....	54
Figure IV.4 : Coupe C-C représentation des fissures et de la cavité.....	55
Figure IV.5 : Présentation des poches d'Argile au talus du gradin (photo prise à Adrar Oufarnou).....	55
Figure IV.6 : Débarrassement des poches d'argile (au talus du gradin) par une pelle excavatrice (photo prise à Adrar Oufarnou).....	56
Figure IV.7 : Coupe représentative du dégagement.....	56
Figure IV.8 : Schéma de disposition des trous au niveau du gradin.....	65
Figure IV.9 : Coupe D-D Trou rempli par la charge et le bourrage.....	66
Figure IV.10 : Schéma de tir d'Adrar Oufarnou.....	67
Figure IV.11 : Schéma de tir proposer.....	67

Introduction générale

L'exploitation minière est la principale source de minéraux, c'est une activité économique très importante que tous les pays jugent essentiels pour maintenir et améliorer leur niveau de vie.

La terre est une planète tellurique, c'est-à-dire essentiellement rocheuse. Ainsi, à l'exception des êtres vivants et partiellement des sols, tous les matériaux qui constituent la terre sont des roches.

L'abattage de ces roches représente le premier maillon des processus technologiques de l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction. Les travaux de tir sont largement utilisés dans les exploitations à ciel ouvert des roches dures. Dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide des explosifs placés dans des trous réalisés à cet effet.

Pour atteindre une distribution uniforme de l'énergie explosive dans le massif rocheux pour des fins de qualité d'abattage, non seulement la conception du plan de tir soit réaliser suivant les règles de l'art, mais aussi il faut tenir compte des études in situ ou au laboratoire, afin de définir l'influence d'autres facteurs classés auparavant non influents ou négligeables.

Les détails de ce mémoire sont organisés de la manière suivante.

Le premier chapitre consacré sur la carrière d'Adrar Oufarnou des renseignements sur la géologie, l'hydrogéologie de la région et du gisement ainsi que la tectonique de ce dernier.

En deuxième chapitre les travaux d'ouverture et la méthode d'exploitation seront expliqués en détails, ainsi que et les paramètres de forage et de tir, puis le chargement et le transport.

Le troisième chapitre est consacré sur la recherche bibliographique du massif rocheux, les discontinuités, les explosifs, et les paramètres de tir et ses exigences.

Le quatrième chapitre suivant les anomalies qui se pose au niveau de la carrière (présence des blocs hors gabarit ainsi les pieds de gradin) tenant compte du type de formation stratigraphique des roches, on a proposé une étude pour améliorer le tir.

Introduction

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

Le principal objectif des tirs dans les mines est d'avoir une fragmentation optimale de la roche, et son degré de fragmentation qui joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le coût global de production de la matière première.

Un tir efficace pour une géologie donnée, le volume de la roche à abattre et les conditions de sécurité sont les résultats d'un choix correct des types d'explosifs, leur quantité et la planification de tir.

I.1 Définition d'une roche

Une roche est un assemblage de minéraux qui ont acquis des liaisons plus ou moins fortes au cours de leur histoire géologique.

Les géologues distinguent trois grandes catégories de roches en fonction de leur origine :

- **Les roches magmatiques (ou ignées) :** sont des roches endogènes formées par la cristallisation du magma. La classification de ces roches est liée à la vitesse de refroidissement du magma.
- **Les roches sédimentaires :** sont des roches d'origine exogène qui proviennent de l'accumulation et la consolidation des sédiments à la surface de la terre (fonds des mers et des océans et surface des continents).
- **Les roches métamorphiques :** sont le produit de la transformation à l'état solide d'une roche préexistante, avec modifications structurales et en général apparition de nouveaux minéraux, sous l'influence de la pression et de la température.

La très grande variété des espèces minéralogiques des roches a conduit les géologues à diverses les classifications, faisant appel à de nombreux termes pétrographiques [9].

I.1.1 Massifs rocheux

Les massifs rocheux sont des structures très complexes, 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 de limites stratigraphiques.

Le comportement mécanique des massifs rocheux est un facteur déterminant dans le dimensionnement des ouvrages qui y sont exécutés. Afin de comprendre, expliquer et modéliser ce comportement, il est nécessaire de connaître la structure géométrique ou plus précisément le modèle de distribution géométrique des fractures, ainsi que les propriétés mécaniques de chacune des composantes que sont la matrice rocheuse et les discontinuités. [10]

Massif rocheux = Matrice rocheuse + Discontinuités.

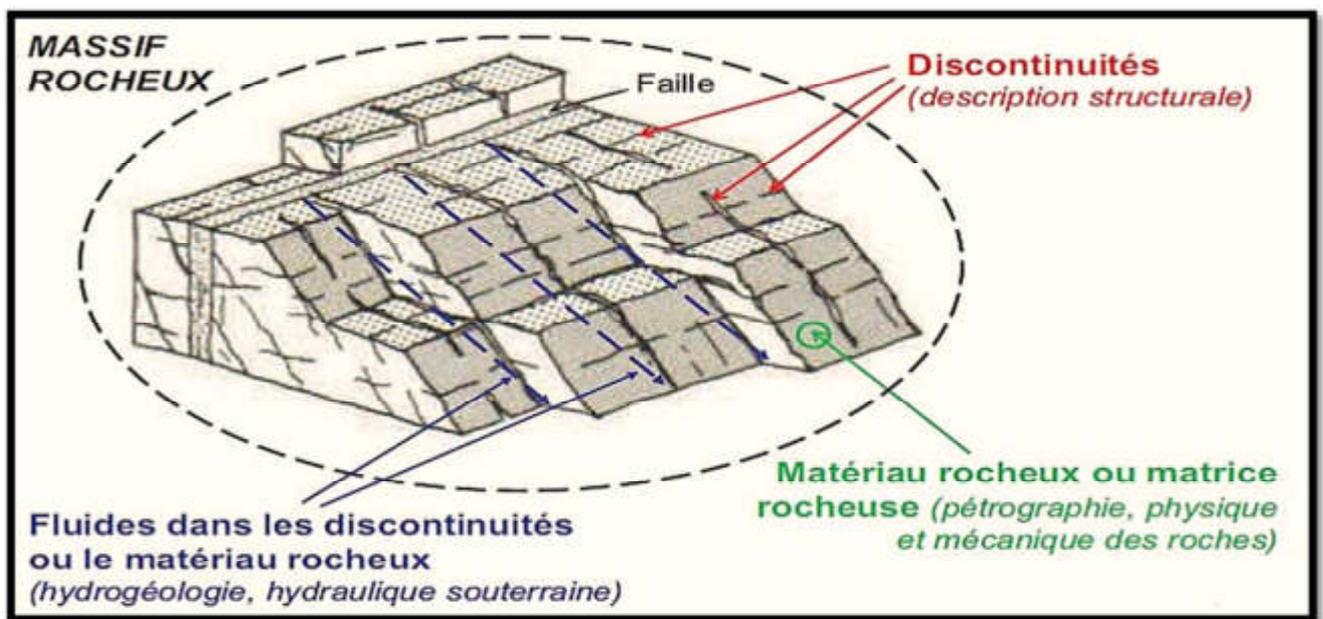


Figure I.1: Description d'un massif rocheux.

I.1.1.1 Classification des massifs rocheux

Divers chercheurs ont essayé de regrouper les structures géométriques des massifs rocheux dans des catégories bien définies. Cela est illustré dans (la figure III.2) pour une série de massifs rocheux. Nous distinguons les massifs à blocs polyédriques, équidimensionnels, prismatiques, tabulaires, rhomboédriques, en colonnes, les massifs à bancs minces dont

l'épaisseur est moins épaisse que la longueur et les massifs comprenant plusieurs familles de fractures. La figure suivante illustre les familles précédemment citées ; [10]

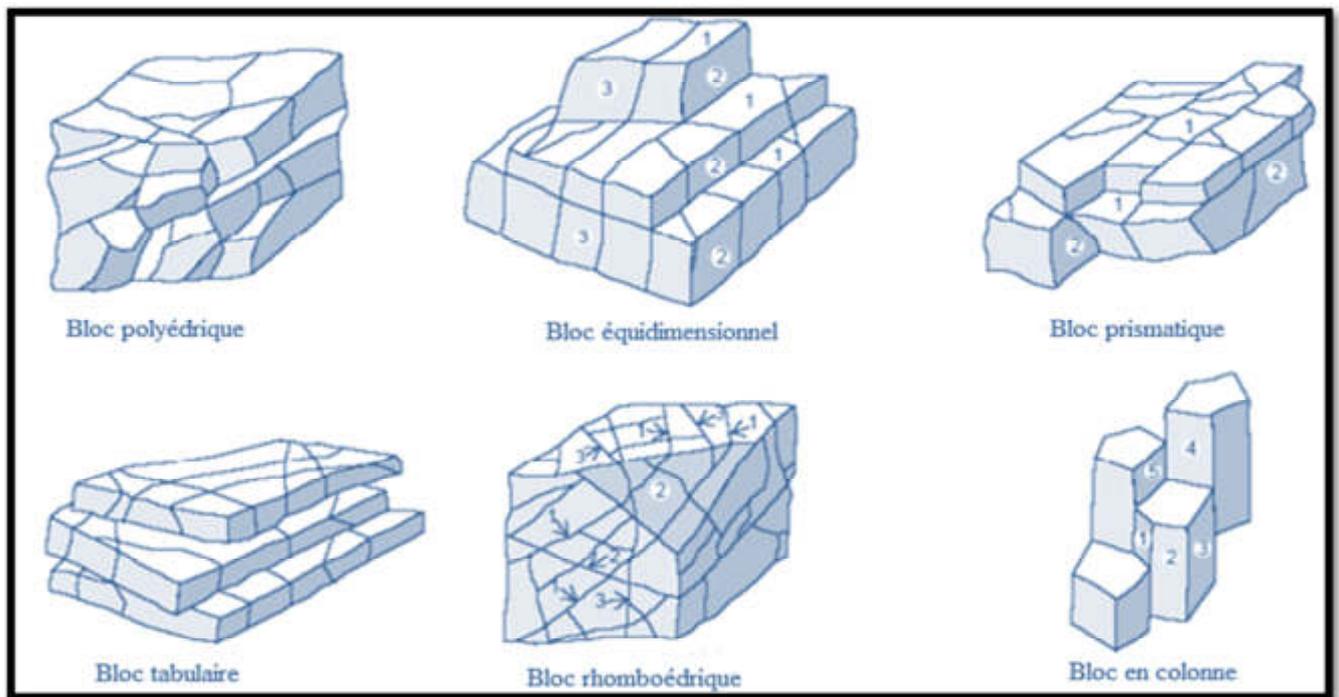


Figure I.2 : Différentes structures géométriques de massifs rocheux (palmstrom 1995).

I.1.2 La matrice rocheuse

La matrice rocheuse est définie comme un volume de roche intacte qui possède des propriétés homogènes et non coupée par des discontinuités. La matrice rocheuse fait ainsi référence aux blocs non-fracturés situés entre les discontinuités structurales. En fonction des caractéristiques du massif rocheux et de son histoire géologique, la taille de ces blocs peut varier de quelques millimètres à plusieurs mètres. [11]

I.1.3 Description des discontinuités

L'étude des discontinuités dans un massif rocheux nécessite une analyse statistique, pour pouvoir différencier toutes les familles de discontinuités qui affectent le massif. Chaque famille est alors analysée à part pour déterminer la distribution de ces différents paramètres géométriques.

En plus de l'analyse géométrique, une étude mécanique est entreprise afin de dégager la nature du comportement et les caractéristiques mécaniques des différentes discontinuités, ou familles de discontinuités du massif.

I.1.3.1 Définition et types des discontinuités

On définit une discontinuité dans un massif rocheux par une surface qui interrompt la continuité physique du milieu sain. Les discontinuités peuvent être de divers types. [12] Généralement on distingue :

- **Les joints de stratification** : Ce sont des joints qui découpent régulièrement le massif en bancs parallèles, d'épaisseurs variables en fonction de la nature des séquences de dépôt et de leur mode de mise en place. La stratification provoque des discontinuités de forte extension ;



Figure I.3 : Plan de stratification (photo prise a Adrar Oufarnou lors de notre stage).

- **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.

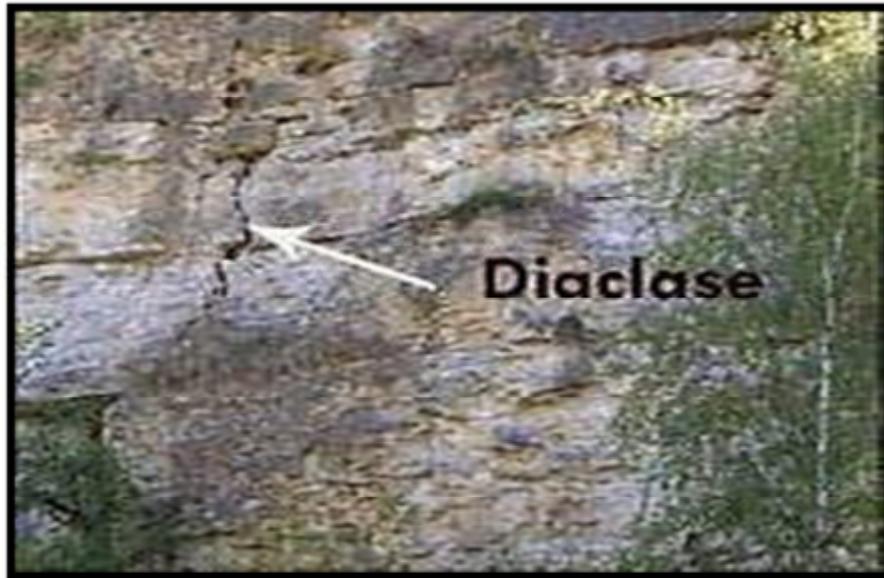


Figure I.4 : Diaclase.

- **Les fentes ou fractures d'extension:**elles sont formées sous l'effet d'une traction qu'a subi le massif au cours des mouvements tectoniques. Elles sont souvent remplies de cristallisation de calcite ou de quartz.
- **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 un remplissage de matériau broyé et altéré, parfois des recristallisations.[13] Voir[Figure I.5]



Figure I.5 : Faille.

- **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. Les plis ne sont généralement pas considérés comme éléments du massif rocheux. Ils sont souvent associés à un haut degré de fracturation et à des roches relativement faibles et tendres. [14]. Voir Figure III.6]

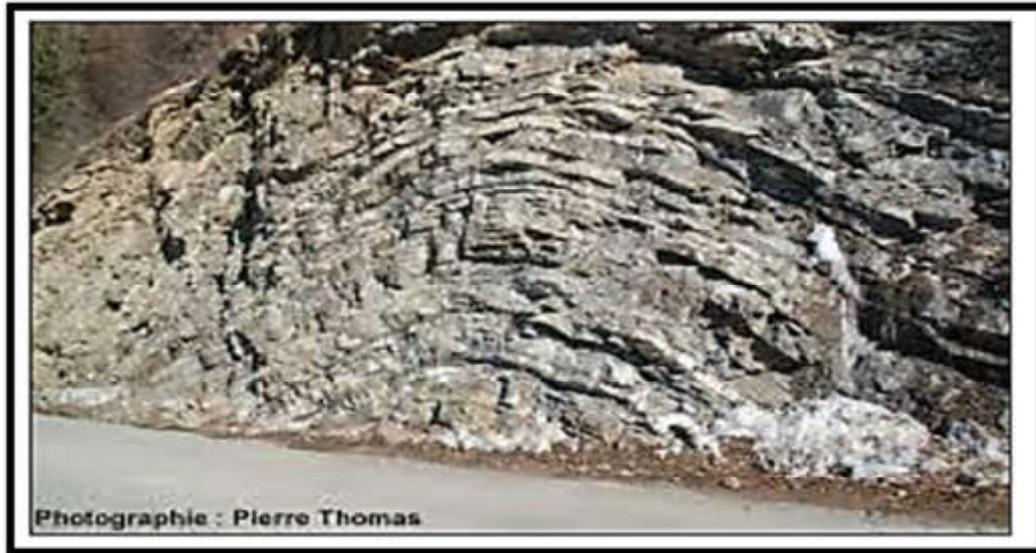


Figure I.6 : Plis.

On distingue aussi toutes les petites fractures qui accompagnent la formation des discontinuités citées ci-dessus et qui sont groupées d'une manière complexe avec des extensions et orientation variées.

- **Fracture:** terme général désignant toute cassure dans la roche.
- **Fissure:** discontinuité ne traversant pas complètement l'objet considéré Bande de cisaillement,
- **Couloir de fracturation :** zone fracturée résultant d'un mouvement de cisaillement entre deux compartiments plus compacts (peut être considérée comme une faille à une échelle plus grande).
- **Schistosité :** feuilletage plus ou moins serré, acquis sous l'influence de contraintes tectoniques (exemple : l'ardoise) voir [Figure III.7].



Figure I.7 : Schistosité.

I.1.3.2 Paramètres géométriques des discontinuités

Pour mener une étude du système de fracturation d'un massif rocheux, des levés systématiques des discontinuités sont à réaliser, sur des stations d'observation, suivant des lignes de mesure recouvrant le plus possible la zone d'étude pour avoir une bonne représentativité de toutes les discontinuités affectant le massif. Toutes les discontinuités rencontrées sont relevées afin de mesurer la variabilité de chacun de leurs paramètres.

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

- a) Orientation:** La position du plan de discontinuité est décrite par son orientation dans l'espace muni d'un repère ayant un axe parallèle au Nord magnétique (fig.I.8). 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.

On représente aussi une discontinuité par :

- ✓ Le vecteur pendage : qui matérialise la ligne de plus grande pente du plan de discontinuité. Il est défini par l'azimut de sa trace sur le plan horizontal et son pendage.
- ✓ Le vecteur perpendiculaire au plan de discontinuité. [13]

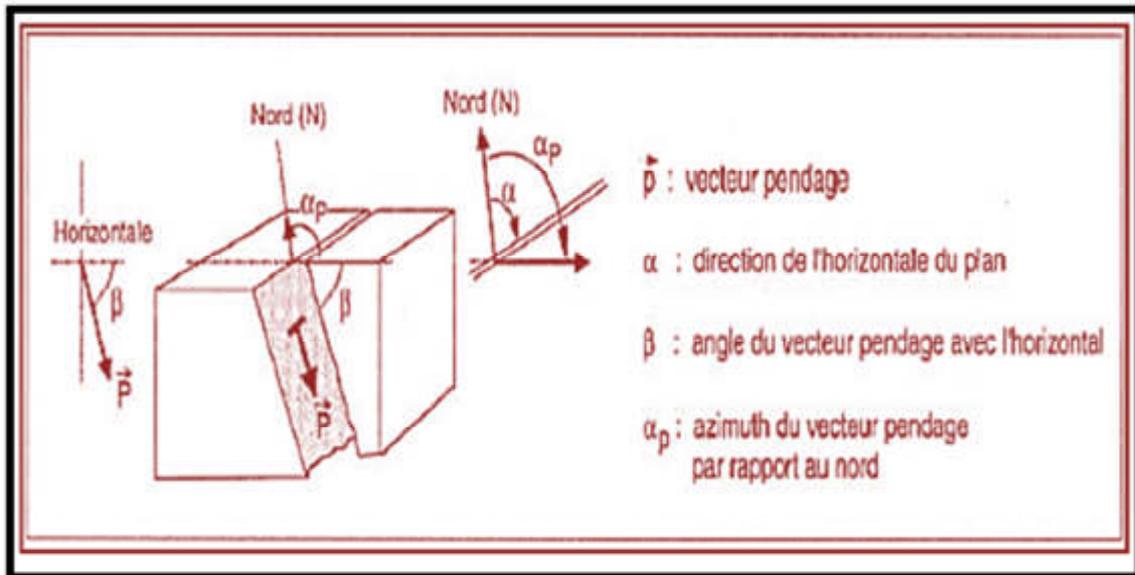


Figure I.8: Orientation d'un plan de discontinuité. [15]

- b) Extension:** L'extension caractérise la dimension de la discontinuité dans l'espace. Ce paramètre est difficile à évaluer car sur le terrain on n'observe pas la totalité de la discontinuité mais uniquement sa trace sur un parement. L'extension peut être estimée à partir de la distribution de la longueur de trace de la discontinuité (Warburton 1980). [13]
- c) 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. Ces paramètres sont liés et souvent, la densité est estimée à partir de l'espacement puisque ce dernier est facile à mesurer en pratique. Ces paramètres sont essentiels car ils donnent une idée de la fracturation moyenne du massif et de la blocométrie in-situ du massif. [13]
- d) Ouverture :** C'est la distance qui sépare les deux lèvres d'une discontinuité. Elle est très difficile à évaluer à cause du remplissage de la discontinuité et de sa rugosité. Elle est déterminante pour l'écoulement et le comportement mécanique des fissures. [13]
- e) Rugosité :** La rugosité représente le taux d'ondulation de la surface de contact du joint. Elle est difficile à quantifier et elle est fonction de l'échelle d'analyse. En mécanique des roches la rugosité est souvent représentée par le coefficient de rugosité du joint JRC (Joint Roughness Coefficient). [13]

I.1.4 Etudes sur les roches stratifiées

I.1.4.1 Définition

La stratification est la superposition de couches qui se produit dans la plupart des roches sédimentaires et dans les roches ignées formées à la surface de la Terre, comme les coulées de lave et les dépôts de fragments volcaniques. L'épaisseur des couches varie de plusieurs millimètres à plusieurs mètres et leur forme est très variable. Les strates peuvent aller de minces feuilles qui couvrent plusieurs kilomètres carrés à d'épais corps en forme de lentille qui ne s'étendent que sur quelques mètres latéralement.

I.1.4.2 Caractéristique des roches stratifiées

La caractéristique principale est de se déposer le plus souvent en couches parallèles (dépôts stratifiés en lits successifs ou strates) d'épaisseur et de composition variables.

Chaque couche est séparée des couches voisines par une surface de discontinuité appelée 'plan de stratification'. Les roches stratifiées se brisent beaucoup plus facilement suivant ces plans.

La stratification est mise en évidence par des différences de couleur, de composition, de granulométrie et de texture. La teinte d'une roche peut être due à la couleur des minéraux qui la constituent, à la nature, à la concentration et au mode de distribution de certains pigments finement divisés et dispersés dans la masse.

Les plans de séparation, ou séparation entre les couches rocheuses individuelles, sont appelés plans de stratification.

Ils sont horizontaux lorsque les sédiments se sont déposés sous forme de couches plates.



Figure I.9 : Stratigraphie horizontale

Ils sont inclinés lorsque le site de dépôt était une surface inclinée.



Figure I.10 : Stratigraphie inclinée (photo prise à Adrar Oufarnou).

La surface inférieure d'une strate se conforme grossièrement aux irrégularités de la surface sous-jacente; le plan de stratification au-dessus de la strate, cependant, tend à être presque horizontal.

I.1.4.3 Propriétés

Il n'existe pas de relation directe entre l'épaisseur et l'étendue des strates et la vitesse de dépôt ou le temps représenté ; par exemple :

- ✓ une strate de calcaire de 2,5 cm (1 pouce) d'épaisseur peut prendre plus de temps à se former qu'une strate de grès de 3 m (10 pieds) d'épaisseur.

La cause la plus courante de la stratification est la variation de la capacité de transport de l'agent de dépôt. L'eau et le vent trient les sédiments en fonction de la taille, du poids et de la forme des particules, et ces sédiments se déposent en couches relativement homogènes. Les différences dans la composition des sédiments résultant de différentes sources, et la variation des sédiments provoquée par le changement des agents de dépôt, conduisent également à la stratification [16].

I.2 Explosif

I.2.1 Définition

On appelle substances explosives tout agent chimique ou mélange de composants chimiques susceptibles, par réaction chimique et sous l'influence d'un amorçage convenable, de dégager des gaz à une température très élevée, à une haute pression et à une vitesse telle qu'il peut en résulter des dommages sur les personnes ou sur les biens. [17]



Figure I.11 : Différents types d'explosifs.

Ces substances consistent généralement en un mélange intime de corps combustibles renfermant une quantité d'oxygène insuffisante pour la combustion totale, avec des corps comburants qui apportent l'oxygène nécessaire à celle-ci. Des composés chimiques explosifs peuvent également entrer dans certains mélanges:

- Les émulsions explosives ;
- Les dynamites ;
- Les bouillies et gels explosifs ;
- Les nitrates fiouls alourdis ;
- Les explosifs nitratés ;
- Les nitrate-fuels (ANFO) ;
- La poudre noire. [17]

I.2.2 Le choix de l'explosif

Le choix de l'explosif se définit par le travail qui lui est demandé (par exemple : abattage, décochage, fissuration etc.). Généralement, l'explosif est choisi essentiellement en fonction de deux critères :

- **Par rapport au 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 «adapte» à la roche, ce choix peut se faire par l'examen du rapport d'impédance ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est fracturé, on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz). [18]
- **Par rapport à la productivité de l'entreprise :** Ce critère est souvent pris en considération par plusieurs entreprises. Des grandes carrières travaillent avec des sondeuses à fort diamètre pour garantir une cadence de production élevée. Ce qui implique de choisir des cartouches d'explosifs à grand diamètre. [18]

I.2.3 Caractéristique de l'explosif

Les explosifs possèdent des caractéristiques physico-chimiques et mécaniques pour fragmenter la roche intacte. On distingue : [19]

I.2.3.1 La vitesse de détonation

C'est le temps que met l'onde de détonation à parcourir une distance connue. Cette mesure est susceptible de varier en fonction du diamètre d'utilisation, de la densité, de la température, du confinement, de l'amorçage utilisé et du vieillissement du produit.

Les vitesses varient de 3000 m/s pour les nitrate-fouls en petit diamètre à 6500 m/s pour les dynamites. Dans la pratique on souhaite avoir une vitesse de détonation de l'explosif supérieure à celle de référence de la roche pour avoir une bonne fragmentation.

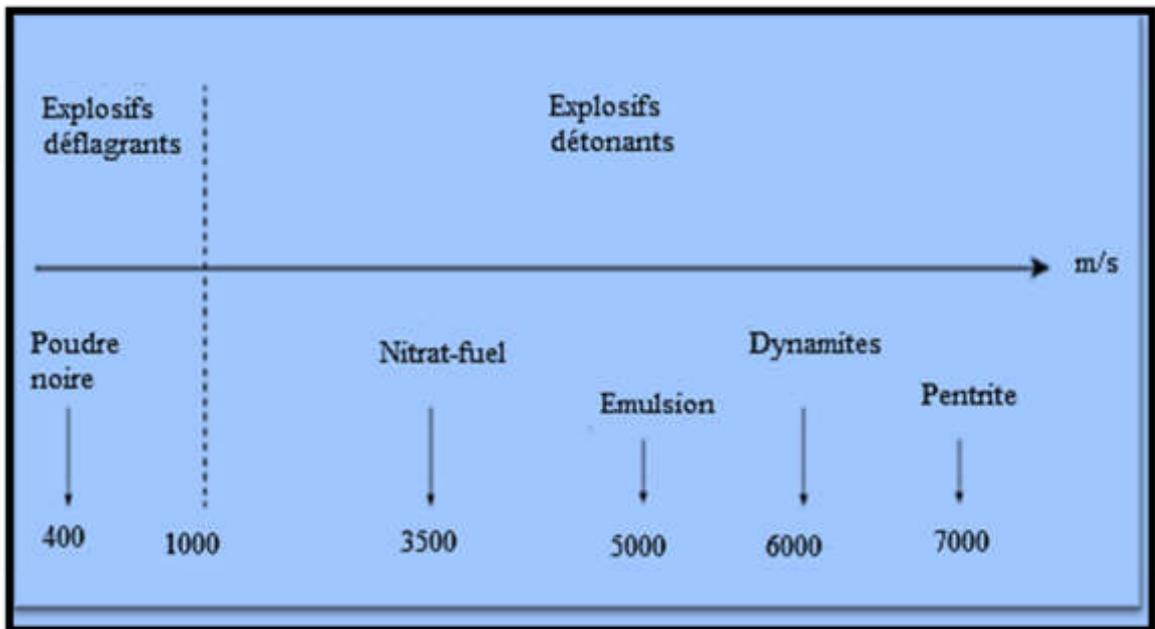


Figure I.12 : Vitesse de détonation des principaux explosifs. [19]

I.2.3.2 Densité de chargement « Ld »

La densité de chargement d'un explosif est la quantité d'explosif contenue dans un mètre de trou. Elle est donnée par la relation : [19]

$$L_d = 0.000785 \times \Delta \times D_t \text{ (Kg/m)}$$

Où :

L_d : densité de chargement ou charge linéaire, Kg/m ;

Δ : densité de l'explosif, g/cm³ ;

D_t : diamètre du trou, mm.

I.2.3.3 Pression de détonation « Pd »

Elle est calculée à partir de la densité de l'explosif et de sa vitesse de détonation. Elle varie de 6 à 20 Gpa. Elle est donnée par la formule suivante :

$$Pd \text{ (psi)} = 250 \times \Delta \times Vd^2 ;$$

Où :

Δ : densité de l'explosif, g/cm³

Vd : vitesse de détonation de l'explosif en (m/s) La pression sur la paroi du trou est sensiblement égale à la moitié de la pression de détonation de l'explosif.

I.2.3.4 Energie

Energie délivrée par la réaction d'explosion séparée en énergie de choc (liée au pic de pression) et en énergie de gaz (liée à la quantité de gaz produits lors de la réaction).

L'énergie totale est la somme des deux précédentes énergies. [19]

I.2.3.5 Sensibilité

La sensibilité d'un explosif se définit comme l'énergie nécessaire pour amorcer sa détonation ou sa déflagration, cette énergie est différente suivant la manière dont on la délivre, c'est-à-dire sous forme de choc, d'impacte, de friction , d'étincelle ou d'onde de choc.

I.2.3.6 Résistance à l'eau ou l'humidité

Certains explosifs sont inopérants en présence d'eau (Notamment le nitrate-fuel). Les explosifs ayant une faible résistance à l'eau ne doivent pas être utilisés dans les trous de mine humides.

I.2.4 Les accessoires de tir

I.2.4.1 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. [17]

I.2.4.2 La mèche lente ou de sûreté

Elle est fabriquée à partir de poussière de poudre noire enveloppée dans du papier, de textile et de la matière plastique. Elle sert principalement à la mise à feu d'une charge de poudre noire ou la mise à feu du détonateur pyrotechnique n°8.

La durée de combustion de la mèche lente est de 120 secondes/m $\pm 10\%$. [17]

I.2.4.3 Détonateur pyrotechnique n°8

La mise en détonation des explosifs Brisants ne peut se faire qu'avec un détonateur. Le détonateur pyrotechnique n°8 en est le type le plus simple et est constitué d'un tube en aluminium chargé d'explosif secondaire sans dispositif de mise à feu.

Sa mise à feu se fait par une mèche lente placée en contact direct avec la charge d'amorçage. Le sertissage des rebords du détonateur avec la mèche assure une liaison robuste et une bonne étanchéité, si on voudrait utiliser plusieurs mèches pour un seul tir, il est nécessaire de faire recours à une mèche de contrôle plus courte que l'ensemble des mèches de la volée. Le responsable du tir ordonnera à ses boutefeux de quitter les lieux à la fin de la combustion de la mèche de contrôle. [17]

I.2.4.4 Cordeau détonant

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans du textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage. Il sert principalement à :

- L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact ;
- L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois ;
- L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation ;
- Dans les trous de mines profonds où les charges explosives sont étalées et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation. . [17]

Le cordeau détonant fabriqué par l'ONEX est très brisant, sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s.

L'ONEX fabrique le cordeau 10 gr/m, 12 gr/m, le 20 gr/m et le 40 gr/m.

I.2.4.5 Poudre noire

L'ONEX produit trois variétés de poudre Noire :

- Poudre noire militaire 1 à 6 ;
- Poudre noire pour mèche ;
- Poudre fantasia. [17]

I.2.4.6 Fil de tir

L'ONEX produit le fil électrique de tir de Ø 0,6 mm gainé par du P.V.C antistatique [17].

I.2.4.7 Exploseur

Générateur de courant utilisé pour la mise à feu de charges explosives à l'aide de détonateurs électriques. [17]

I.2.5 Couplage explosif-roche

Les ondes de choc mécaniques sont transmises au massif rocheux au niveau de la paroi des trous de mine par la production et l'expansion soudaine des gaz d'explosion à très haute pression. Dans la littérature, la pression d'explosion d'une charge explosive est souvent estimée au moyen de la relation suivante:

$$P_e = \frac{1}{2} \cdot P_d$$

P_d est la pression de détonation de l'explosif.

En pratique, le pic de pression de gaz réellement appliqué à la paroi est différent de P_e à cause des imperfections de couplage entre la charge et le trou de mine.

Dans le cas d'explosifs encartouchés, par exemple, le diamètre de la charge explosive est nécessairement plus petit que le diamètre du trou pour permettre la descente de la cartouche au fond du trou.

Si r_1 est le rayon de la cartouche d'explosif, et r_2 le rayon du trou, et en supposant que les gaz d'explosion se détendent à l'intérieur du trou selon un processus isentropique ($PV^\gamma = \text{cte}$), alors la pression des gaz après détonation P_1 et la pression des gaz après détente et occupation du volume entier du trou P_2 sont liées par la relation suivante:

$$P_2 = P_1 \cdot \left(\frac{r_1}{r_2}\right)^{2\gamma}$$

Les mécanismes d'interaction entre gaz d'explosion et roche à la paroi du trou sont beaucoup plus complexes que cette simplification présentée à fins illustratives. A notre connaissance, la compréhension de la réalité physique de ces mécanismes reste à ce jour limitée. [20]

I.3 PARAMETRES DE TIR

I.3.1 Influence de la matrice rocheuse

Globalement les caractéristiques de la matrice rocheuse influent beaucoup sur les performances de la foration et la transmission de l'énergie explosive au massif rocheux et la fragmentation de celui-ci.

Les caractéristiques de la matrice rocheuse et leurs influences sur le tir à explosif sont présentées dans le tableau (III.1) suivant :

Tableau I.1: La matrice rocheuse et son influence sur le tir. [21]

Eléments	Mesure et analyse	Influence sur le tir
-Composition minéralogique. - Micro fracturation. -Altération, présence d'hétérogénéité.	-Analyse géologique et Minéralogique. -Ultrasons (indice de continuité).	- Choix de la méthode de Foration. -Efficacité de la foration. -Fragmentation et micro fragmentation des blocs. -Difficulté de la foration. - Stabilité des trous. -Transmission de l'énergie explosive. -Adaptation du plan de tir - Risque de projection des blocs- Venus d'eau

- propriétés physiques - densité - porosité	- Mesure au laboratoire.	- Transmission de l'énergie explosive au massif. - Présence d'eau, propagation des fissures créent par le tir.
-propriétés mécaniques (résistance à la traction et à la compression)	-Essai mécanique en laboratoire.	Facilité de la foration et la Fragmentation de la roche
-propriétés abrasives	-Essais en Laboratoire (Indice LCPC).	-Usures des outils de foration.

I.3.2 L'influence des discontinuités sur le tir

Les discontinuités ont une influence très importante sur le tir, elles conditionnent la mise en œuvre du tir (foration et plan de tir), le fonctionnement même de l'énergie explosive et sa transmission au massif et peuvent occasionner des problèmes de stabilité au niveau des trous de tir ou de gradin (talus), les caractéristiques de l'influence des discontinuités sur le tir sont présentées dans le tableau (I.2) suivant : [22]

Tableau I.2: Les caractéristiques de l'influence des discontinuités sur le tir. [22]

Éléments	Mesure et analyse	Influence sur le tir
- Géométrie (orientation, extension, espacement, fréquence, densité de discontinuités). Qualité du massif RQD, RMR. - Propriétés mécaniques (cohésion et angle de frottement). - Caractéristiques du remplissage (nature et épaisseur).	- Analyse structurale et géologique norme, ISRM. - Test de cisaillement au laboratoire. - Analyse géologique	- Blocométrie du massif. - Direction du tir / orientation des fronts. - Facilité et précision de forage : déviations, conséquence sur la maille. - stabilité du trou de tir, du front de la paroi. - Développement et intensité des effets arrière. - Efficacité du tir en termes de transmission de l'énergie explosive, consommation de l'explosif. - stabilité des fronts.

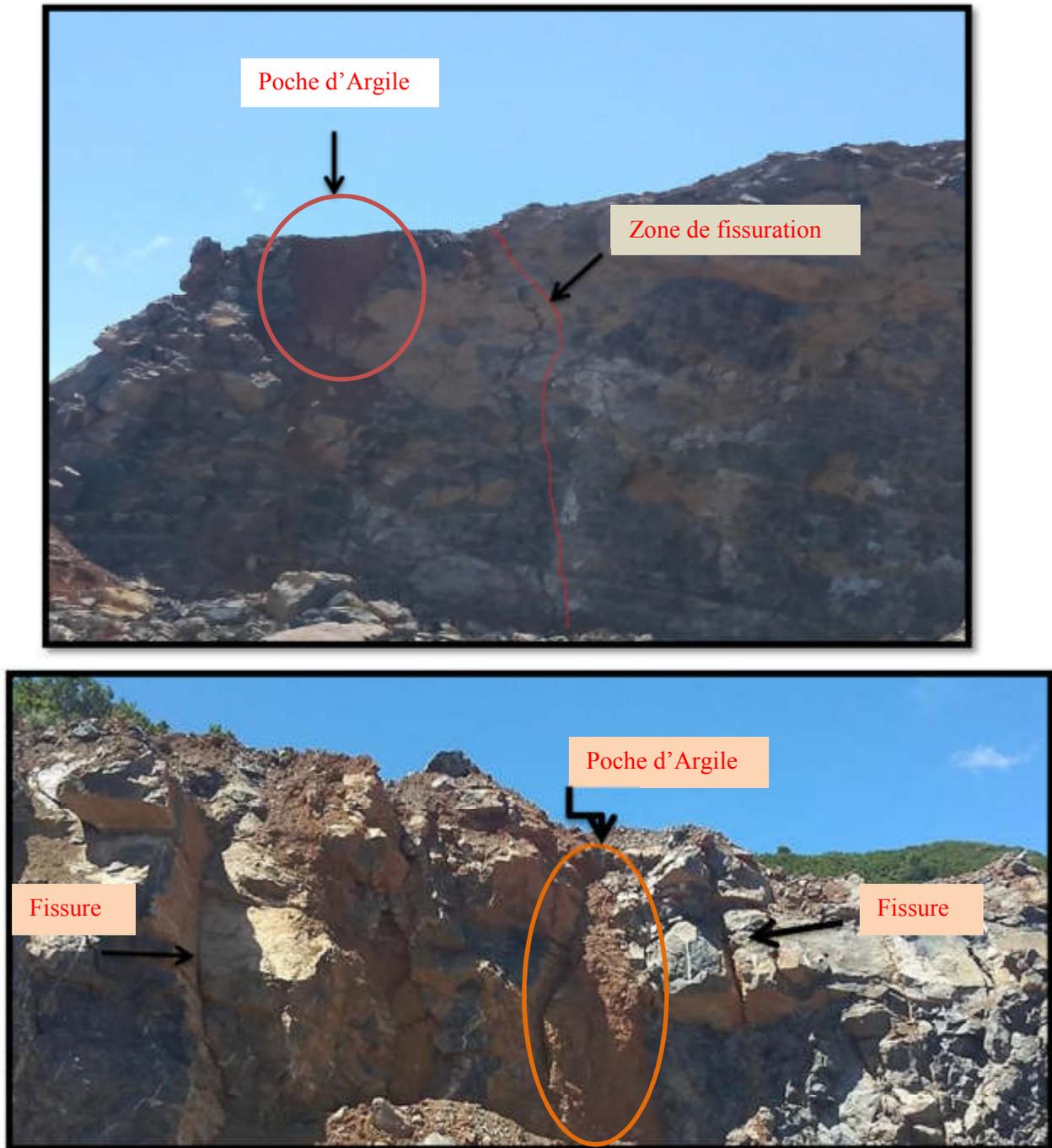


Figure I.13 : Différents fracturations à Adrar Oufarnou.

I.3.3 Effets des discontinuités naturelles

Plusieurs études ont démontré les effets importants des discontinuités naturelles sur les résultats des tirs miniers ; Dans les cas extrêmes, elles conditionnent même les résultats des tirs plus que les propriétés physico-mécaniques du massif ou de l'explosif.

Ces discontinuités peuvent intervenir selon leur orientation, fréquence, continuité, matériaux de remplissage et épaisseur et caractéristiques mécaniques.

Il est donc clair qu'il faudrait les prendre en compte dans la mise en œuvre des tirs miniers. Malheureusement, aucune règle explicite n'est aujourd'hui disponible pour pouvoir tenir compte quantitativement de leurs effets dans les tirs minier. Aux mieux, des règles de l'art existent, basées sur des expériences (réduites en nombre), pour aider l'exploitant.

La connaissance actuelle sur la fragmentation à l'explosif des massifs fracturés est assez limitée. Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone. En revanche, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée.

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

Lorsque les discontinuités sont remplies, le matériau de remplissage détermine la façon dont les discontinuités vont agir pendant le tir, ceci dépendant surtout de son épaisseur et de son impédance par rapport au massif. [23]

I.3.4 Paramètres influent sur le tir

La discussion ci-dessus donne une idée de la complexité liée à l'exécution d'un tir dans les massifs rocheux. Toutefois, nous pouvons classer les variables et les paramètres qui interviennent selon que ces paramètres sont contrôlables ou non comme indiqués dans le Tableau(I.3) [21]

Tableau I.3: Paramètres de tir des mines. [21]

Contrôlables	Incontrôlables ou difficilement Contrôlables
<p style="text-align: center;">Paramètres géométriques</p> <ul style="list-style-type: none"> - Diamètre du trou ; - longueur de foration ; - sur profondeur de foration ; - inclinaison du trou ; - longueur de bourrage ; - matériel de bourrage ; - hauteur de talus ; - géométrie de maille ; - rapport espacement/banquette (rapport de maille) ; - configuration globale de la géométrie du tir ; - direction de tir ; - nombre de faces libres ; - taille de volé. 	<p style="text-align: center;">Paramètres du massif en place</p> <ul style="list-style-type: none"> - géologie ; - résistance et propriétés de matériaux ; - discontinuité préexistantes dans le massif.
<p style="text-align: center;">Paramètres liés à l'énergie explosive</p> <ul style="list-style-type: none"> - type d'explosif utilisé ; - énergie (choc, gaz) ; - configuration de chargement ; - méthode de chargement ; - type d'amorçage ; - séquence d'initiation. 	<p style="text-align: center;">Paramètres hydrologiques</p> <ul style="list-style-type: none"> -eau (quelquefois maîtrisable). <p style="text-align: center;">Autres</p> <ul style="list-style-type: none"> - temps.

I.3.5 Mécanisme de fragmentation

Lors de la décomposition de l'explosif, la réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression).

- *L'effet de choc est proportionnel à l'importance de la discontinuité de pression.*
- *L'effet de gaz est proportionnel à l'importance du volume de gaz dégagé par unité de volume d'explosif. [24]*

I.3.6 Phases de la détonation

I.3.6.1 Phase 1: temps $t_0 + \varepsilon$

La colonne d'explosif est transformée en quelques millisecondes en colonne de gaz animée d'une vitesse \hat{U} . Ces gaz à haute pression et haute vitesse entrent violemment en contact avec la paroi et créent une onde de choc sur l'interface explosif gaz - roche. [24]

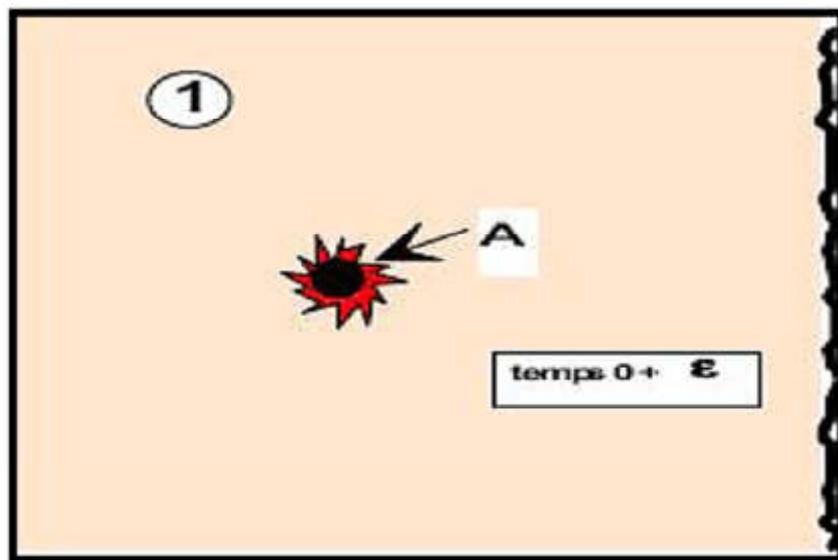


Figure I.14: Création d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche). [24]

I.3.6.2 Phase 2: temps $t_0 + 0,7 \text{ ms}$

Cette onde de choc se propage dans la roche en s'amortissant rapidement. Au voisinage direct du trou on est largement au-dessus de la résistance à la compression (R_c). Entre $6b$ et $12b$ (b : rayon du trou), on dépasse la zone de pré rupture. Cela induit des fissurations radiales (**B**) (Fig I.15) qui ne dépassent pas la limite (**C**) (Fig I.15). Au-delà de $6b$ à $12b$ (limite **C**), on est en zone élastique, l'onde de choc traverse le massif à la vitesse C_0 (vitesse du son dans la roche) sans la détruire. [24]

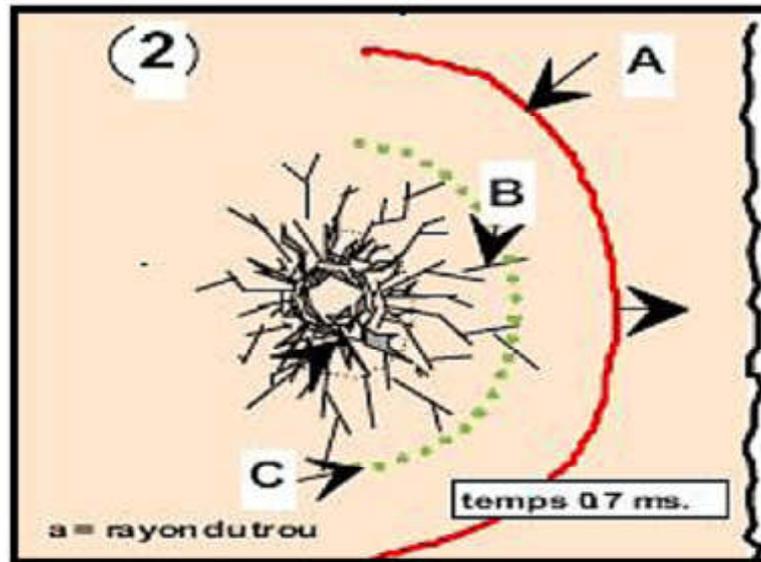


Figure I.15: Propagation d'onde de choc et formation de fissures radiales. [24]

I.3.6.3 Phase 3: temps $t_0 + 1,3$ ms

Lorsque l'onde de choc atteint le front de taille, elle se réfléchit. La roche étant très résistante à la compression mais peu à la traction ($R_t = R_c / 20$), l'onde réfléchie dépasse largement R_t , elle provoque un phénomène de fissuration sensiblement parallèle au front de taille ou écaillage (effet Hopkinson). Cette onde réfléchie se propage vers l'arrière et va croiser le réseau de fissurations radiales précédemment formé. Pratiquement dans le même temps, les gaz résiduels pénètrent dans les fissures et les écartent (effet Griffith). La pression diminue. [24]

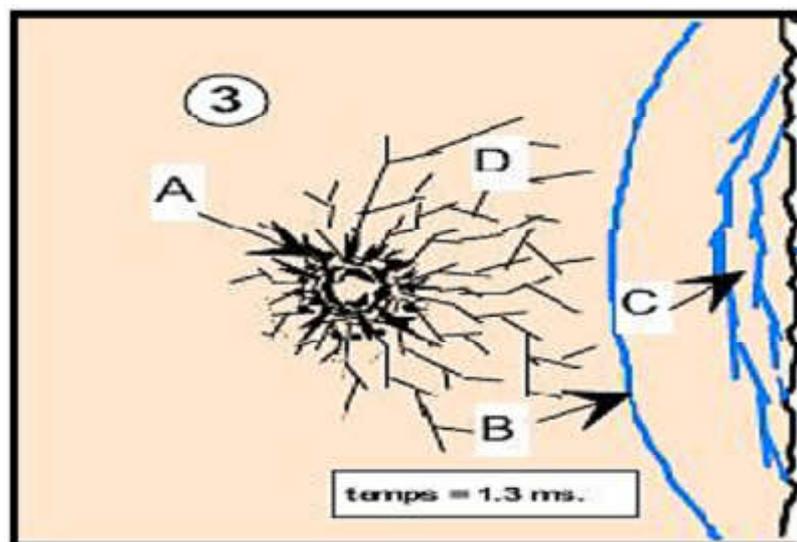


Figure I.16 : Réflexion d'onde de choc et leur effet. [24]

I.3.6.4 Phase 4: temps $t_0 > 15$ ms

La roche est maintenant fragmentée par l'effet combiné de la fracturation radiale et de la fracturation réfléchiée. Les gaz résiduels propulsent les matériaux hors de la cavité. [24]

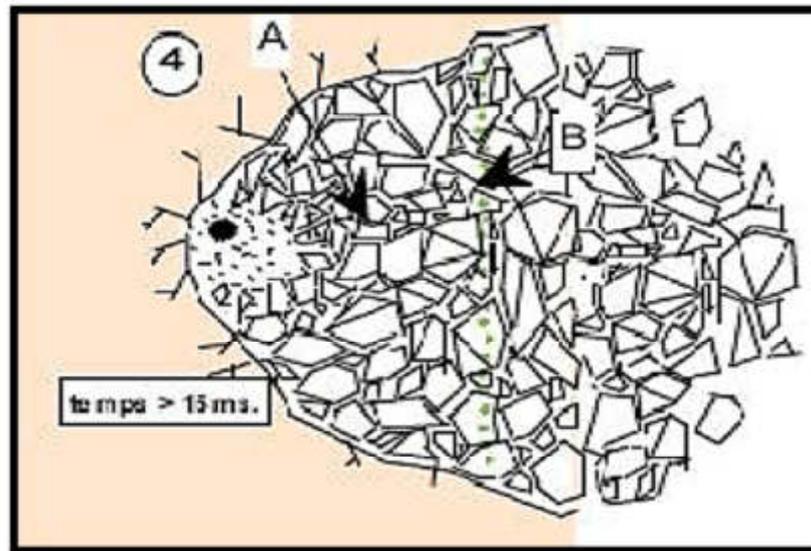


Figure I.17 : Propulsion des matériaux. [24]

Conclusion

L'analyse des paramètres et facteurs influençant l'abattage des roches à l'explosif, nous a permis de bien cerner le problème posé et de déduire qu'en dehors de la série de facteurs influençant l'opération d'abattage des massifs rocheux, on distingue les discontinuités naturelles, qui jouent le principal rôle dans la réussite de l'opération d'abattage.

Introduction

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce gisement en prenant en considération la situation topographique du site, la géologie régionale et locale du gisement, leurs formations et structures géologiques et surtout les caractéristiques des massifs rocheux.

II.1. Présentation générale de l'unité

II.1.1. Situation géographique

La zone d'étude est située au Nord de la wilaya de Bejaia à une distance de 06 km, sur le littoral méditerranéen au nord de l'Algérie. Géographiquement, elle s'étend de la chaîne de montagnes Toudja jusqu'à Gouraya sur environ 24 km. Cette zone englobe quatre principaux sites qui sont Aghbalou, Adrar Oufarnou, Gouraya et Cap Carbone. Elle est limitée au Nord par la mer méditerranéenne, à l'Est par la ville de Bejaia, à l'Ouest par Boulimat et au Sud par la ville d'El-kseur. [1]



Figure II.1 : Situation géographique de la carrière d'Adrar Oufarnou.



Figure II.2 : Situation géographique de la carrière Adrar Oufarnou.

II.1.2. Situation administrative

Administrativement, le gisement fait partie du territoire de la commune, daïra et wilaya de Bejaïa. La carrière s'étend sur 46 hectares comportant une zone en exploitation, une zone occupée par les installations fixes et une zone regroupant les blocs administratifs, laboratoire, atelier et magasin.

Le bornage du périmètre de la carrière d'Adrar Oufarnou est déterminé selon les coordonnées UTM. Il est représenté par les points suivant:

Tableau II.1 : Coordonnées géographiques (UTM) du site. [1]

Coordonnées UTM					
Point	X	Y	Point	X	Y
1	681 200	4073100	7	681700	4072800
2	681500	4073100	8	682000	4072800
3	681500	4073000	9	682000	4072300
4	681600	4073000	10	681400	4072300
5	681600	4072900	11	681400	4072600
6	681700	4072900	12	681200	4072600

La superficie du gisement est de 46 ha/Titre minier.

II.1.3. Superficie du gisement

- La superficie du gisement « contour des réserves globales » est de : 46 ha.
- Le contour des réserves en exploitation est de : 21 ha. [1]

Carte topographique (voir annexe).

II.2.Travaux de prospection

Dans le cadre de la reconnaissance de ce gisement, l'EREM a réalisé des travaux de recherche et de prospection durant la période de 1974 à 1977. Ces travaux se résument en :

- 04 sondages carottant de différentes profondeurs, dont le volume total est de 395,3ml ;
- Des travaux géophysiques ;
- Des levés topographiques ;
- Des prélèvements d'échantillons en surface et aux différentes profondeurs ;
- Des essais chimiques et physico-mécaniques au laboratoire ;
- Etude géologique ;
- Le calcul des réserves.

Actuellement, des essais périodiques sont réalisés pour le suivi de qualité des granulats et des mise à jours topographique et des calculs de réserves sont réalisés annuellement. [1]

II.3. Géologie du gisement

Le gisement de calcaire d'Adrar Oufarnou appartient à l'unité structurale parc-Gouraya. Il est structuré en anticlinal d'âge Jurassique, orienté Est-Ouest. Il est limité au Nord et Nord-est par la mer méditerranéenne, à l'Ouest par Adrar Imoula d'âge Crétacé, à l'Est par Djebel Gouraya. Il est accessible par un accès de 2km qui le relie à la RN24. [1]

II.3.1. Structure du gisement

Le Djebel Adrar Oufarnou forme un anticlinal de direction E-W à flanc nord érodé. Il est formé de terrains d'âge Jurassique inférieur et moyen. Il est constitué essentiellement de calcaire massif du lias inférieur. Il est limité par deux accidents tectoniques; un à l'Est qui le sépare du Djebel Gouraya et l'accident de Aghbalou (N°70) à l'Ouest qui le sépare de Adar Imoula. [1]

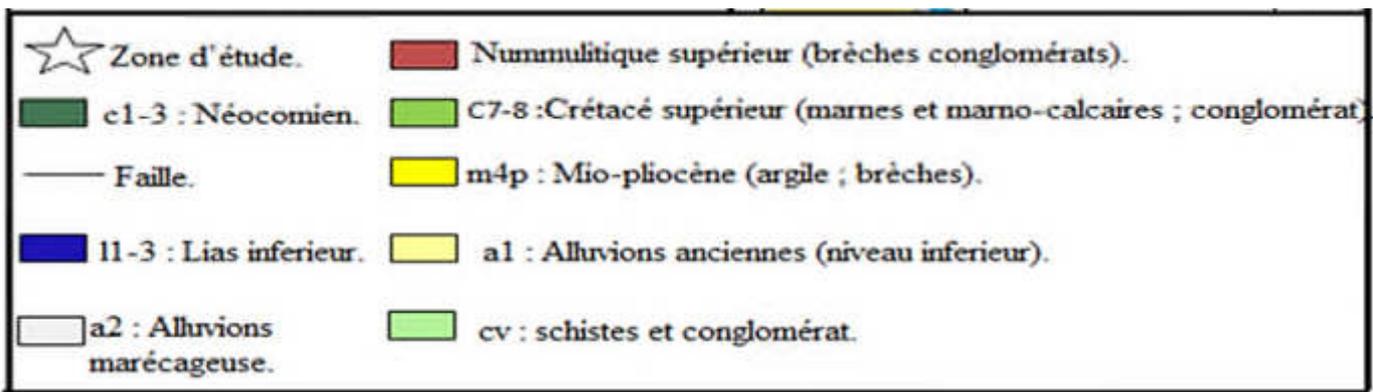
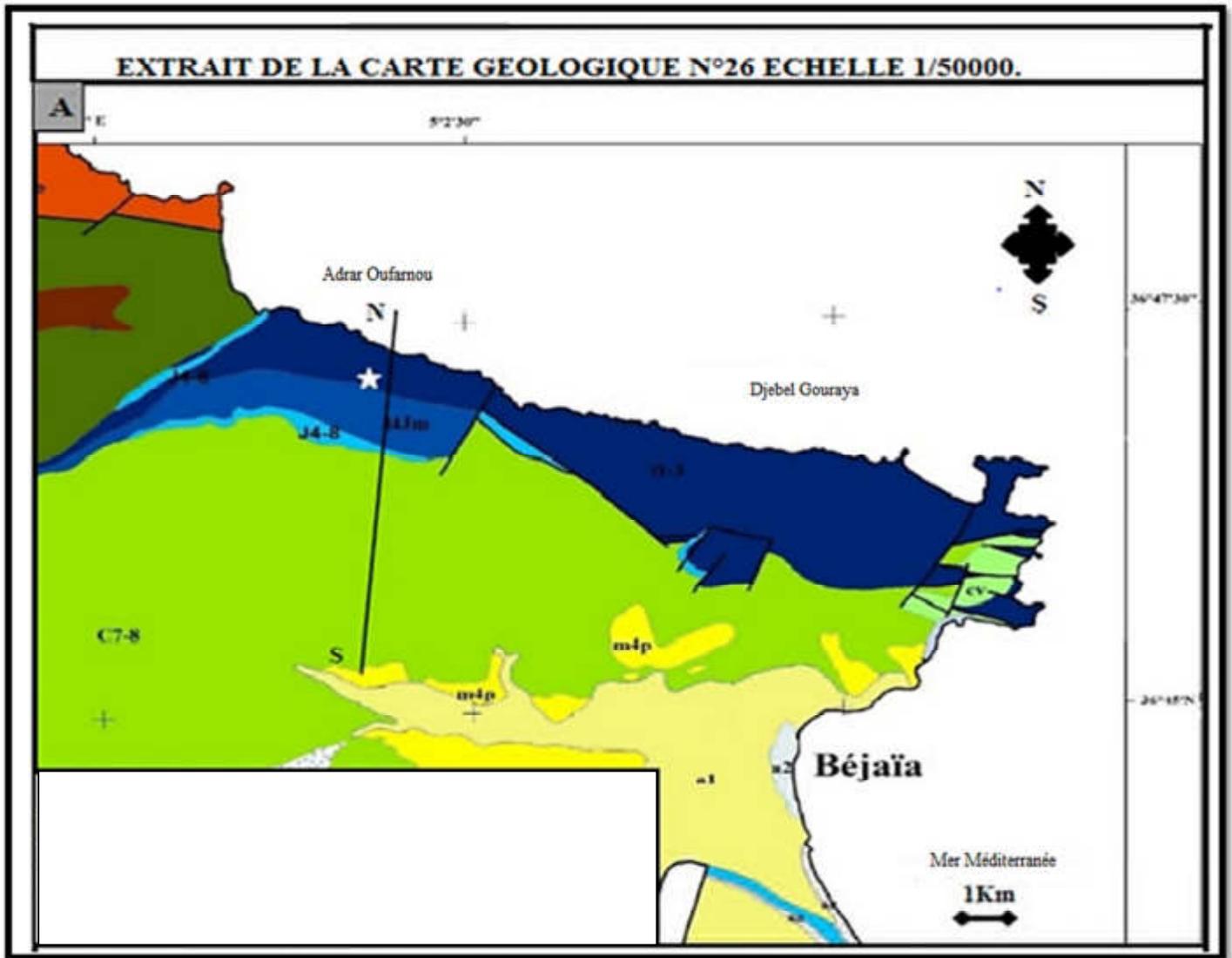


Figure II.3 : Carte géologique N°26 de Bejaia 1/50000.

II.3.2. Stratigraphie

Les formations du territoire sont constituées essentiellement de roches sédimentaires stratifiées. Elles sont formées à la base par des calcaires massifs et dolomies du lias inférieur et par des marnes et marno-calcaires du dogger vers le sommet.

Le gisement de calcaire d'Adrar Oufarnou est caractérisé par deux structures distinctes : une structure massive à la base et une structure stratifiée vers le sommet.

- **A la base** : Le niveau massif est formé de roches micritiques de couleur gris clair, caractérisé par des passages fossilifères riches en pseudo oolithes et débris de fossiles (brachiopodes, foraminifères, et lamellibranches), traversé par un réseau de fractures renfermant des remplissages calcitiques et /ou d'oxyde de fer et de manganèse.
- **Au sommet** : Le niveau stratifié est caractérisé par des bancs de calcaires gris bleuâtre renfermant des nodules du silex de taille millimétriques à centimétriques, vers le sommet, les bancs de calcaires sont parfois soulignés par des interfaces marneuses ainsi une fracturation intense avec des remplissages calcite et /ou d'oxyde de fer, et manganèse marqué par la présence de rares cristaux de pyrite et de fluorine.[1]

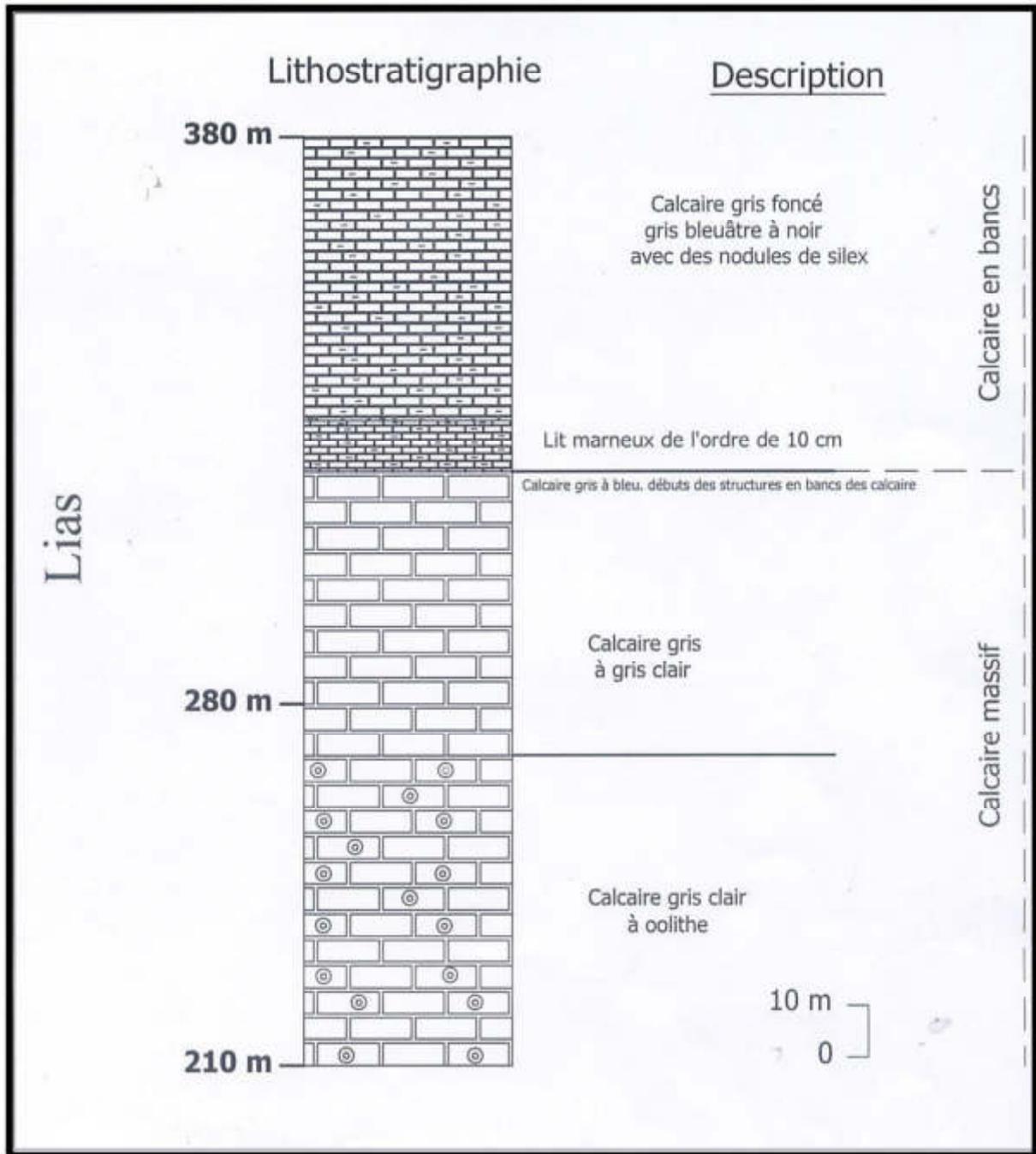


Figure II.4 : Log litho-stratigraphie de la carrière Adrar Oufarnou. [1]

II.3.3. Etude pétrographique

L'étude microscopique et macroscopique des échantillons prélevés sur toute la surface du gisement ont permis de distinguer trois variétés de calcaires :

- Calcaire organogène (calcaire mudstone) ;
- Calcaire détritique à débris fossilifères ;
- Pseudo-brèche à carbonates : cette dernière est prédominante. [1]

II.3.4. Tectonique

Le gisement de Adrar Oufarnou représente la partie Est du grand synclinal de direction subméridionale. Il est limité à l'Ouest par l'accident d'Aghbalou (N°70) qui le sépare d'Adrar Immola d'âge Crétacé. Dans la partie Est, une faille importante d'orientation N-E le sépare du massif calcaireux de Djebel Gouraya. Les calcaires du gisement ont un pendage monoclinale vers S-W. Les roches sont régulières suivant la direction et le pendage. L'étude géophysique a mis en évidence deux petites failles dans la partie centrale et Est du gisement. Deux types de fissures sont observés :

- Fissure parallèle à la stratification ;
- Fissures perpendiculaires au premier type et remplies par des filonnets de calcite ayant une puissance moyenne de 1m.

Le gisement est caractérisé aussi par la présence du phénomène karstique qui est observé sur toute l'assise exploitable. Il est plus développé dans sa partie Ouest. [1]

Conclusion

L'unité d'Adrar Oufarnou exploitant depuis 1978 un gisement de calcaire d'origine sédimentaire et produisant des matériaux destinés pour un usage large : la construction, les travaux publics et hydrauliques dans la wilaya de Bejaia et même les wilayas limitrophes pour répondre aux besoins de ses clients tout en assurant une exploitation rationnelle de son gisement.

Introduction

Ce chapitre est consacré à l'étude des travaux d'exploitation du gisement d'Adrar Oufarnou, pour cela nous avons commencé par le mode d'ouverture et le choix de la méthode d'exploitation; ensuite, la détermination des caractéristiques des éléments de systèmes d'exploitation, à savoir : le gradin, ce dernier considère l'élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert, le chapitre est terminé par les paramètres de forage et de tir, le chargement et transport.

III.1. Mode d'ouverture de la carrière

III.1.1 Le choix du mode d'ouverture

L'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend de quelques facteurs principaux qui sont les suivant :

1- Les facteurs géologiques

- La nature de relief ;
- La forme et les dimensions de la carrière ;
- La puissance de gisement ;
- La profondeur de la carrière ;
- L'angle de pendage de gisement.

Dans le cas de la carrière d'Adrar Oufarnou le gisement est à relief montagneux.

2- Les facteurs miniers

- La productivité de la carrière ;
- La durée de vie de la carrière ;
- La sécurité de travail de moyens de mécanisation.

3- Les facteurs économiques

- Les dépenses consenties pour la construction de la carrière (les dépenses capitales);
- Le rendement. [2]

Etant donné que le gisement destiné à l'extraction du calcaire est à relief montagneux, le mode d'ouverture distingué à ces types de gisements se fait par des "demi-tranchées d'accès" à partir du niveau 350 m jusqu'au sommet.

La forme du tracé de la demi-tranchée d'accès, dépend de la pente et des dimensions du flanc de couteau. Généralement ses formes sont :

- En serpentine ;
- Rectiligne ;
- Spirale.

Dans le cas de la carrière d'Adrar Oufarnou, la forme de la demi-tranchée est en serpentine.

La largeur du fond de la piste d'accès est définie par le type de transport utilisé ou par le mode de creusement, elle ne doit pas être inférieure à la somme de la largeur des moyens transports, de la distance de sécurité.

Le type de transport utiliser dans la carrière d'Adrar Oufarnou est le transport par camion, la circulation se fait à doubles voies pour les pistes principales, et une seule voie pour la piste secondaire ; la largeur minimale pour ce type de transport d'après la pratique est :

- Pour le transport à une seule voie : (5-9) m ;
- Pour le transport à double voie : (9-16) m.

Dans la carrière d'Adrar Oufarnou, le plan de la circulation des engins se fait à doubles voies piste d'accès.

III.1.2 Creusement de la demi-tranchée d'accès

La demi-tranchée d'accès est commencé à partir du niveau 350 m jusqu'au sommet du relief, la réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait par travaux de forage et de tirs, les trous sont forés avec des profondeurs qui varie de 0,8 jusqu'à 5m et de diamètre de 89 mm, dont le pendage est de 70° à 90°, les trous sont chargés et tirés. [3]

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

- Évacuation de Tout-Venant à l'aide du bulldozer pour nettoyage et préparation la plateforme de travail de 5m ;
- Après l'évacuation des roches abattus, introduction de la sondeuse, ce dernière pour prépare la volée avec des trous inclinées;
- Chargement des trous à explosif ;
- Tir des trous ;
- Évacuation des tas abattu par bulldozer.

Continuation des travaux jusqu'à obtention d'une largeur de 10m.

Paramètre de la piste d'accès :

- La longueur.....2450 m ;
- La pente..... (8°÷11°)

III.1.3 Paramètres technologiques des travaux des tranchées d'accès

Tableau III.1 : Principaux paramètres d'ouverture.

Paramètres	Symboles	Valeur	Unités
Angle de talus de demi-tranchés d'accès	Ad	65	Degré
Angle de talus de la tranchée de découpage	Bf	70	Degré
Largeur de demi-tranchée d'accès	L _a	11,94	M
Largeur de tranchée de découpage	L _d	23,47	M
Longueur de la demi-tranchée d'accès	L _t	2450	M
Longueur de la tranchée de découpage	L _b	200	M
volume de la tranchée de la demi-tranchée d'accès	V _a	104186,25	m ³
Volume de la tranchée de découpage	V _d	39926,25	m ³

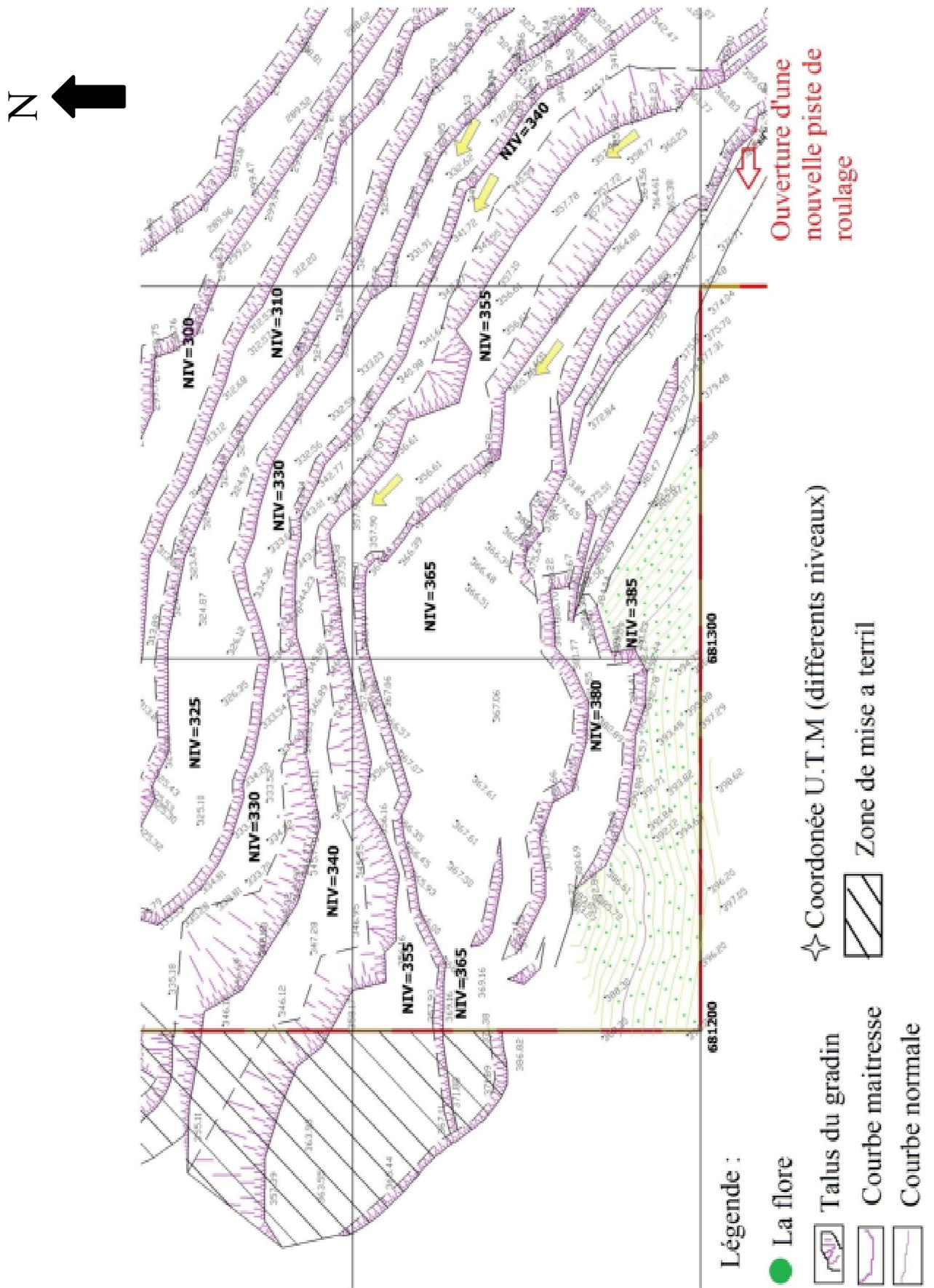


Figure III.1 : Schéma d'ouverture de la carrière d'Adrar Oufarnou au niveau supérieur 380°.

III.2 Méthode d'exploitation

III.2.1 Choix de la méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation doit tenir compte de la relation étroite qui existe entre les différents facteurs suivants :

- Caractéristiques géologiques du gisement.
- Dimensions du gîte.
- Puissance du stérile.
- Propriétés physico-mécaniques du minerai et du stérile.
- Production planifiée de la mine.
- Mode d'ouverture du gisement.
- Nombre d'engins miniers prévus.

A la base de l'interdépendance de ces facteurs, les chercheurs les plus réputés du domaine ont procédé à des classifications des méthodes d'exploitations. Parmi, ces classifications, on retient, celles du célèbre académicien Russe V.Rjevsky et E.Scheschko.

Suivant l'indice relatif à l'angle de pendage des gites, Rjevsky a divisé toutes les méthodes d'exploitations en deux groupes :

- Méthode d'exploitation continue: Destinée pour les gisements horizontaux et peu inclinés.
- Méthode d'exploitation de fonçage : Destinée pour les gisements inclinés et les gites dressant. [4]

Dans les conditions de la carrière d'Adrar Oufarnou, et suivant la classification de **M^r V.Rjevsky**, la méthode d'exploitation utilisée est par fonçage avec un bord exploitable.

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière d'Adrar Oufarnou, ou notre travail se porte sur le niveau supérieur, se fera en partant du niveau inférieur de 350 m jusqu'au sommet niveau supérieur 390 m par des gradins de hauteur variant de 11 jusqu'à 13m, c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir.

III.2.2 Régime de travail de la carrière d'Adrar Oufarnou

Tableau III.2 : Régime de travail de la carrière d'Adrar Oufarnou.

Production et nombre de jours	Symbole	Valeur	Unité
Production annuelle	Pa	500 000	t/an
Production mensuelle	Pm	41666	t/moi
Production journalière	Pj	2000	t/j
Nombre de poste par jour	N	2	Poste
Durée d'un poste de travail	Tp	8	Heure
Le nombre de poste par an	n_p	500	Poste
Nombre de jours ouvrables par an	Njo	250	Jour
Nombre de jours fériés et repos par an	Njf	116	Jour

III.2.3 Paramètres de la méthode d'exploitation

III.2.3.1 La hauteur des gradins "Hg"

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte de plusieurs facteurs dont :

- La sécurité des travaux miniers ;
- La productivité de la carrière ou mine à ciel ouvert ;
- La qualité des minéraux ;
- Les caractéristiques du gisement ;
- Le mode d'extraction ;
- Les moyens de productions ;
- Le volume des travaux capitaux.....etc.

D'après la dureté des roches, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement maximale des excavateurs (H_{cmax}) :

- Roches dures : $H_g \leq 1,5 H_{cmax}$;
- Roches tendres : $H_g \leq H_{cmax}$. [5]

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m. la hauteur des gradins au niveau de la carrière est comprise entre (11m à 13m) ce qui est conforme à la hauteur de sécurité, pour notre cas la hauteur du gradin est de **12m**.

III.2.3.2 La largeur d'enlevure "A"

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

- Les propriétés des roches;
- Le mode d'abattage des roches;
- Type et dimensions des engins de chargement. [6]

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à l'explosif, la largeur d'enlevure se détermine par la façon suivante :

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

W : La ligne de moindre résistance; W=3 m (paramètre existant) ;

n : Nombre de rangées ; n=3 rangées.

b : Distance entre 2 rangées successives ; b=3,31 m ;

Ils utilisent 3 rangées de trous.

$$A = 9,62 \text{ m}$$

III.2.3.3 La largeur de la plate-forme de travail "Lpt"

La largeur de la plate-forme de travail est déterminée en fonction des propriétés physique et mécaniques des roches, des dimensions du tas de roche abattues, des paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Dans les exploitations minières à ciel ouvert, on tache toujours de minimiser la largeur des plates-formes afin de réduire le taux de découverte, mais aussi elles doivent être suffisantes pour assurer des bonnes conditions de travail aux équipements minières afin qu'ils puissent assurer les meilleurs rendements. [6]

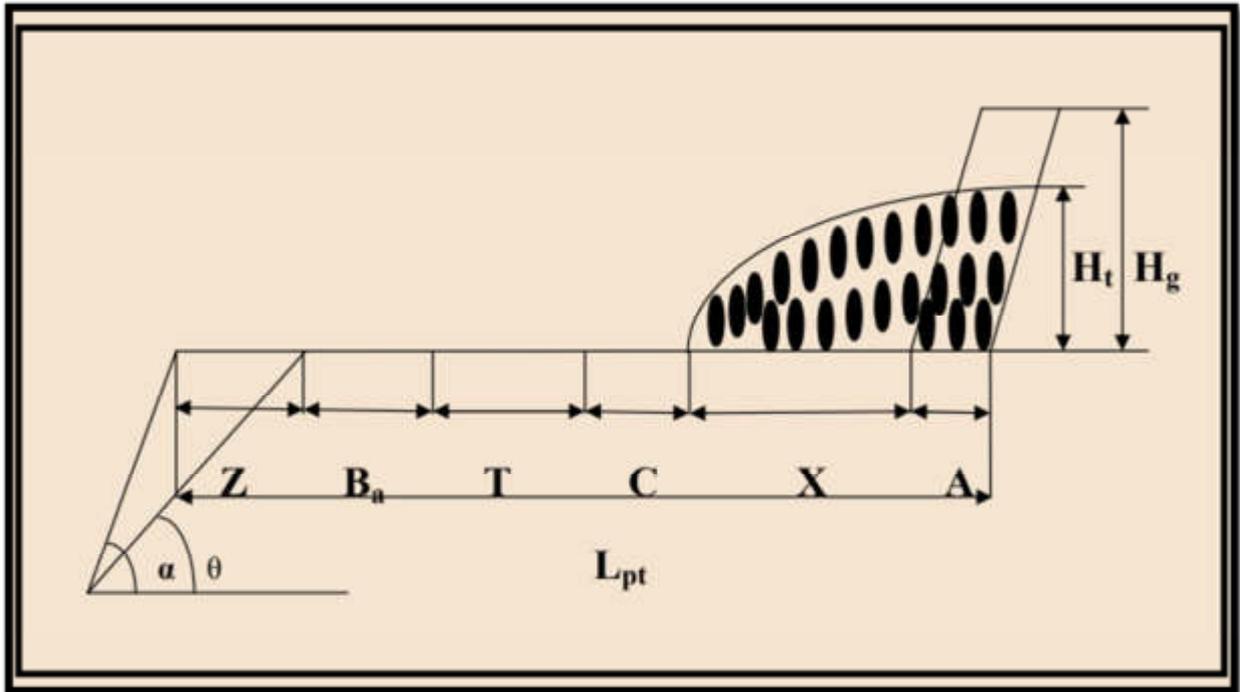


Figure III.2 : Schéma de plate-forme de travail (Abattage à l'explosif). [6]

Où :

A : Largeur d'enlevure ;

X : Largeur en dehors d'enlevure ;

C : Distance de sécurité ;

T : Berne de transport ;

B_a : Largeur de la bande auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installations auxiliaires ;

Z : Largeur prisme d'éboulement ;

L_{pt} : Largeur de plate-forme de travail ;

H_t : Hauteur du tas abattus ;

H_g : Hauteur de gradin ;

α : Angle de talus en activité ;

θ : Angle de talus en gradin.

Lors de l'emploi des travaux de forage et de tir, on détermine la largeur de la plate-forme de travail de la façon suivante :

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

Les paramètres de la plate-forme de travail actuel au niveau de la carrière sont les suivants :

- A : largeur d'enlevure, $A = 9,62$ m ;
- X : largeur réduite du tas de roches abattues, $X = 37,69$ m ;
- C : Distance de sécurité comprise entre le tas et la bande de transport, $C = 2,4$ m ;
- T : La largeur du chemin de transport, dans le cas d'Adrar Oufarnou, $T = 8,5$ m ;
- B_a : Largeur de la bande auxiliaire, $B_a = 3$ m ;
- Z : Largeur du prisme d'éboulement, (m)

Dans le cas de la carrière d'Adrar Oufarnou $Z = 2,4$ m

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

$$L_{pt} = 63,61 \text{ m.}$$

III.2.3.4 Les indices technico-économiques

III.2.3.4.1 Vitesse d'avancement du chantier

La vitesse de déplacement d'un chantier est considérée comme premier indice d'une méthode d'exploitation, elle dépend de la largeur d'enlevure et du rendement de l'engin de chargement (ou d'excavation), elle est déterminée par la formule : [6]

$$V_{ch} = \frac{Q_{ex}}{A * Hg}, \text{ (m / poste) ; (m / jour)}$$

Où :

- Q_{ex} : rendement de la chargeuse par poste ou par jour, m^3 / poste , m^3 / j .

La carrière d'Adrar Oufarnou dispose de 3 chargeuses avec des volumes de godet (3,2 - 2,02 - 4,6) m^3 , ces 3 chargeuses assurent une production postières (Pp) de 1000 t/j

$$Pp = 1000t/j = 370,37 \text{ m}^3/j$$

- Pour $Q_{ex} = 370,37 \text{ m}^3 / \text{j}$, on aura :

$$V_{ch} = \frac{370,37}{9,62 * 12}, \text{ (m / j)}$$

$$V_{ch} = 3,21 \text{ m / j.}$$

III.2.3.4.2 Vitesse d'approfondissement annuel des travaux miniers " V_{ap} "

C'est un indice utilisé lors de l'exploitation des gisements dressant et semi-dressant. L'approfondissement planifié d'une carrière ou mine à ciel ouvert est déterminé de la façon suivante : [6]

$$V_{ap} = \frac{H_f}{T_v} ; (m / an)$$

Où :

T_v : La durée de vie de la carrière, $T_v = 21$ ans (d'après les données pratiques) ;

H_f : La profondeur finale de la carrière, m ;

$$H_f = N_s - N_i$$

Tel que :

- N_s : Le niveau le plus haut de la carrière, $N_s = 390$ m ;
- N_i : Le niveau le plus bas de la carrière, $N_i = 210$ m.

Donc :

$$H_f = 390 - 210 = 180 \text{ m ;}$$

Alors :

$$V_{ap} = \frac{180}{21} = \mathbf{8,57 \text{ m / an.}}$$

Tableau III.3 : Les paramètres de la plate-forme de travail.

Paramètres	Désignation	Valeur	Unités
Hauteur de gradin	H _g	12	M
Largeur d'enlevure	A	9,62	M
Largeur de plate-forme de travail	L _{pt}	63,61	M
Largeur en dehors d'enlevure	X	37,69	M
Distance de sécurité	C	2,4	M
Largeur prisme d'éboulement	Z	2,4	M
Largeur de la bande auxiliaire	B _a	3	M
Largeur de la berne de transport	T	8,5	M
Angle de talus en activité	α	65	°
Angle de talus de gradin	θ	75	°

III.3 Travaux de forage et de tir

III.3.1 Le forage

La technologie de forage et de perçage joue un rôle majeur dans l'industrie minière algérienne. En effet, il serait juste de dire que l'optimisation des paramètres de forage est une partie intégrante de la réussite économique ou l'échec de toute exploitation minière.

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

Le mode de forage dépend :

- Des propriétés physiques et mécaniques des roches ;
- Du diamètre de trou à forer ;
- Du la hauteur du gradin ;
- De la longueur (profondeur) du trou à réaliser. [5]

Les engins de forage utilisés dans la carrière d'Adrar Oufarnou sont deux types : La sondeuse **ATLAS COPCO 580Y** et le **chariot de forage**, les deux ont le mode de forage roto percutant. Et ce en relation avec les données de la roche.

Tableau III.4 : Caractéristique physico-mécanique de la roche.

Masse Volumique Réelle (t/m³)	2.7
Absorption d'eau (%)	0.24
Porosité (%)	0.64
Résistance en compression simple (MPa)	130
Coef. Los-Angeles	26

III.3.1.1 Caractéristiques techniques de la sondeuse

Tableau III.5 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO 580Y

Marque	ATLAS COPCO
Type	ECM-580Y
Puissance de moteur	127 KW
Diamètre des trous	89mm
Direction de forage	60°-90°
Vitesse de rotation	0-132 tr/min
Vitesse de déplacement	3Km/h
Profondeur maximal de forage	30m
Force de traction	78,5KN
poids	10,5t



Figure III.3 : Sondeuse ATLAS COPCO 580Y (prise à Adrar Oufarnou).

III.3.1.2 Caractéristiques de chariot de forage**Tableau III.6** : Caractéristiques du chariot de forage.

Marque	ATLAS COPCO
Type	YAS- 940
Puissance de moteur	187 KW
Diamètre des trous	89-102mm
Direction de forage	60°-90°
Vitesse de rotation	0-120 tr/min
Vitesse de déplacement	3Km/h
Profondeur maximal de forage	18m
Force de traction	65,5KN

III.3.2 Travaux de tir

Dans la carrière d'Adrar Oufarnou ils utilisent 2 types d'explosif

- La marmanite ;
- Anfomil .

III.3.3 Paramètre de tir (paramètres existants dans la carrière d'Adrar Oufarnou)

Tableau III.7 : Paramètres de forage et de tir.

<u>Paramètres</u>	<u>Valeur</u>	
Hauteur du gradin (m)	12	
Longueur de sous forage (m)	0,9	
Diamètre des trous de mines (mm)	89	
Distance de la ligne de moindre résistance (m)	3	
Intervalle entre les rangé (m)	3,31	
Intervalle entre les trous (m)	3,9	
Inclinaison des trous (degré)	5	
Nombre de rangées	3	
Hauteur de bourrage supérieur (m)	2	
Hauteur de bourrage intermédiaire (m)	1	
Hauteur de la charge supérieure (m)	3,5	
Hauteur de la charge inférieure (m)	5,5	
Nombre de trous par rangées	1/9 - 2/8 - 3/7	
Construction de la charge explosive	Continue-discontinue	
Nature de bourrage	<ul style="list-style-type: none"> – Gravier 0/25 – 3/8 – Débris de la roche fragmenté 	
Mode de bourrage	Bourrage finale et intermédiaire	
Mode d'amorçage des trous	Hors de trous	
Quantité d'explosif totale (kg)	1080	
Quantité instantanée utilisée (kg)	90	
Dits la plus proche des constructions (m)	300	
Consommation spécifique (kg /m³)	0,35	
Charge de pied (marmanit 3)	Poids de la cartouche (kg)	2,5
	Longueur de la cartouche (cm)	75
Charge de colonne (anfomil)	Poids sac (kg)	25
	Capacité métrique (kg/m)	9

III.4 Chargement et transport

III.4.1 Chargement

Le chargement du Tout-Venant se fait avec la pelle excavatrice du type CATERPILLAR 345D sur chenilles de capacité de godet de 3.2m³. [8]

Le cycle de travail d'une pelle excavatrice comprend quatre opérations essentielles :

- Pénétration du godet dans le tas du TVC ;
- 1^{ère} Rotation axiale vers le lieu de déversement ;
- Déchargement du godet ;
- 2^{ème} rotation axiale à la position initiale.



Figure II.4 : Pelle excavatrice CAT 345D (prise à Adrar Oufarnou).

III.4.1.1 Moyens matériels

Les moyens matériels utilisés pour assurer le chargement au niveau de la carrière Adrar Oufarnou sont de types suivant :

Tableau III.8 : Caractéristiques des pelles utilisées dans la carrière d'Adrar Oufarnou.

Désignation des équipements	Type	Affectation	Capacité de godet (m ³)	Capacité en tonne (t)	Année d'acquisition	Rendement tonne /poste
pelle excavatrice sur chenilles	CAT 345D	Carrière	3.2	5.12	2011	2381
pelle excavatrice sur chenilles	DOOSAN DX420 LCA	Carrière	2.02	3.23	2013	2061
chargeuse sur pneus	JOHN DEERE 724K	Carrière / station	5	7.36	2017	1738

N.B: le taux de disponibilité est exprimé à la base des données en fin Septembre 2021.

Le rendement de la pelle se déterminé comme suit :

$$R = 3600 * E_g * K_r * k_u * T_p * \gamma / T_c * K_f; \text{ (t / poste)}$$

Où:

E_g = Capacité du godet..... $E_{g\text{ CAT}} = 3.2 \text{ m}^3$, $E_{g\text{ J-Deere}} = 5 \text{ m}^3$, $E_{g\text{ Doosan}} = 2.02 \text{ m}^3$;

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

T_p = Durée d'un poste..... $T_p = 7\text{h}$;

K_u = Coefficient d'utilisation..... $K_u = 0,66$;

K_f = Coefficient de foisonnement..... $K_f = 1,6$;

T_c = Temps cycle des pelles..... $T_{c\text{ CAT}} = 32\text{s}$ / $T_{c\text{ J-Deere}} = 45\text{s}$ / $T_{c\text{ Doosan}} = 32\text{s}$;

γ = Densité de la roche..... $\gamma = 2.7(\text{t/m}^3)$;

Donc :

$$R_{\text{doosan}} = 3600 * 2.02 * 0.8 * 0.96 * 7 * 2.7 / 32 * 1.6 = \mathbf{2\ 061\ t / poste.}$$

$$R_{\text{J-Deere}} = 3600 * 5 * 0.8 * 0.46 * 7 * 2.7 / 45 * 1.6 = \mathbf{1\ 738\ t / poste.}$$

$$R_{\text{CAT}} = 3600 * 3.2 * 0.8 * 0.70 * 7 * 2.7 / 32 * 1.6 = \mathbf{2\ 381\ t / poste}$$

- ✓ Pour l'année 2022, l'unité prévoit l'affectation de la pelle chargeuse J-Deere avec un camion pour les travaux de découverte.
- ✓ Les moyens de chargement TVC sont satisfaisants pour les besoins de la production.

III.4.2 Transport

Vue le relief montagneux de la carrière d'Adrar Oufarnou, Le transport est assuré par des dumpers (camions) de marque et de capacités des bennes différentes (tableau III.9).

Tableau III.9 : Types des camions utilisés dans la carrière.

Type de camion	Capacité Eb (t)	Rendement (t/p)
Terex TA 400	32	460.8
Astra BM35 « 32 »	28	313.6
Astra RD 32	25	320
Astra RD 28	22	281



Figure III.5 : Camion terex (prise à Adrar Oufarnou).

Conclusion

L'ouverture du gisement d'Adrar Oufarnou, a été faite par des demi-tranchées d'accès, la forme générale de l'ensemble de ces derniers est en serpentine, la méthode d'exploitation se fait par fonçage avec un seul bord exploitable.

Pour assurer l'opération de chargement et de transport ils utilisent quatre camions, deux chargeuses.

Introduction

Dans ce chapitre nous abordons les problèmes qui se posent aux niveaux supérieurs de la carrière d'Adrar Oufarnou, à cause de présence des cavités, des failles, une grande quantité d'argile se regroupe dans ces dernières.

Pendant le tir ils tombent toujours sur le problème des hors gabarit et des pieds de gradin, d'où on a essayé de trouver une solution pour réduire ce genre de problème.

IV.1 Présentation d'un bloc au niveau 380°

Ce schéma présente une faille et les poches d'argile au niveau 380°

Ce gradin est composé de :

- Calcaires stratifiés ;
- Des poches d'argile ;
- De cavité ;
- De fissures.

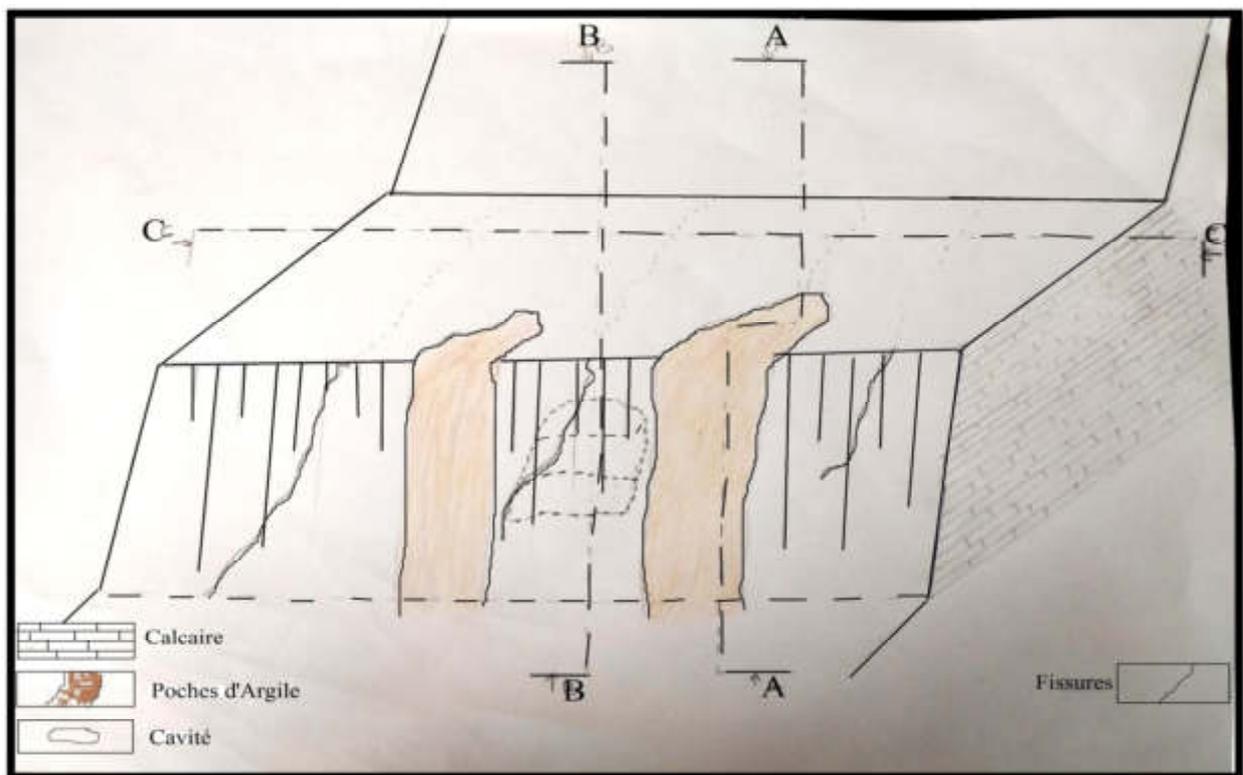


Figure IV.1 : Représentation du gradin.

IV.1.1 Illustration des coupes au niveau du gradin

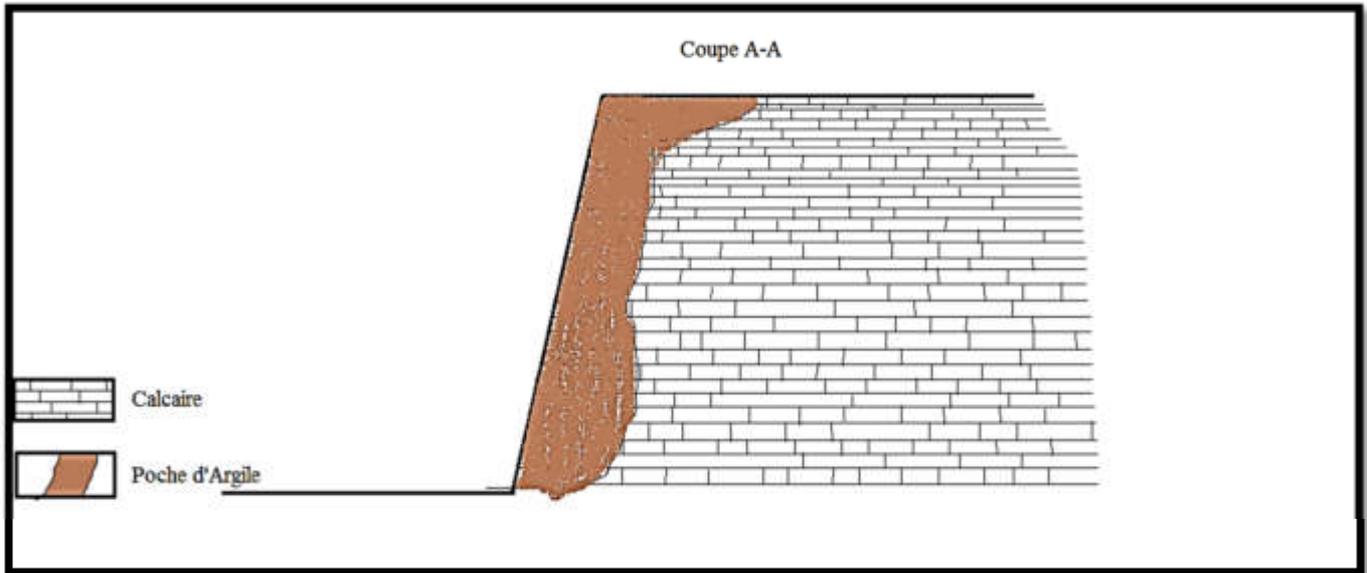


Figure IV.2 : (Coupe A-A) représentative des poches d'Argile.

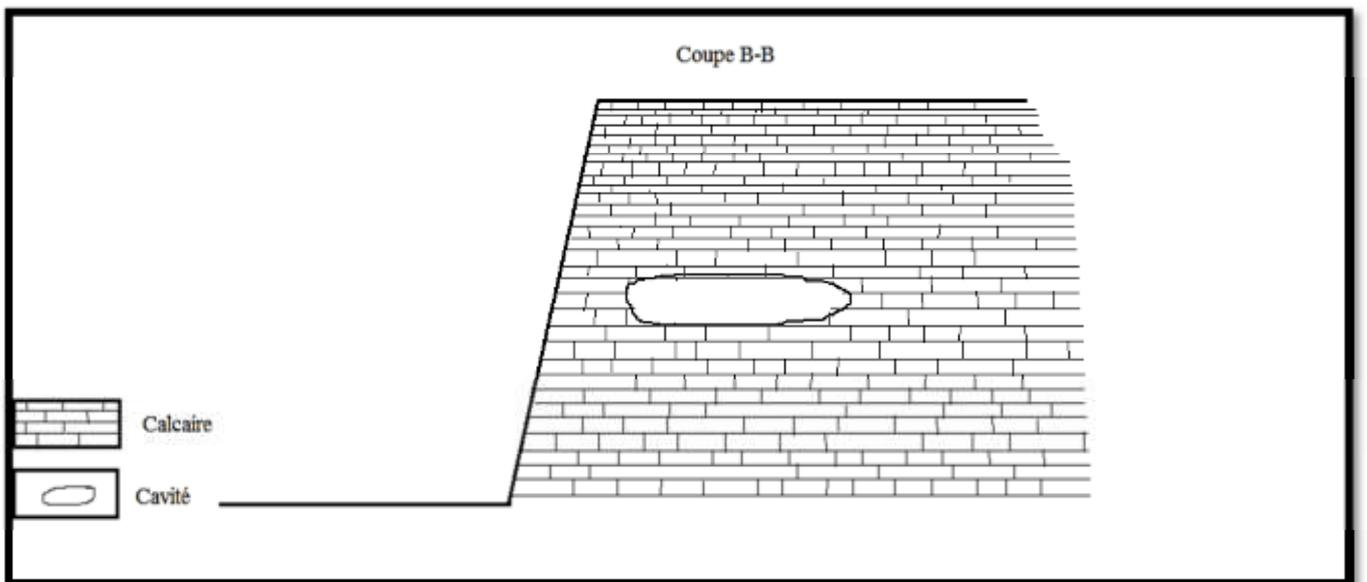


Figure IV.3 : (Coupe B-B) représentative de la cavité.

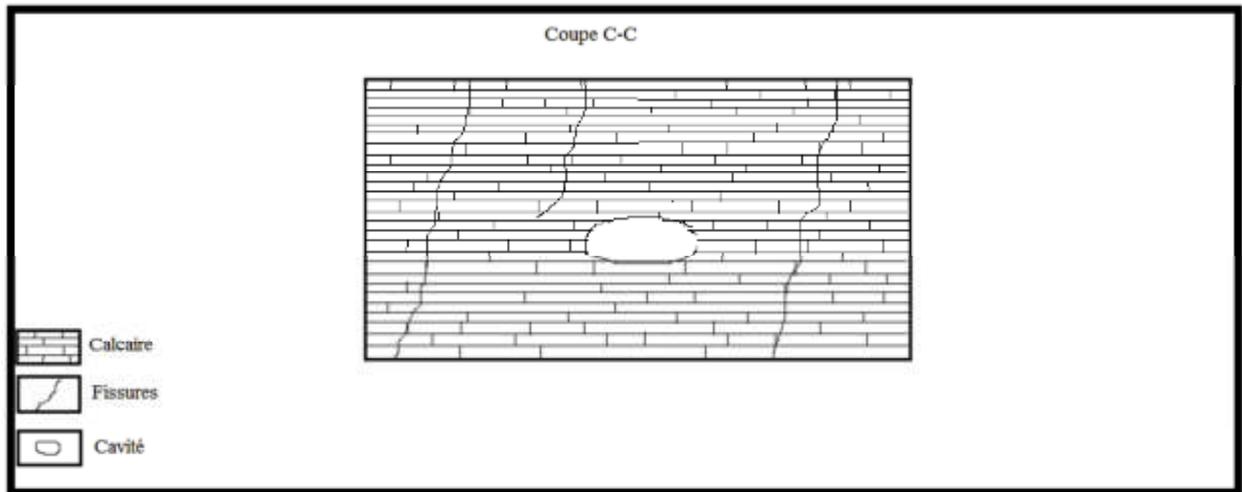


Figure IV.4 : Coupe C-C représentation des fissures et de la cavité.

IV 1.2 Solution adapté au niveau de la carrière



Figure IV.5 : présentation des poches d'Argile au talus du gradin (photo prise à Adrar Oufarnou).

- ✓ Concernant les poches d'argile qui se trouvent au talus du gradin, elles sont enlevées par une pelle excavatrice, puis l'adaptation d'un plan de tir avec ses paramètres selon la forme géométrique et les propriétés des roches. Voir (figureIV.6)



Figure IV.6 : débarrasement des poches d'argile (au talus du gradin) par une pelle excavatrice (photo prise à Adrar Oufarnou).

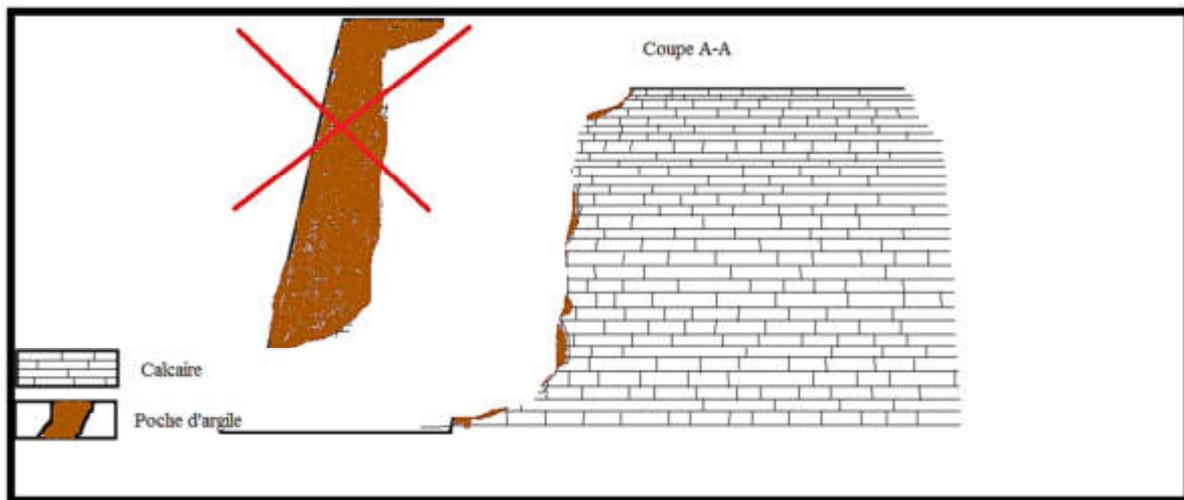


Figure IV.7 : Coupe représentative du dégagement.

- ✓ Pour les cavités on opte à une solution d'utiliser des tuyaux en PVC pour la maintenir, afin d'éviter les pertes d'explosifs qui vont occuper le vide ainsi le dégagement des gaz, puis utiliser le bourrage intermédiaire au niveau des cavités. La cavité présente au niveau du bloc a une épaisseur de 1,5 m et une largeur de 2,5 m.
- ✓ Concernant les fissures qui sont visible à la surface, la disposition des trous seront pris en considération à fin d'éviter des plus grosses fissurations. Le choix de l'explosif s'effectue à partir des caractéristiques mécaniques des roches, dans notre cas se sont des roches stratifiées. Ces genres de roches ont besoin de beaucoup d'effet de gaz pour achever la fragmentation par rapport à l'effet de choc à fin de dégager tout le massif.

IV.2 Paramètres existant au niveau de la carrière

Donnés existant :

Hg : Hauteur de gradin.....Hg= 12 m ;

Dtr : Diamètre de trou.....Dtr = 89mm ;

β : Inclinaison des trous..... $\beta = 85^\circ$;

f : Dureté de la roche.....f = 9 ;

E : Capacité du godet..... E = 3,2 m³.

IV.2.1 La consommation spécifique en projet de l'explosif

$$q_p = q_{et} * k_{ex} * k_f * k_d * k_c * k_v * k_{sd} ; (g / m^3)$$

Où :

- q_{et} : Consommation spécifique étalon ;

$$q_{et} = 0,02 * (\delta_{comp} + \delta_{tr} + \delta_{dép}) + 2 * \gamma ; (g / m^3)$$

Où :

δ_{comp} : Limite de la résistance de compression, kgf/cm²

Donc :

$$\delta_{comp} = 100 * f$$

$$\delta_{comp} = 100 * 9$$

$$\delta_{comp} = 900 \text{ kgf/cm}^2.$$

δ_{tr} : Limite de la résistance à la traction, kgf/cm²

$$\delta_{tr} = (0,08 \div 0,12) \delta_{comp} ;$$

$$\delta_{tr} = 0,106 * 900$$

$$\delta_{tr} = 95,4 \text{ kgf/cm}^2.$$

$\delta_{dép}$: Limite de la résistance au déplacement, kgf/cm²

$$\delta_{dép} = (0,2 \div 0,33) \delta_{comp} ;$$

$$\delta_{dép} = 0,28 * 900$$

$$\delta_{dép} = 252 \text{ kgf/cm}^2.$$

γ : La masse volumique de la roche, (t/m³), $\gamma = 2.7 \text{ t/m}^3$

Donc :

$$q_{et} = 0,02 * (900 + 95,4 + 252) + 2 * 2,7 ;$$

Donc :

$$q_{et} = 30,348 \text{ g/m}^3.$$

- k_{ex} : Coefficient qui tient compte de la différence d'aptitude au travail de l'explosif étalon à celle de l'explosif utilisé.

$$k_{ex} = \frac{A_{et}}{A_u} ;$$

A_{et} et A_u sont respectivement les aptitudes au travail de l'explosif étalon et de l'explosif utilisé.

A_{et} : Aptitude de travail de l'explosif étalon ; $A_{et} = 360 \text{ cm}^3$ (Ammonite).

A_u : Aptitude de travail de l'explosif utilisé ;

$$A_u = \frac{A_{anf} * 85\% + A_{amar} * 15\%}{100} \text{ cm}^3 ;$$

$A_{anf} = 320 \text{ cm}^3$ (anfomil) explosif en colonne.

$A_{amar} = 360 \text{ cm}^3$ (marmanit III) explosif d'amorçage.

$$A_u = \frac{320 * 85\% + 360 * 15\%}{100}$$

$$A_u = 326 \text{ cm}^3.$$

Donc :

$$K_{ex} = \frac{360}{326} ;$$

$$k_{ex} = 1,10.$$

- k_f : Coefficient de l'influence de la fissuration du massif.

$$K_f = 1,2 * l_m + 0,2 ;$$

Où :

l_m : Distance moyenne entre deux fissures, pour notre cas elle est de 0,5m

Donc :

$$K_f = 1,2 * 0,5 + 0,2$$

$$K_f = 0,8$$

- k_d : Coefficient tenant compte du degré de la fragmentation demandée.

Où :

$$K_d = \frac{0,5}{d_m} ;$$

d_m : Dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée; m.

$$d_m = 0,17 * \sqrt[3]{E} ; (\text{m})$$

Donc :

$$d_m = 0,25 \text{ m}$$

Donc :

$$K_d = \frac{0,5}{0,25} = 2.$$

- k_c : Coefficient tenant compte du degré de concentration réelle de la charge il dépend du diamètre des trous.

Donc :

$$K_c = 1$$

- K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume :

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_g}} \text{ si } H_g \leq 15 \text{ m.}$$

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{H_g}{15}} \text{ si } H_g > 15 \text{ m}$$

$H_g = 12 \text{ m}$, donc $K_v = 1,08$.

- k_{sd} : Coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées.

Dans notre cas c'est 3 surfaces libres, donc $K_{sd} = 6$

Donc :

$$q_p = 30,348 * 1,10 * 0,8 * 2 * 1,07 * 0,8 * 6$$

$$q_p = 274,32 \text{ g / m}^3 = 0,27 \text{ kg / m}^3.$$

IV.2.2 Paramètres liées à l'emplacement des trous dans le gradin

IV.2.2.1 La ligne moindre résistance

Pour une résistance à la destruction I_{des} difficile nous avons donc : $W = 35 * D_{tr}$,

Donc :

$$W = 35 * 0,089 = 3,11 \text{ m.}$$

IV.2.2.2 Distance entre deux trous dans une rangée

$$a = m * W ; (m)$$

m : coefficient de rapprochement des trous.

D'où : $m = 1,66 - 0,066 * f$; $m = 1,066$;

Donc :

$$a = 1,066 * 3,11 = \mathbf{3,31 \text{ m.}}$$

IV.2.2.3 Distance entre deux rangés de trou

On utilise un tir à micro-retard..... $b = W$;

Donc :

$$b = \mathbf{3,11 \text{ m.}}$$

IV.2.3 Paramètres liés aux trous

IV.2.3.1 Longueur d'excès de forage

$$L_{ex} = K * W ; (\text{m})$$

Où :

$K = 0,2$, il se détermine à partir de l'angle d'inclinaison.

Donc :

$$L_{ex} = 0,2 * 3,11 = \mathbf{0,62 \text{ m.}}$$

IV.2.3.2 Longueur de trou

$$L_t = \frac{Hg}{\sin \beta} + L_{ex} ; (\text{m})$$

D'après les données déjà existantes on peut déterminer la longueur du trou ;

D'où :

$$L_t = \frac{12}{0,99} + 0,62 = \mathbf{12,74 \text{ m.}}$$

IV.2.4 Paramètres liés à la construction de la charge

IV.2.4.1 Volume à abattre par trou

$$V_{tr} = a * W * H_g ; (\text{m}^3)$$

Donc :

$$V_{tr} = 3,11 * 3,31 * 12 = 123,52 \text{ m}^3.$$

IV.2.4.2 Quantité d'explosif dans un trou

$$Q_{tr} = q * V_{tr} ; (\text{kg} / \text{trou})$$

Où :

$$Q = 0,27 * 123,52 = 33,35 \text{ kg} / \text{trou}.$$

IV.2.4.3 Charge métrique des trous

$$P = \frac{\pi}{4} * D_t^2 * \Delta ; (\text{Kg} / \text{m})$$

Δ : La densité moyenne des explosifs ;

$$\Delta = \frac{\Delta_1 * x\% + \Delta_2 * y\%}{100} ;$$

x et y sont respectivement la densité d'encartouchage de l'explosif utilisé.

x pour l'Anfomil = 0,85g/cm³ et y pour la Marmanite 3 = 1g/cm³.

N.B : le bloc contient des roches stratifier avec une longueur moyenne de 0,5 m, ce qui fait il nécessite un effet de pousser plus que l'effet de brisance, donc théoriquement on utilise 85% d'Anfomil et 15% de Marmanite.

Où :

$$\Delta = \frac{85 * 0,85 + 15 * 1}{100} ;$$

$$\Delta = 0,872 \text{ g} / \text{cm}^3 = 872 \text{ kg} / \text{m}^3.$$

Donc :

$$P = \frac{3,14}{4} * (0,089)^2 * 872 = 5,42 \text{ kg} / \text{m}.$$

A partir du résultat obtenu on calcule les paramètres de la charge comme suite.

IV.2.4.4 Longueur de la charge dans un trou

$$L_{ch} = \frac{Q_{ex}}{p} ; (\text{m})$$

Donc :

$$L_{ch} = \frac{33,35}{5,42} = 6,15 \text{ m}.$$

IV.2.4.5 Longueur de bourrage total

$$L_b = L_t - L_{ch} ; (m)$$

Où :

$$L_b = 12,74 - 6,15 = 6,59 \text{ m.}$$

IV.2.4.6 Longueur de bourrage de bouchon

$$0,7 * W \leq L_{bb} \leq W ; (m)$$

Donc : $L_{bb} = 0,87 * W$; $L_{bb} = 0,87 * 3,11 = 2,7 \text{ m.}$

IV.2.4.7 La longueur de bourrage intermédiaire

$$L_{bint} = L_b - L_{bb} ; (m)$$

Donc :

$$L_{bint} = 6,59 - 2,7 = 3,89 \text{ m.}$$

IV.2.4.8 La longueur de la charge supérieure

$$L_{ch s} = 1,2 * W ; (m)$$

Donc :

$$L_{ch s} = 1,2 * 3,11 = 3,73 \text{ m.}$$

IV.2.4.9 La longueur de la charge inférieure

$$L_{ch i} = L_{ch} - L_{ch s} ; (m)$$

Donc :

$$L_{ch i} = 6,15 - 3,73 = 2,42 \text{ m.}$$

IV.2.4.10 Calcul de nombre de cartouche dans le trou

$$Nc = \frac{Q_{mar}}{P_{car}} ;$$

Où :

Q_{mar} : Quantité de marmanite dans le trou ;

P_{car} : Poids d'une cartouche.

D'où :

$$Q_{mar} = Q_{tr} * 15\% = 33,35 * 0,15 = 5,0025 \text{ kg.}$$

Donc :

$$N_c = \frac{5,0025}{2,5} = 2,001 = 3 \text{ cartouches.}$$

Donc on utilise 3 cartouches de Marmanite, 2 dans la partie inférieure et 1 dans la partie supérieure. Et la quantité de Marmanite sera égale = 7,5 kg.

Donc par la règle de trois :

$$33,35\text{kg} \rightarrow 100\%$$

$$7,5 \text{ kg} \rightarrow x$$

Donc :

$$x = \frac{7,5 * 100}{33,35} = 22,48\%$$

Réellement on utilise 22,48% de Marmanite et 77,52% d'Anfomil.

En partant de ces nouveaux pourcentages réels, on recalcule les paramètres en qui la charge métrique influe par son changement.

a) La charge métrique (p')

$$P' = \frac{\pi}{4} * D_t^2 * \Delta ; (\text{Kg} / \text{m})$$

D'où :

$$\Delta' = \frac{\Delta' 1 * x\% + \Delta' 2 * y\%}{100} ;$$

Donc :

$$\Delta' = \frac{77,52 * 0,85 + 22,48 * 1}{100} ;$$

$$\Delta' = 0,883 \text{ g} / \text{cm}^3 = 883 \text{ kg} / \text{m}^3.$$

Donc :

$$P' = \frac{3,14}{4} * (0,089)^2 * 883 = 5,49 \text{ kg} / \text{m}.$$

b) Longueur de la charge (L_{ch}')

$$L_{ch}' = \frac{Q_{ex}}{p'} ; (\text{m})$$

Donc :

$$L_{ch}' = \frac{33,35}{5,49} = 6,07 \text{ m.}$$

c) Longueur de bourrage (L_b')

$$L_b' = L_t - L_{ch}' ; (\text{m})$$

Où :

$$L_b' = 12,74 - 6,07 = 6,67 \text{ m.}$$

d) Longueur de bourrage intermédiaire (L_{bint}')

$$L_{bint}' = L_b' - L_{bb} ; (\text{m})$$

Donc :

$$L_{bint}' = 6,77 - 2,7 = 4,07 \text{ m.}$$

e) Longueur de la charge inférieure (L_{chi}')

$$L_{chi}' = L_{ch}' - L_{chs} ; (\text{m})$$

Donc :

$$L_{chi}' = 6,07 - 3,73 = 2,34 \text{ m.}$$

IV.2.5 Volume du bloc

N.B : La surface du bloc est de 318m^2 , après dégagement des poches d'argile d'une surface de $8,5\text{m}^2$, la surface alors devient $309,5 \text{ m}^2$.

$$V_b = \text{surface} * H_g ; (\text{m}^3)$$

Donc :

$$V_b = 309,5 * 12 = 3714 \text{ m}^3.$$

IV.2.6 Nombre de trou

$$N_{tr} = \frac{Q_{tot}}{Q_{tr}} ;$$

Q_{tot} : La quantité d'explosif totale dans le bloc ; (kg)

$$Q_{tot} = V_b * q ; (\text{kg})$$

Donc :

$$Q_{tot} = 3714 * 0,27 = 1002,78 \text{ kg.}$$

D'où :

$$N_{tr} = \frac{1002,78}{33,35} = 31 \text{ trous.}$$

IV.2.7 Rayon de sécurité

On la calcule par la formule de rayon de sécurité

Tir à retard donc : $R_s = 29 * \sqrt{\frac{Q_{tot}}{N}}$

Où :

N : nombre de détonation par tir ; N = 13

Donc :

$$R_s = 29 * \sqrt{\frac{1002,78}{13}} = 254,7 \text{ m.}$$

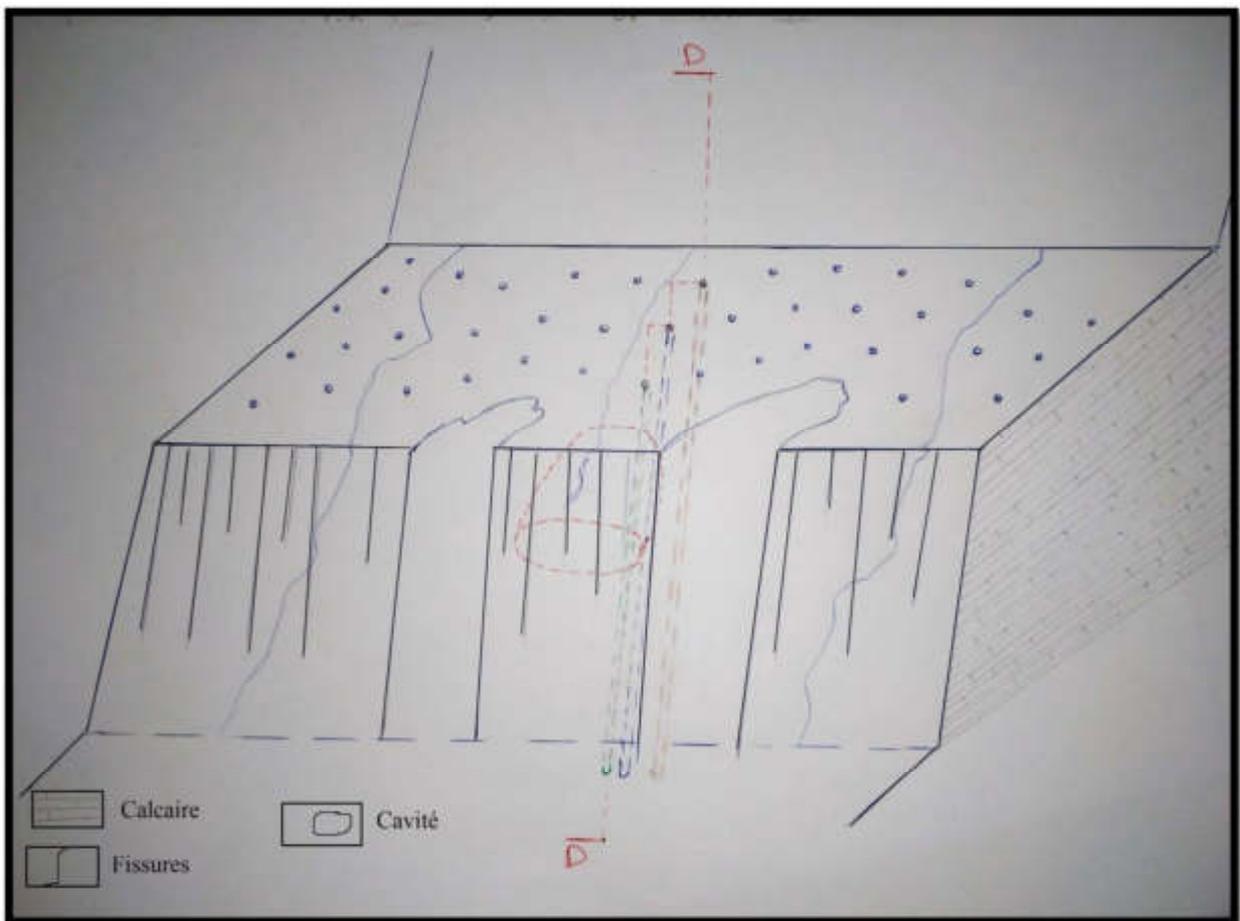


Figure IV.8 : Schéma de disposition des trous au niveau du gradin.

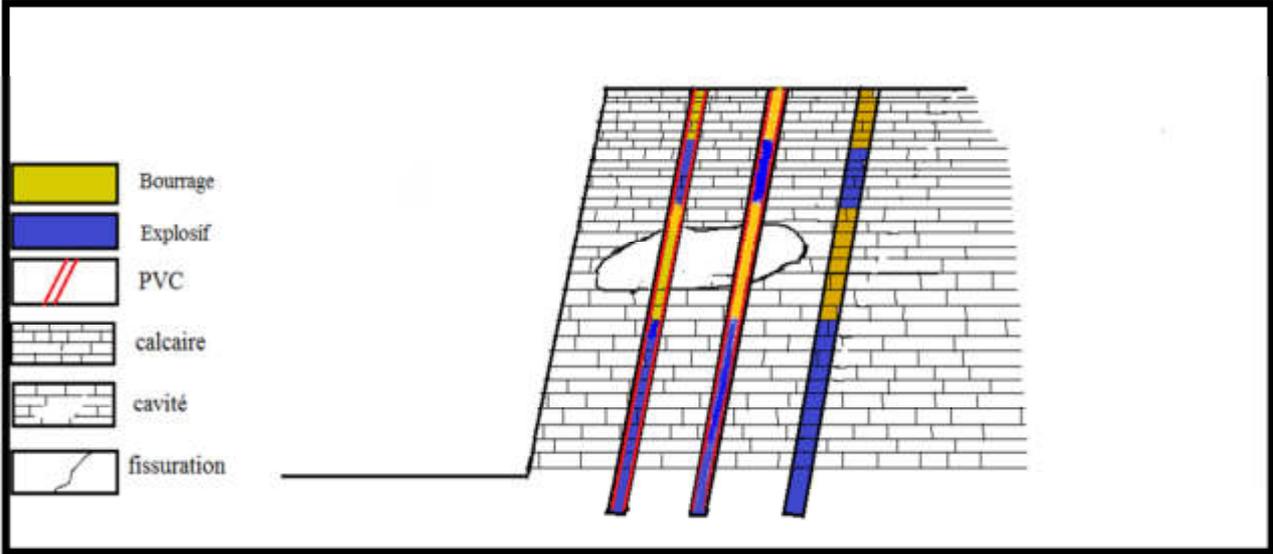


Figure IV.9 : (Coupe D-D) Trou rempli par la charge et le bourrage.

IV.3 Schéma de tir d'Adrar Oufarnou

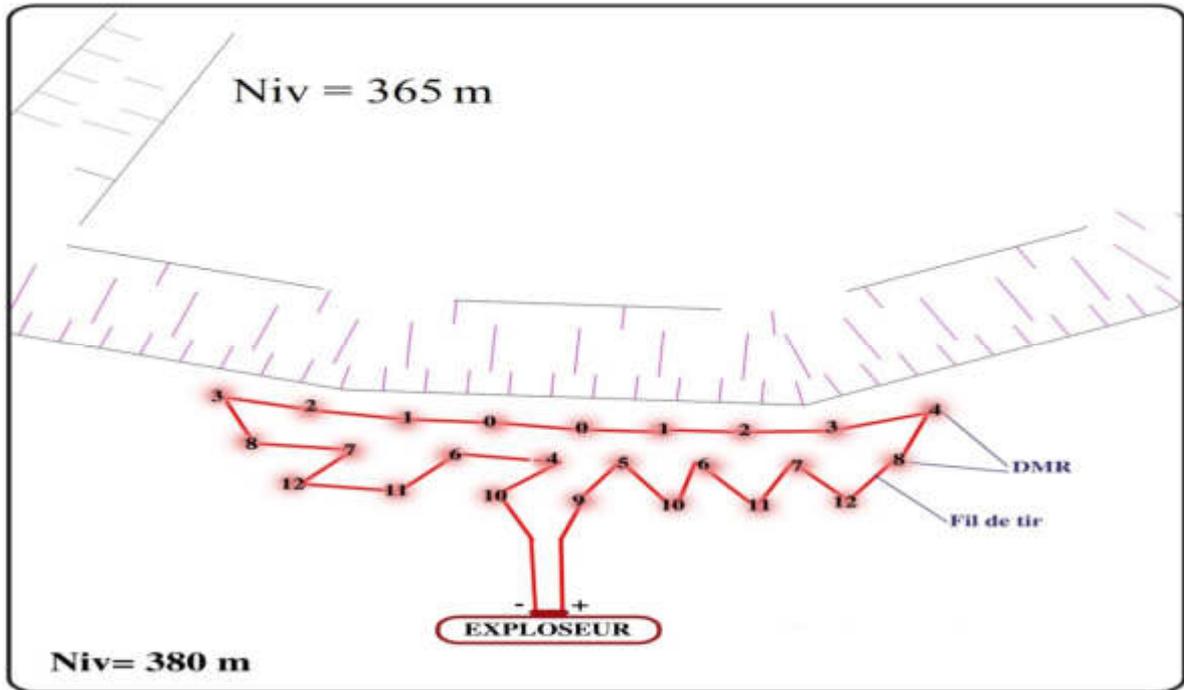


Figure IV.10 : Schéma de tir d'Adrar Oufarnou.

IV.3.1 Schéma de tir proposé

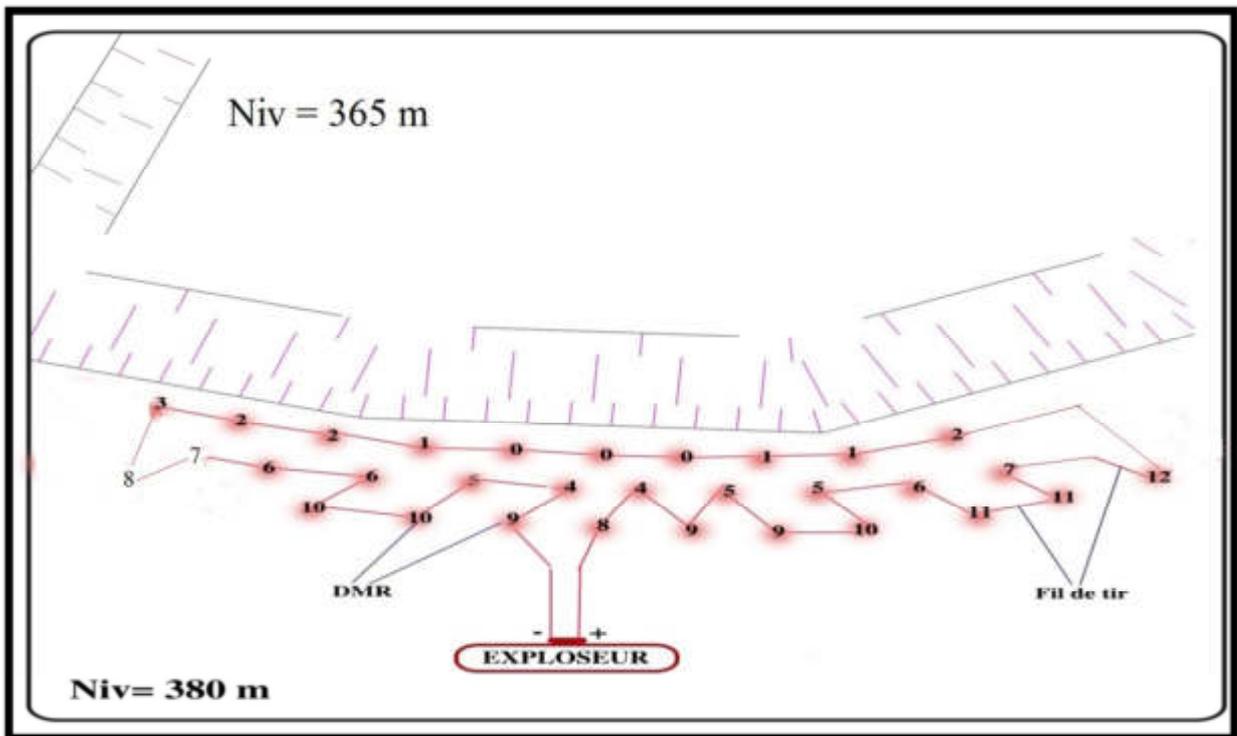


Figure IV.11 : Schéma de tir proposer.

IV.4 Comparaison des paramètres de tir utilisée à la carrière d'Adrar Oufarnou et les résultats réels obtenus

Le tableau ci-après représentant les valeurs des paramètres de plan de tir élaboré par deux méthodes de calculs :

Tableau IV.1 : Comparaison des paramètres de tir.

Paramètres	Valeurs de la carrière	Valeurs obtenu
Hauteur du gradin (m)	12	
Longueur de sous forage (m)	0,9	0,62
Diamètre des trous de mines (mm)	89	
Distance de la ligne de moindre résistance (m)	3	3,11
Intervalle entre les rangé (m)	3,31	3,11
Intervalle entre les trous (m)	3,9	3,31
Inclinaison des trous (degré)	85	
Nombre de rangées	3	
Hauteur de bourrage supérieur (m)	2	2,7
Hauteur de bourrage intermédiaire (m)	1	4,07
Hauteur de la charge supérieure (m)	3,5	3,73
Hauteur de la charge inférieure (m)	5,5	2,34
Nombre de trous par rangées	1/9 - 2/8 - 3/7	1/10 - 2/12 - 3/9
Quantité d'explosif totale (kg)	1080	1002,78
Quantité instantanée utilisée (kg)	90	100,05
Consommation spécifique (kg / m³)	0,35	0,27

IV.4.1 Interprétation des résultats obtenus

Dans le tableau précédent on conclue que le changement de la consommation spécifiques de l'explosif influe sur les paramètres de la construction de la charge, et son degré de fragmentation peut être réglé.

Dans le but d'améliorer cette fragmentation on propose d'utiliser des charges discontinues soit à l'intervalle bourrée. On constate qu'avec l'utilisation de la charge discontinue, la zone de fragmentation réglée augmente d'où la dimension des blocs hors gabarits diminue.

Conclusion

L'utilisation du PVC dans les cavités sert à maintenir l'explosif dans le trou afin d'empêcher l'échappement d'énergie pour une bonne fragmentation.

L'emploi du bourrage dans les discontinuités aide à une bonne distribution de la charge et nous guide à ne pas perdre de l'énergie, on remarque que la charge métrique réelle influe sur le changement des paramètres de la construction de la charge, et aide a une bonne répartition des charges d'explosif.

Conclusion générale

Nous venons ainsi d'achever l'écriture de notre mémoire, auquel confirme que toute exploitation minière a ses propres problèmes d'ordre technique, technologique et organisationnel.

Le stage réaliser au niveau de la carrière d'adar Oufarnou, nous a permis de constater une mauvaise maîtrise des procédés technologique.

Lors des travaux de tir, on remarque essentiellement un grand pourcentage de blocs hors gabarit, cela entraine une désorganisation des travaux minière.

Pour y remédier, nous avons traité les facteurs qui influent sur la fragmentation des roches, parmi ces facteurs, les discontinuités qui jouent un rôle très important.

A notre niveau les paramètres ont été changés, nous avons proposés d'autres paramètres des forages et des tirs optimaux qui tiennent compte des caractéristiques des roches et des explosifs utilisés.

De même, nous avons élaboré un plan de tir plus facile a réaliser et plus économique et trouver des solutions pour notre cas.

- ✓ Dans le cas d'un seul système de fissures, le massif est mieux fragmenté lors de la disposition des trous perpendiculaire au système de fissures.
- ✓ La longueur de bourrage doit être minimale et suffisante pour prévenir les pertes d'énergie d'explosif.
- ✓ L'utilisation de la charge discontinue conduit à une bonne répartition de charges explosives qui permet le dégagement du massif.

De façon générale les caractéristiques d'hétérogénéité du massif rocheux de la carrière d'Adrar Oufarnou (présence des failles, zones de cavité) compliquent la mise en œuvre des répartitions de la charge efficiente. Il faut donc adapter et choisir un tir en conséquence en vue de l'obtention des résultats souhaités.

Références bibliographiques

- [1]. **Rapport géologique** de la carrière d'Adrar Oufarnou Bejaia.
- [2]. **Abderrahmane Neggazi**, « Projet d'exploitation de la collie Est du gisement de dolomie calcaire » à EL-Maleh(AinTémouchent).
- [3]. **AmariGherici** : Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de kraoula situé à proximité de sidi Ali Benyoub (sidi Bel Abbès).
- [4]. **V.Rjevsky**, « Processus des travaux miniers à ciel ouvert ». NEDRA, Moscou, [1978].
- [5]. **Marta, F. Riihioja,K et Chitombo**, « forage des matériaux composites de carbone en utilisant un coup de foret. Partie I : en cinq étapes la représentation de forage et les facteurs affectant la force maximale et le couple ». P 70-75, G.2005.
- [6]. **ANISTRATION** : « principes de l'exploitation à ciel ouvert », édition universitaire-Annaba, 1970.
- [7]. **GHARBI Kouider**, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour Un haut rendement minier », mémoire de grade ingénieur, ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE, Alger 2007.
- [8]. (**V.KOVALENKO**, « exploitation des carrières »; OPU, 1986).
- [9]. **FOUCAULT (A.) et RAOULT (J.-F.)**–« Dictionnaire de géologie. 3e édition, Masson, 351 p. (1988) ».
- [10]. Cour de le mécanique des roches spécialité Géologie, Université de Batna 2.
- [11]. Cour de la mécanique des roches spécialité génie Civil, Université de Tébessa.
- [12]. **Jaques Fine**, «Le soutènement des galeries minières», Ecole des Mines de Paris, [1998].
- [13]. **ABDELOUAHED TAHIRI**, « modélisation des massifs rocheux fissures par la méthode des éléments distincts»; Doctorat en géologie de l'ingénieur, école nationale des ponts et chaussées; 1992.
- [14]. **ZHAO Jian EPFL–ENAC–LMR**, «Mécanique des roches et massifs rocheux» Cours Lectures 2007 1ère partie.
- [15]. **D. Hantz** « STRUCTURE DU MASSIF» Ecole Polytechnique de l'Université de Grenoble.
- [16]. **Mark A. Wilson** (Département de géologie, The College of Wooster).
- [17]. **MESBAH ABDELHALIM** « simulation des vibrations d'un tir de mines à l'aide de mineseis ».

- [18]. **BOUSSAID Bachir**, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir », mémoire de grade ingénieur d'état, UNIVERSITE ABOU BEKR BELKAÏD – TLEMCEN 2015.
- [19]. **FREDJ Mohamed**, <<Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA)>>, Thèse Magister.
- [20]. **Florent DELILLE** l'École nationale supérieure des mines de Paris (Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert), 2012.
- [21]. **B. Soltani**. « Paramètres influent sur les résultats d'abattage à l'explosif », mémoire de Magister d'état.
- [22]. **Kimour Mohamed**. « Caractérisation des discontinuées du massif en vue de l'abattage à l'explosif concept Mine to Mill carrière Socar » (Guelma).
- [23]. **Hadjadj Aoul Elias**. « Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algériennes ». En vue en l'obtention du diplôme de Doctorat. Annaba.
- [24]. **Mouloud Nefis**, « modèle d'un plan de tir » ; mémoire en exploitation des ressources minière, UNIVERSITE BADJI MOKHTAR ANNABA. 2009/2010.

Annexe

Introduction

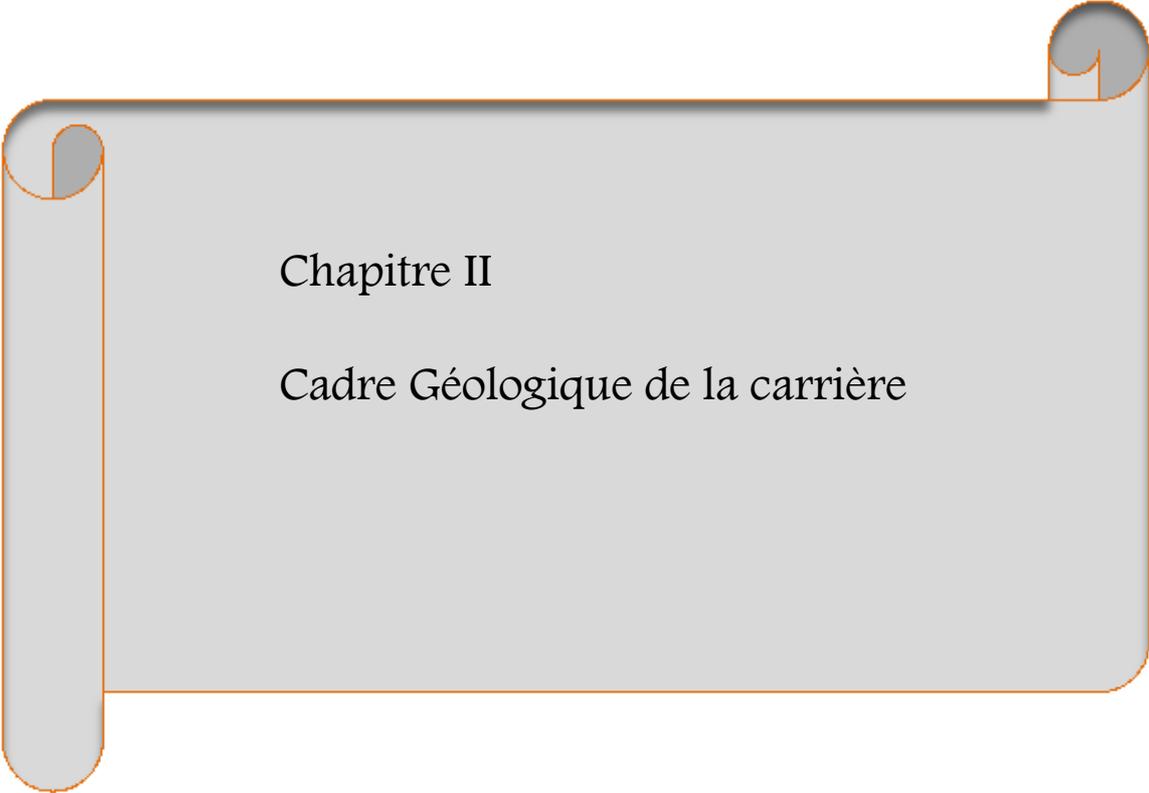
Générale

Conclusion

Générale

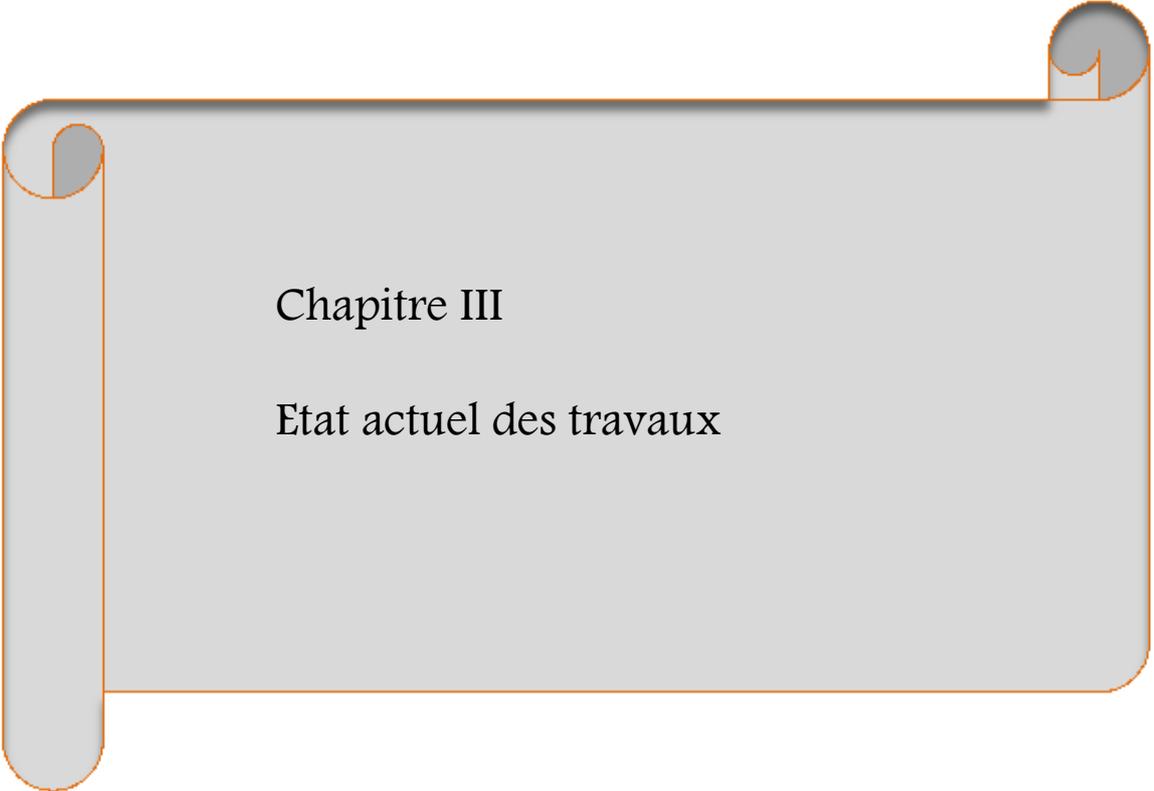
Références

Bibliographiques



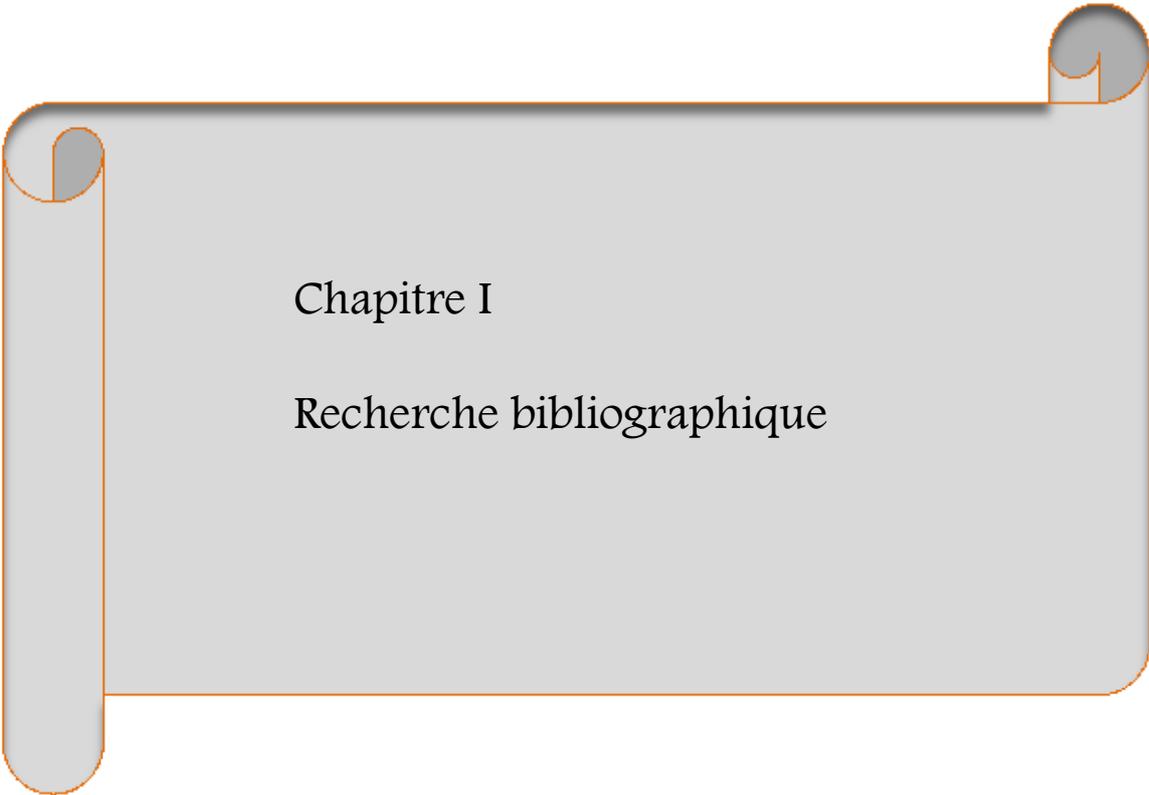
Chapitre II

Cadre Géologique de la carrière



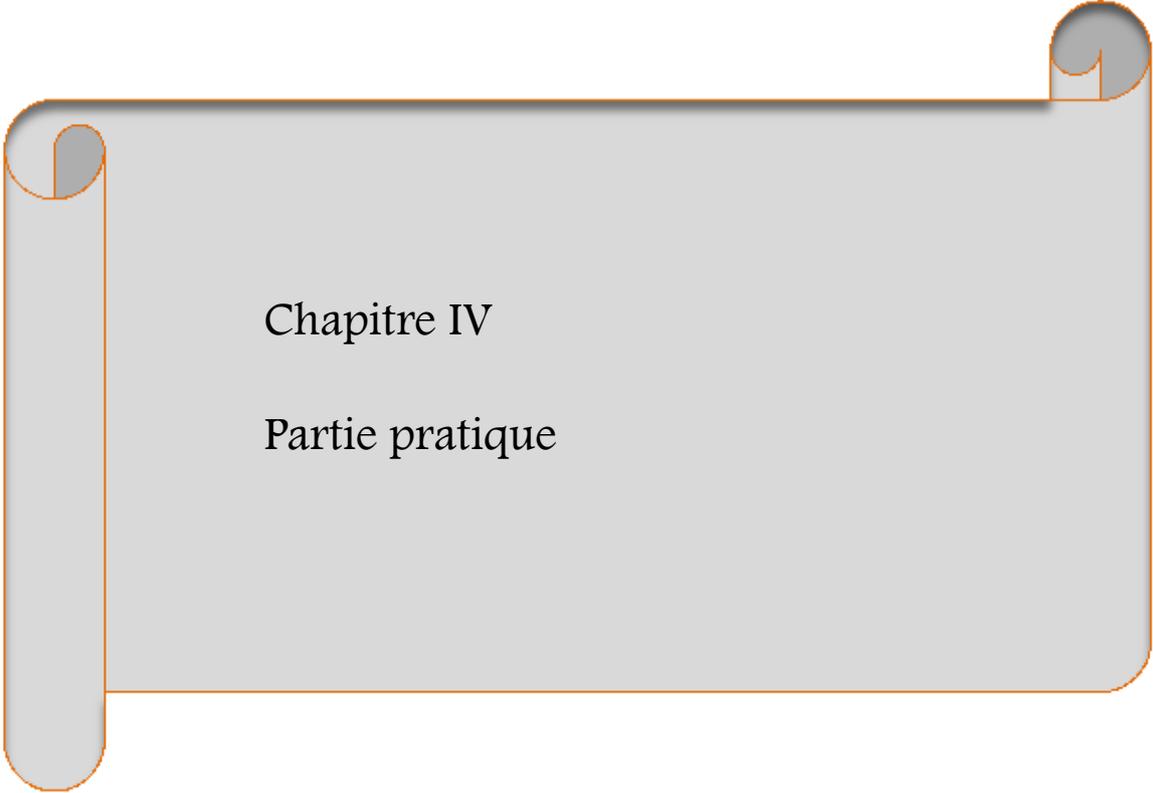
Chapitre III

Etat actuel des travaux



Chapitre I

Recherche bibliographique



Chapitre IV

Partie pratique

Résumé

L'efficacité d'un plan de tir de mine est important pour toute exploitation minière pour des raisons économique ainsi que technique, les opérations d'abattage de roche devraient être conduites de manière optimale afin d'obtenir une granulométrie qui optimisera les opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport, concassage, broyage).

Le but essentiel de ce travail est de trouver une méthodologie relative à la conception d'une bonne répartition de la charge permettant la bonne fragmentation des matériaux durs dans les endroits de discontinuités.

Mots clés : exploitation, fragmentation, abattage, discontinuités, tir, charge, influence.

ملخص

فعالية مخطط التفجير مهمة بالنسبة للاحتلال المناجم و هذا الاحتلال باب اقتصادية و تقنية ان عمليات تفجير الصخور يجب ان تكون مرفوقة بصفة لائقة لاجل الحصول على احجام مقبولة للصخور المتفتتة و التي تسهل في العملية المقبلة (التحميل، النقل و التفطيت).

الهدف الرئيسي من هذا العمل هو ايجاد ريقة جيدة و محكمة لال عملية تحميل ثقب التفجير من اجل تفطيت جيد للصخور الصلبة.

كلمات بحث: الاحتلال، التشرذم، الحمل، النقل و التفطيت، لاق النار، قطع، التأثير.

Abstract

The effectiveness of the blasting scheme is important for exploiting mines for economic and technical reasons. Rock bombing operations must be properly attached in order to obtain acceptable sizes for the crumbling rocks that facilitate the next process (loading, transport and disassembly) The main objective of this work is to find a good and efficient method during the loading of the blast hole in order to break the solid rocks well.

Key words: exploitation, pregnancy, transport and fragmentation, drillig, discontinuity, influence.