



REPUBLICQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

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

Option : Exploitation minière

Présenté par :

- 1: Mr. DJEMAOUI Loucif.
- 2: Mr. YAHIAOUI Younes.

Thème

**INFLUENCE DES PARAMETRES DE FORAGE ROTO-
PERCUTANT SUR L'EXPLOITATION DANS LES
CONDITIONS DE LA CARRIERE D'ADRAR OUFERNOU W.
BEJAIA.**

Soutenu le 27/06 /2015 devant le jury composé de:

| | | | |
|-------------|---------------|-----|--------------|
| Président: | Mr. MAZARI | MAB | U.A.M.BEJAIA |
| Encadreur: | Mr. AIT HABIB | MAB | U.A.M.BEJAIA |
| Examineur : | Mr. GUELMAMI | MAB | U.A.M.BEJAIA |

Année Universitaire: 2014-2015

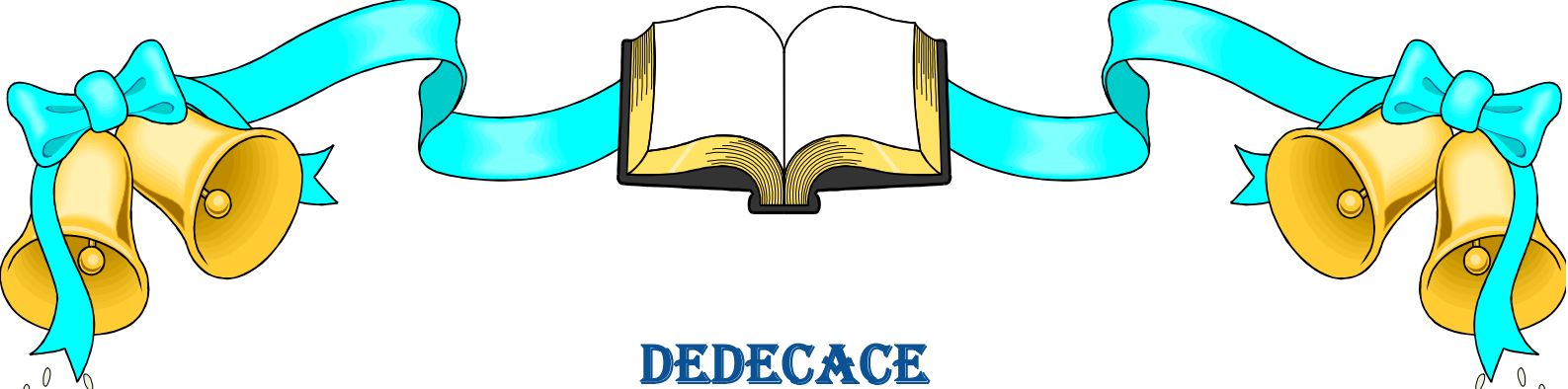
Remerciements.

« Au nom d'allah le tout miséricordieux, le très miséricordieux »

Qu'il nous soit autorisé de manifester notre gratitude, et notre reconnaissance à toutes personnes morales ou physiques qui a contribué de loin ou de près à la réalisation de ce mémoire de fin de cycle, dans de bonnes conditions. Il s'agit notamment de :

- ✓ Le **Seigneur Dieu** tout puissant, pour nous avoir accordé vie, santé et paix de l'esprit sans quoi nous n'aurons pu achever ce travail ;
- ✓ Notre Etat **Algérienne** de nous avoir payé la formation entière ;
- ✓ Notre encadreur **Mr. Ait Habib** : Votre compétence, votre encadrement a toujours suscité notre profond respect. Nous vous remercions pour votre accueil et vos conseils. Veuillez trouver ici, l'expression de nos gratitude et de notre grande estime ;
- ✓ Membres de jury pour l'honneur qu'ils nous ont fait en acceptant de siéger à notre soutenance, tout particulièrement : **Mr. Mazari** pour nous avoir fait l'honneur de présider le jury de ce mémoire. Nous souhaitons exprimer notre gratitude à **Mr. Guelmami** pour avoir fait de lecteur notre mémoire, aller l'examiner et il peut évaluer ce mémoire. Nous vous remercions pour l'intérêt que vous avez porté à ce travail et pour vos précieux conseils et remarques ;
- ✓ Personnel du département Mines de l'université A/Mira Bejaïa ;
- ✓ L'ensemble des professeurs du département Mines et Géologie, qui nous ont enseignés ainsi que ceux qui ont contribué à notre formation au sein de notre université, et en particulier ceux qui nous ont aidé pour ce projet de fin d'études ;
- ✓ Notre maître de stage **M^r. Lalou** (Ingénieur de l'unité), qui nous a aiguillé et conseillé tout le long du stage et avec qui nous avons beaucoup appris ;
- ✓ la direction et personnel de l'entreprise nationale des granulats de Bejaïa pour nous avoir fait confiance et nous avoir permis de venir faire ce stage.
- ✓ Aux étudiants, collègues, camarades de promotion (1ère) pour leur sincère collaboration, sentiments d'amitié et profonde gratitude ;

Nous ne pouvons passer sous silence sans remercier chaleureusement nos familles pour leurs soutien moral et physique qu'ils nous auront fournis tout au long de la réalisation de ce travail.



DEDECACE

✿ Je dédie ce travail à ... ✍

A Dieu Le Tout Miséricordieux, ton amour, ta miséricorde et Tes grâces à mon endroit m'ont fortifiée dans la persévérance et l'ardeur au travail.

A mon Père,.....en vous, je voie un père dévoué à sa famille. Ta présence en toute circonstance m'a maintes fois rappelé le sens de la responsabilité.

A ma Mère,.....en vous, je voie la maman parfaite, toujours prête à se sacrifier pour le bonheur de ses enfants. Merci pour tout.

A ma grand-mère ;.... Je te dédie ce travail en témoignage de mon profond amour. Puisse Dieu, le tout puissant, te préserver et t'accorder santé, longue vie et bonheur.

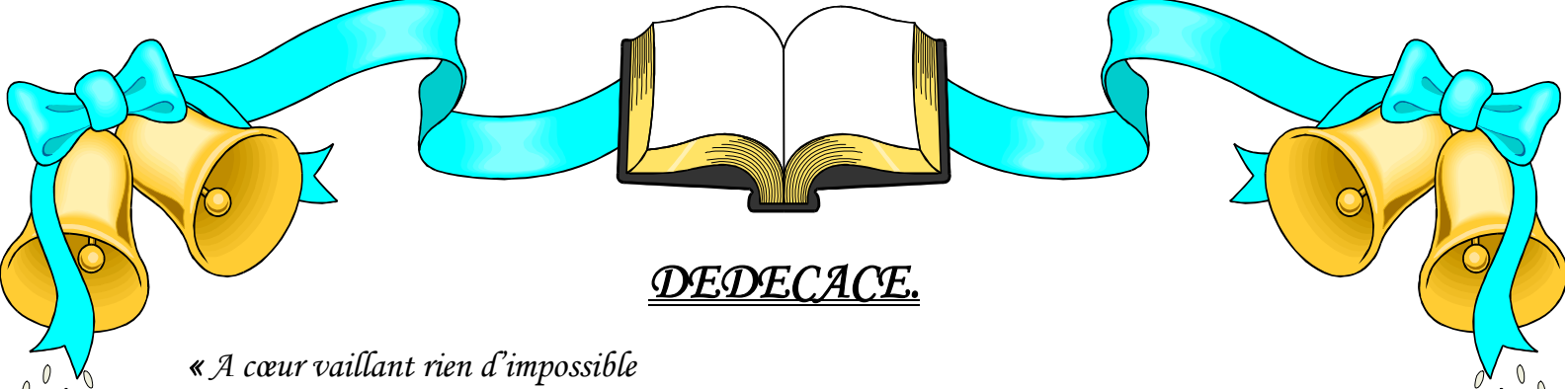
A mes sœurs et mes frères ;..... Qui je le sais ma réussite est très importante pour vous. Que Dieu vous paye Pour tous vos bienfaits.

A tous mes amis, Mes collègues, A tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail.

Merci infiniment.

Djemaoui loucif





DEDICACE.

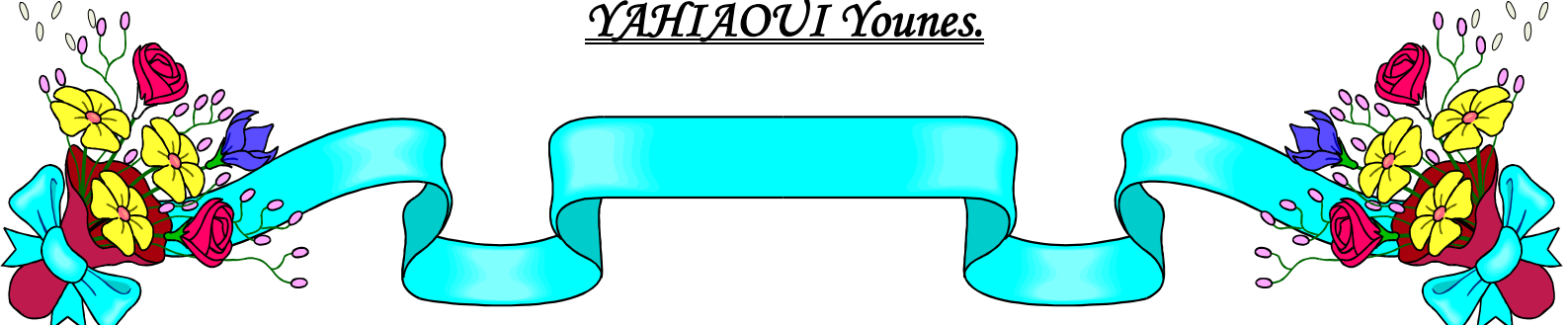
« A cœur vaillant rien d'impossible

A conscience tranquille tout est accessible »

✿ Je dédie ce travail à ... ✍

- ✓ **A ma très chère mère :** Aucune dédicace ne saurait être assez éloquente pour exprimer ce que tu mérites pour tous les sacrifices que tu n'as cessé de me donner depuis ma naissance, durant mon enfance et même à l'âge adulte.
- ✓ **A mon Père :** Ce travail est le fruit de tes sacrifices que tu as consentis pour mon éducation, mon bien être et ma formation.
- ✓ **A mon grand Père :** Je te dédie ce travail en témoignage de mon profond amour. Puisse Dieu, le tout puissant, te préserver et t'accorder santé, longue vie et bonheur.
- ✓ **A mes très chers frères :** Les mots ne suffisent guère pour exprimer l'attachement, l'amour et l'affection que je porte pour vous.
- ✓ **A mes Sœurs, leurs maris et leurs enfants** (Yousra, Amir, Lina, Abed el-Salem, Maria) : En témoignage de l'attachement, de l'amour et de l'affection que je porte pour vous.
- ✓ **A mon très cher oncle et sa famille :** Votre affection et votre soutien m'ont été d'un grand secours au long de ma vie professionnelle et personnelle. Veuillez trouver dans ce modeste travail ma reconnaissance pour tous vos efforts.
- ✓ **A tous les membres de ma famille, petits et grands :** Veuillez trouver dans ce modeste travail l'expression de mon Affection.
- ✓ **A mes chères ami(e)s et collègues :** Je ne peux trouver les mots justes et sincères pour vous exprimer mon affection et mes pensées, vous êtes pour moi des frères, sœurs et des amis sur qui je peux compter. En témoignage de l'amitié qui nous uni et des souvenirs de tous les moments que nous avons passé ensemble, je vous dédie ce travail et je vous souhaite une vie pleine de santé et de bonheur.

YAHIAOUI Younes.



Tables des matières.

| | |
|-------------------------------------|------------|
| Liste des tableaux | i |
| Liste des figures | ii |
| Liste des abréviations | iii |
| Introduction générale | 01 |

CHAPITRE I : Renseignements sur le gisement d'Adrar Oufernou.

| | |
|----------------------------------------------------------------------|----|
| I.1. Introduction | 03 |
| I.2. Présentation générale de l'unité | 03 |
| I.2.1. Situation géographique | 03 |
| I.2.2. Situation administrative | 04 |
| I.2.3. Bref Historique | 04 |
| I.2.4. La superficie du gisement | 05 |
| I.3. Travaux de prospection | 05 |
| I.4. Travaux géotechnique | 06 |
| I.4.1. Suivi de la qualité de la roche | 07 |
| I.4.2. Caractéristiques chimiques de la roche | 08 |
| I.5. Géologie du gisement | 08 |
| I.5.1. Structure du gisement | 08 |
| I.5.2. Stratigraphie | 08 |
| I.5.3. Etude pétrographique | 09 |
| I.5.4. Tectonique | 09 |
| I.6. Les réserves du gisement | 09 |
| I.6.1. Etat des réserves exploitables et leurs classifications | 09 |
| I.6.2. Evaluation du potentiel du gisement | 10 |
| I.7. Conclusion | 11 |

CHAPITRE II : Généralités sur les travaux de forage.

| | |
|---------------------------------------------------|----|
| II.1. Introduction..... | 12 |
| II.2. Définition de forage | 12 |
| II.3. Processus de forage | 12 |
| II.4. Classification des machines de forage | 13 |
| II.5. Techniques de foration | 13 |

TABLES DES MATIERES.

| | |
|----------------------------------------------------------------------|----|
| II.5.1. Foration par roto percussion avec marteau hors du trou | 13 |
| II.5.2. Foration par roto percussion avec marteau fond de trou | 14 |
| II.5.3. Foration par coupe rotative avec outil à lames | 14 |
| II.5.4. Foration rotary par outil tricône | 14 |
| II.6. Paramètres caractérisant l'engin de foration | 14 |
| II.7. Choix du matériel de foration | 15 |
| II.7.1. Indice de forabilité (D_f) | 15 |
| II.7.1.1. Évaluation de l'indice de forabilité (DRI) | 15 |
| II.7.1.2. Paramètres de forabilité | 16 |
| II.8. Théorie de pénétration | 17 |
| II.8.1. Composants d'opération de système | 18 |
| II.8.2. Mécanismes de pénétration | 18 |
| II.8.2.1. Forage à percussion | 19 |
| II.8.2.2. Forage rotative ou rotary coupante | 20 |
| II.9. Facteurs influençant le forage | 22 |
| II.10. Coût de forage | 24 |
| II.11. Tendances | 25 |
| II.12. Conclusion | 25 |

CHAPITRE III : Forage roto - percutant.

| | |
|------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| III.1. Introduction | 27 |
| III.2. Classification, performances des travaux de la foration | 27 |
| III.3. Etude théorique de la roto percussion | 31 |
| III.4. Principe de forage roto-percutant | 32 |
| III.5. Méthodes de Forage roto-percutant | 32 |
| III.5.1. Marteau perforateur hors du trou THD | 32 |
| III.5.2. Marteau perforateur en fond de trou DTH | 33 |
| III.6. Domaine d'application de forage roto-percussion | 33 |
| III.7. Paramètres de la foration roto percutante | 34 |
| III.7.1 Soufflage | 34 |
| III.7.2. Percussion | 35 |
| III.7.3. Poussée | 36 |
| III.7.4. Rotation..... | 36 |
| III.8. Influence des différents facteurs sur l'efficacité du forage roto- percutant..... | 37 |

TABLES DES MATIERES.

| | |
|--------------------------------------------------------------------|----|
| III.9. Nécessité d'une foration de qualité | 39 |
| III.9.1. Déviation des trous | 39 |
| III.9.2. Solutions proposées | 41 |
| III.10. Principe de fonctionnement d'un marteau hors de trou | 44 |
| III.11. Conclusion | 45 |

CHAPITRE IV : MODE D'OUVERTURE

| | |
|------------------------------------------------------------------------|----|
| IV.1. Introduction | 46 |
| IV.2. Les facteurs qui s'influent sur le mode d'ouverture | 46 |
| IV.2.1. les facteurs géologiques..... | 46 |
| IV.2.2. les facteurs miniers | 46 |
| IV.2.3. les facteurs économiques | 46 |
| IV.3. Mode d'ouverture de la carrière | 46 |
| IV.3.2. Les différentes étapes lors de l'ouverture | 47 |
| IV.3.3. technologie de creusement du tracé | 47 |
| IV.4. Calcul les paramètres de tranchée d'accès..... | 49 |
| IV.4.1. La pente longitudinale de la demi- tranchée d'accès | 49 |
| IV.4.2. Calcul la largeur du tracé..... | 49 |
| IV.4.3. La longueur de la demi-tranchée d'accès..... | 49 |
| IV.4.4. L'angle de pendage des bords de la demi-tranchée d'accès | 50 |
| IV.4.5. Volume de la demi-tranchée d'accès..... | 50 |
| IV.5. Tranchée de découpage | 51 |
| IV.5.1. Calcul la longueur de tranchée de découpage | 51 |
| IV.5.2. Calcul la largeur de tranchée de découpage | 51 |
| IV.5.3. Calcul l'angle de pendage de demi-tranchée de découpage..... | 51 |
| IV.5.4. Calcul le volume de tranchée de découpage | 51 |
| IV.6. Conclusion | 52 |

CHAPITRE V : METHODE D'EXPLOITATION

| | |
|---------------------------------------------------------------------|----|
| V.1. Introduction | 53 |
| V.2. Choix de la méthode d'exploitation | 53 |
| V.2.1. Les éléments de la méthode d'exploitation..... | 54 |
| V.2.2. Les éléments d'un système d'exploitation | 54 |
| V.2.3. Les indices d'une méthode d'exploitation..... | 54 |
| V.3. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation..... | 56 |

TABLES DES MATIERES.

| | |
|-------------------------------------------------------|----|
| V.3.1. La hauteur du gradin « H_{gr} » | 56 |
| V.3.2. L'angle du talus du gradin « β » | 56 |
| V.3.3. Profondeur finale de gisement | 57 |
| V.3.4. La largeur de l'enlevure | 57 |
| V.3.5. La largeur de la plate- forme de travail | 58 |
| V.4. Conclusion..... | 59 |

CHAPITRE VI : TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR

| | |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| VI.1. Introduction | 60 |
| VI.2. Abattage des roches..... | 60 |
| VI.2.1. Choix du mode d'abattage..... | 60 |
| VI.2.2. Choix le mode de forage | 60 |
| VI.2.3. Choix du type d'explosif et moyen d'amorçage | 60 |
| VI.3. Facteurs naturels et techniques influençant sur la qualité de fragmentation des roches | 63 |
| VI.4. Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir | 63 |
| VI.5. Calcul les paramètres technologique de la roche..... | 63 |
| VI.5.1. Résistance à la destruction..... | 63 |
| VI.5.2. Forabilité de la roche..... | 65 |
| VI.5.3. Résistance au tirabilité | 66 |
| VI.6. Calcul les paramètres des travaux de forage et de tir..... | 67 |
| VI.6.1. Diamètre de trou..... | 67 |
| VI.6.2. L'inclinaison de trou..... | 68 |
| VI.6.3. Consommation spécifique d'explosifs..... | 68 |
| VI.6.4. Résistance au pied du gradin | 70 |
| VI.6.4.1. Pour les trous verticaux..... | 70 |
| VI.6.4.2. Pour les trous inclinés | 72 |
| VI.6.5. Distance entre deux trous d'une même rangée | 72 |
| VI.6.6. Distance entre deux rangées | 72 |
| VI.6.7. Répartition de la quantité d'explosif par trou | 73 |
| VI.6.7.1. La hauteur de la charge | 73 |
| VI.6.7.2. Quantité d'explosif par trou | 74 |
| VI.6.7.3. Quantité d'explosif par volée | 75 |
| VI.6.7.4. Quantité de chaque type d'explosif | 75 |

TABLES DES MATIERES.

| | |
|----------------------------------------------------------------------------|----|
| VI.6.8. Longueur du bourrage | 75 |
| VI.6.9. Paramètres du bloc à tirer | 75 |
| VI.6.9.1. Longueur de bloc | 75 |
| VI.6.9.2. Volume du minerai à abattre par un trou | 76 |
| VI.6.9.3. Volume du bloc à tirer | 76 |
| VI.6.9.4. Calcul le nombre de trous par volée | 76 |
| VI.6.9.5. Calcul du nombre de blocs à abattre par an | 76 |
| VI.6.9.6. Longueur de forage par bloc | 76 |
| VI.6.9.7. Longueur de forage par an | 77 |
| VI.6.10. Taux de micro retard | 77 |
| VI.6.11. Calcul des paramètres du tas des roches abattues | 77 |
| VI.6.11.1. Largeur du tas | 77 |
| VI.6.11.2. Hauteur du tas | 79 |
| VI.7. Différents facteurs pour améliorer la fragmentation des roches | 81 |
| VI.8. Conclusion | 81 |

**CHAPITRE VII : PROCESSUS TECHNOLOGIQUE DE CHARGEMENT ET DE
TRANSPORT.**

| | |
|-------------------------------------------------------------|----|
| VII.1. Introduction | 83 |
| VII.2. Travaux de chargement | 83 |
| VII.2.1. Choix des machines de chargement | 83 |
| VII.2.2. Mode de travail de la chargeuse | 84 |
| VII.2.3. Temps de cycle de la chargeuse | 85 |
| VII.2.4. Calcule de rendement de la chargeuse | 86 |
| VII.2.4.1. Rendement postier | 86 |
| VII.2.4.2. Rendement journalier | 87 |
| VII.2.4.3. Rendement annuel | 87 |
| VII.2.5. Calcul du nombre nécessaire de chargeuses | 87 |
| VII.3. Processus de transport | 88 |
| VII.3.1. Le choix du type de transport | 88 |
| VII.3.2. Calcul la durée du cycle du camion | 88 |
| VII.3.3. Calcul le nombre de cycle du camion | 89 |
| VII.3.4. Calcul le rendement effectif du camion | 89 |
| VII.3.5. Calcul le rendement d'exploitation du camion | 90 |

TABLES DES MATIERES.

| | |
|-------------------------------------------------------------------|----|
| VII.3.5.1. Rendement journalier | 90 |
| VII.3.5.2. Rendement annuel | 90 |
| VII.3.6. Calcul le nombre de camions assurant la production | 90 |
| VII.3.7. Organisation du travail de transport | 91 |
| VII.4. Choix d'un système chargement-transport | 91 |
| VII.5. Conclusion | 92 |

CHAPITRE VIII : PARTIE SPECIALE.

| | |
|-----------------------------------------------------------------------------|------------|
| VIII.1. Introduction | 93 |
| VIII.2. Détermination de Productivité des sondeuses roto- percutantes | 93 |
| VII.2.1. Productivité technique | 93 |
| VIII.2.2. Productivité d'exploitation | 94 |
| VIII.2.3. Productivité théorique | 94 |
| VIII.3. La pratique du calcul la productivité des sondeuses | 96 |
| VIII.3.1. Réalisation de l'expérience | 97 |
| VIII.3.2. Résultats de chronométrage | 98 |
| VIII.3.3. Généralisation des résultats de chronométrage | 98 |
| VIII.3.4. Analyse des résultats | 98 |
| VIII.3.5. Calcul des productivités de la sondeuses | 99 |
| VIII.4. Conclusion | 100 |
| Conclusion générale | 101 |
| Références bibliographiques | 105 |
| Annexe | iv |

TABLES DES MATIERES.

Liste des tableaux.

Chapitre I.

Tableau I.1 : les coordonnées de gisement dans le système UTM04
Tableau I.2 : les résultats des analyses physico-mécaniques06
Tableau I.3 : Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulats08
Tableau I.4 : la composition chimique de la roche08
Tableau I.5 : Les réserves Géologique & Exploitable10

Chapitre II.

Tableau II.1 : Classification des roches selon D_f 16
Tableau II.2 : Variables d'exploitation du forage et de leurs effets sur les différentes méthodes23

Chapitre III.

Tableau III.1 : Domaine d'utilisation de divers modes de forage.....30
Tableau III.2 : Domaine d'application des machines de forage33
Tableau III.3 : Différents diamètres (tige/taillant) en fonction de filetage42

Chapitre IV.

Tableau IV.1 : Valeurs des angles de bords des tranchées en fonction de la dureté50
Tableau IV.2 : les principaux paramètres de l'ouverture52

Chapitre V.

Tableau V.1 : Angle moyen du talus des gradins en fonction de Dureté57
Tableau V.2 : Tableau récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation59

Chapitre VI.

Tableau VI.1 : Classification des fronts suivant la fissuration64
Tableau VI.2 : Valeurs de l'indice acoustique en fonction de la fissuration64
Tableau VI.3 : Classification des roches d'après l'indice de destruction65
Tableau VI.4 : Classification des roches selon I_f 66
Tableau VI.5 : Choix de la sondeuse selon I_f 66
Tableau VI.6 : Classification des roches selon l'indice de tirabilité67
Tableau VI.7 : Les valeurs de k_c en fonction de tirabilité et diamètre de trou69
Tableau VI.8 : Les valeurs de K_{sd} en fonction de surfaces dégagées69
Tableau VI.9 : Répartition de la quantité d'explosif par trou74
Tableau VI.10 : Les valeurs de K en fonction de dureté77

LISTE DES TABLEAUX.

Tableau VI.11 : Les valeurs de coefficient qui tient compte de l'intervalle des retards.....78

Tableau VI.12 : Résistance au tir en fonction de la dureté78

Tableau VI.13 : Paramètres des travaux de forage et de tir82

Chapitre VII.

Tableau VII.1 : Temps de cycle pratique de la chargeuse86

Tableau VII.2 : Types des camions utilisés dans la carrière88

Tableau VII.3 : Temps de cycle du camion Terex TA 40089

Chapitre VIII.

Tableau VIII.1 : Généralisation des résultats de chronométrage98

Tableau VIII.4 : Résultats des calculs des productivités99

Liste des figures.

Chapitre I.

Figure I.1 : Carte de situation de la carrière Adrar Oufernou (source : Google earth)03
Figure I.2 : Le siège de l'unité en 1975 et en 201505

Chapitre II.

Figure II.1 : Schémas générale des caractéristiques du minerai, la roche et la masse rocheuse17
Figure II.2 : Différents types d'action de forage dans l'attaque mécanique des roches19
Figure II.3 : Mécanisme de la rupture par un outil à percussion20
Figure II.4 : Mécanisme de la pénétration par un outil rotatif21
Figure II.5 : Paramètres principaux de la foration rotative21
Figure II.6 : Classification des machines de forage26

Chapitre III.

Figure III.1 : Destruction de la roche lors du forage27
Figure III.2 : Valeurs relatives de l'effort axial P, de la puissance de rotation N_r , et de la puissance de choc N_{ch} lors de divers mode de forage28
Figure III.3 : Fragmentation de la roche31
Figure III.4 : Marteau hors de trou (THD)32
Figure III.5 : Coupe d'un marteau fond de trou (DTH)33
Figure III.6 : Paramètres principaux de la foration roto percutante34
Figure III.7 : la masse des cuttings à évacuer selon le diamètre et la longueur de trou35
Figure III.8 : Influence de différents facteurs sur l'efficacité de forage roto-percutant38
Figure III.9 : Principales erreurs de foration39
Figure III.10 : Influence de strates et de foliation sur le forage40
Figure III.11 : Degré de déviation en fonction de types de forage roto-percutant41
Figure III.12 : Schéma de foration avec et sans tube guide42
Figure III.13 : Glissement du pied de glissière43
Figure III.14 : Exemple de taillant retro utilisé lors de forage44
Figure III.15 : principe de fonctionnement d'un marteau hors de trou45

Chapitre IV.

| | |
|-----------------------------------------------------------------------|----|
| Figure IV.1 : la construction des demi-tranchées d'accès | 47 |
| Figure IV.2 : Foration des trous verticaux | 48 |
| Figure IV.3 : Culbutage à l'aide du bulldozer | 48 |
| Figure IV.4 : Foration des trous inclinés et horizontaux | 48 |

Chapitre V.

| | |
|------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Figure V.1 : Méthode d'exploitation dans la carrière D'Adrar Oufernou | 55 |
| Figure V.2 : Plate-forme de travail | 59 |

Chapitre VI.

| | |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Figure VI.1 : Marmanite III en cartouche et l'Anfomil en vrac dans les sacs de 25 Kg | 61 |
| Figure VI.2 : Schéma représente l'opération de mise à feu dans un bloc | 62 |
| Figure VI.3 : Les accessoires de tir (cordant détonant, les détonteurs, le fil de tir) | 62 |
| Figure VI.4 : Schéma de Choix du couple diamètre-hauteur de front | 67 |
| Figure VI.5 : Exemple de plan de tir existant au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou | 80 |

Chapitre VII.

| | |
|-----------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Figure VII.1 : Schéma de position de la chargeuse dans le front de travail | 85 |
| Figure VII. 2 : Système de chargement de tas des roches abattues | 91 |
| Figure VII.3 : Système de disposition du camion lors de chargement | 92 |

Chapitre VIII.

| | |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Figure VIII.1 : Type de sondeuse et de taillant utilisée dans la carrière d'Adrar Oufernou | 100 |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|

Liste des abréviations.

- **ALGRAN** : Algérie des Granulats.
- **CETIM** : Centre D'Etudes et de services Technologiques de L'Industrie des Matériaux de construction.
- **DRI** : Drilling Rate Index (indice de forabilité).
- **DTH** : Down The Hole (marteau perforateur en fond de trou).
- **ENOF** : Entreprise National des Produits Miniers Non Ferreux et de Substances Utiles.
- **EREM** : Entreprise National De Recherche Minière.
- **Hz**: Hertz.
- **J**: Joule.
- **Km**: Kilomètre.
- **KW**: Kilo Watt.
- **ONEX** : Office National des substances Explosives.
- **RN** : Route National.
- **SONERAM** : Société Nationale De La Recherche Et Exploitation Miniers.
- **THD** : Top Hammer Drilling (marteau perforateur hors du trou).
- **UTM** : Universel Transversal Mercator.
- **V_r** : Vitesse de rotation.

Introduction générale.

L'importance du secteur de l'industrie minérale est primordiale pour le développement de l'économie nationale, cela constitue l'amont de toutes les industries dérivant des ressources naturelles, donc l'industrie minière à se développer afin de faire face aux besoins sans cesse croissant des différentes industries, parmi elles l'industrie des matériaux de construction (production des agrégats).

À mi-chemin entre la station de traitement et le front de travail, une carrière de granulats exploite la masse rocheuse pour produire des agrégats de différentes gammes granulométrique donnée : ceci passe par un forage, un abattage, puis par un traitement par concassage et criblage.

Tout en amont, le forage constitue un élément clé de la chaîne de production. Le forage joue donc un rôle important dans une carrière des agrégats : la maîtrise de cette opération va permettre de garantir la sécurité lors de l'opération, de limiter les coûts engendrés par en elle même et enfin d'obtenir une granulométrie adaptée aux installations et à ce que l'on veut faire du produit.

Nous ne pouvons parler de forage sans pour autant considérer les caractéristiques physicomécaniques des roches à abattre et les méthodes de leur détermination. Quelque soient les conditions d'exploitation à ciel ouvert ou dans les mines souterraines.

Le forage peut être sommairement défini comme l'opération consistant à réaliser un trou de diamètre allant jusqu'à 75mm ou un sondage dont le diamètre est supérieur à 75mm, de forme cylindrique dans le massif par la destruction de la roche dans les meilleurs conditions techniques et de sécurité à un coût minimal.

Les machines de forage utilisées pour le creusement des trous dans les carrières sont divisées en général en deux (2) groupes : avec la destruction mécanique de la roche par l'outil spécial et avec la destruction physique de la roche.

Le choix de la mécanisation de la foration a une incidence directe sur les coûts et les rendements car l'objectif de toute entreprise est d'assurer une exploitation optimale de ces ressources en tenant compte de leurs diverses caractéristiques techniques, économiques et humaines. Pour cette raison, nous allons essayer de faire une étude descriptive de ce moyen de mécanisation (le forage à ciel ouvert) et d'approfondir sur l'un des méthodes de foration utilisée dans une carrière de la production des agrégats (forage roto-percutant).

Notre travail repose sur deux parties une partie théorique et l'autre pratique. La phase théorique constitue trois chapitres (03). Premièrement, nous présentons le cadre géographique et géologique de gisement étudié. Deuxièmement, nous donnons des notions générales sur les travaux de forage existant au niveau des carrières et nous citons des mesures, que nous devons prendre en considération lors de choix de notre mécanisation. Ces mesures doivent être convenable aux conditions géologiques et minières ainsi qu'aux paramètres de forage. Troisièmement, nous réalisons une analyse sur les travaux qui utilisent les machines de forage roto-percutant en tenant compte les conditions d'utilisation de ces moyens de forage effectuées dans le deuxième chapitre, afin d'obtenir une bonne productivité d'une part et une longue durée de vie de la machine d'autre part.

La phase pratique constitue de cinq (05) chapitre, dans le chapitre IV et chapitre V, nous présentons les travaux d'ouverture et d'exploitation de la carrière d'Adrar Oufernou. Dans chapitre VI, nous déterminons les paramètres technologiques de la roche, de tir et de forage. Au chapitre VII, nous évaluons le processus de chargement et de transport.

Enfin, dans dernier chapitre consiste à étudier la performance de l'utilisation des sondeuses roto-percutantes dans les conditions de la carrière de calcaire d'Adrar Oufernou et par conséquent son influence sur la production, en faisant un choix optimal des paramètres de forage qui nous permettent de forer dans les bonnes conditions.

I.1. Introduction :

Le but de recherche consiste à étudier la relation entre les sondeuses roto-percutantes et l'exploitation dans les conditions de la carrière du calcaire. Pour cela on a choisis le site d'Adrar Oufarnou (BEJAIA).

ALGRAN est une filiale de Groupe ENOF (Entreprise national des produits miniers non ferreux et de substances utiles), lui-même issu de la SONERAM (Société nationale de la recherche et exploitation miniers), elle est constituée de plusieurs unités (8 unités) au niveau national parmi les : unité de Bejaia (Adrar Oufarnou) qui est l'une des plus grandes et anciennes carrières et qui produit de différentes qualités des granulats pour les travaux publics (les travaux routiers, bitume) et les travaux de construction.

I.2. Présentation générale de l'unité.

I.2.1. Situation géographique :

Le secteur d'étude est une carrière d'agrégat qui se trouve dans le massif Adrar Oufarnou, celui-ci est situé à 06 Km au Nord de la ville de Bejaia, Il est limité au Nord et au Nord-Est par la mer Méditerranéenne, au Sud par la route national 24 (RN24), à l'Est par le Djebel Gouraya et à l'Ouest par Adrar Tabourt (figure I.1).

Du point de vue morphologique le massif d'Adrar Oufarnou est allongé le long de la côte avec des versants sud et nord à pente douce. Plus près de la mer, le versant Nord devient abrupt avec une hauteur de 200m.

Le climat est caractérisé par un hiver froid et pluvieux, un été humide et chaud, les températures atteignent rarement les 0°C en hiver et ils atteignent les 30°C à 35°C en été. [12]



Figure I.1 : Carte de situation de la carrière Adrar Oufarnou (source : Google earth).

I.2.2. 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, ateliers et magasin.

Pour des exigences réglementaires et dans le but d'atteindre l'exploitation rationnelle des ressources du gisement aboutissant à une forme hectométrique on respectant l'art minier une reconversion des coordonnées au système UTM Nord Sahara a été effectuée dont le périmètre est défini comme suit : ^[02]

Tableau I.1 : les coordonnées de gisement dans le système UTM (m).

| Coordonnées UTM | | | | | |
|------------------------------------------------------------------------------------------|---------|---------|-------|--------|---------|
| Point | X | Y | Point | X | Y |
| 1 | 681 200 | 4073100 | 7 | 681700 | 4072800 |
| 2 | 681500 | 4073100 | 8 | 682000 | 4072800 |
| 3 | 381500 | 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 N° 1056 PM du 25/12/2013. | | | | | |

I.2.3. Historique de gisement :

L'idée de projet de création, au courant des années 1970, d'une carrière de production de granulats au niveau du pôle de Bejaïa a germé dans un contexte particulier caractérisé par une forte tension constatée dans la mise à disposition des produits de carrière comme intrants dans les différents projets de développement structurants inscrits à l'époque. Cette idée a commencé à prendre forme dès que les résultats des travaux de recherche qui furent engagés pour étayer avec précision les connaissances antérieures sur la nature des ressources du mont d'Adrar Oufarnou, ont été concluants sur la nécessité que l'exploitation du gisement ainsi mis à jour soit techniquement possible et économiquement rentable.

Une demande d'individualisation du projet fut introduite au deuxième semestre de l'année 1974 et fut agréée le 04/11/1974 permettant ainsi de dégager une enveloppe financière de 25 000 000 DZD au titre de l'investissement global retenu.

L'entreprise ALREM fut désignée par contrat en septembre 1974 comme le maître de l'ouvrage à qui fut incombée la réalisation du projet et ce selon la formule clé en main.

Le délai de réalisation prévu était de quinze mois et l'ouverture du chantier n'avait pu intervenir qu'au courant du mois de juin de l'année 1975, soit neuf mois après la signature du contrat.

Au cours du troisième trimestre de l'année 1978, l'unité était enfin entrée en production et ce n'est qu'en décembre de la même année qu'elle était lancée à plein régime. ^[01]



Figure I.2 : Le siège de l'unité en 1975 et en 2015. ^[01]

I.2.4. La superficie du gisement :

Les réserves globales du gisement d'Adrar Oufarnou se contour dans une surface de 46 ha dont cette dernière est répartie comme suite :

- ❖ La surface des réserves en exploitation est de 28 ha.
- ❖ La surface des réserves globales du gisement épuisé ou non susceptible d'être mis en exploitation est de 18 ha.

I.3. 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 : ^[01]

- ❖ 04 sondages carottant de différentes profondeurs, dont le volume total est de 395,3 ml ;
- ❖ 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 de 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. [12]

I.4. Travaux géotechnique :

La moyenne des résultats des analyses physico-mécaniques effectuées sur des échantillons prélevés aux différentes profondeurs au niveau des sondages carottés sont résumés dans le tableau ci-dessous. [02]

Tableau I.2 : Les résultats des analyses physico-mécaniques. [02]

| Echantillons (une moyenne de 9essais) | Résistance en compression (kg/cm ²) | | Masse volumique absolue (t/m ³) | Porosité (%) |
|---------------------------------------------|----------------------------------------------------|--------|---------------------------------------------------|--------------|
| | Sec | Humide | | |
| Moy1 | 480 | 434 | 2.65 | 1.45 |
| Moy2 | 501 | 466 | 2.7 | 0.72 |
| Moy3 | 802 | 611 | 2.64 | 2.28 |
| Moy4 | 591 | 511 | 2.69 | 1.02 |
| Moy5 | 303 | 264 | 2.59 | 4.19 |
| Moy6 | 252 | / | 2.48 | 8.34 |
| Moy7 | 493 | / | 2.59 | 4.79 |
| Moy8 | 696 | 621 | 2.67 | 1.86 |
| Moy9 | 700 | 455 | 2.63 | 2.04 |
| Moy10 | 732 | 665 | 2.68 | 1.15 |
| Moy11 | 824 | 690 | 2.68 | 0.82 |
| Moy12 | 1038 | 914 | 2.67 | 1.04 |

Selon le tableau au dessus, on peut déterminer la dureté de notre roche. On va calculer tout d'abord :

- ❖ La Résistance en compression à l'état sec :

$$\sigma_{\text{com}}(\text{sec}) = \frac{\sum_{i=1}^{12} \sigma_{\text{com}}}{12} ; \text{kg/cm}^2 \quad [\text{I. 1}]$$

$$\sigma_{\text{com}}(\text{sec}) = \frac{7412}{12}$$

$$\sigma_{\text{com}}(\text{sec}) = 617,67 \text{ kg/cm}^2.$$

❖ La Résistance en compression à l'état humide :

$$\sigma_{\text{com}}(\text{humide}) = \frac{\sum_{i=1}^{10} \sigma_{\text{com}}}{10} ; \text{kg/cm}^2 \quad [\text{I. 2}]$$

$$\sigma_{\text{com}}(\text{humide}) = \frac{5631}{10}$$

$$\sigma_{\text{com}}(\text{humide}) = 561,3 \text{ kg/cm}^2.$$

❖ La Résistance en compression moyenne :

$$\sigma_{\text{com}}(\text{moy}) = \frac{\sigma_{\text{com}}(\text{humide}) + \sigma_{\text{com}}(\text{sec})}{2} ; \text{kg/cm}^2 \quad [\text{I. 3}]$$

$$\sigma_{\text{com}}(\text{moy}) = \frac{617,67 + 561,3}{2}$$

$$\sigma_{\text{com}}(\text{moy}) = 589,49 \text{ kg/cm}^2.$$

Donc, on peut déduire la valeur de la dureté de notre roche par la formule suivante :

$$f = \frac{\sigma_{\text{com}}}{100} ; \quad [\text{I. 4}]$$

$$f = \frac{589,49}{100}$$

$$f = 5,89 \simeq 6.$$

C'est-à-dire, on peut considérer que notre roche ayant une dureté qui est égale à 6.

I.4.1. Suivi de la qualité de la roche :

La qualité de la roche change d'un endroit à l'autre selon l'état du gisement en place. Les résultats des essais physico-mécaniques réalisés sur les échantillons prélevés aux différentes profondeurs sont donnés comme suit :

- ❖ La résistance à la compression simple : 50 à 150 MPa ;
- ❖ Coefficient Los- Angles : 27 à 33 % ;
- ❖ La Masse Volumique : 2.58 à 2.69 t/m³.^[02]

On remarque que le coefficient Los-Angles est en moyen égale à 30% donc le granulat d'Adrar Oufernou à des qualités en conformité avec le tableau des normes utilisé ci-après :

Tableau I.3 : Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat. ^[06]

| Utilisation | Coefficient Los- Angeles |
|-----------------------------------------------|--------------------------|
| Gros granulat routier et pour bétons courants | < 40 % |
| Granulat calcaire | < 32 % |
| Pour béton de qualité | < 30 % |
| Pour béton exceptionnel | < 25 % |

I.4.2. Caractéristiques chimiques de la roche :

Suivant les analyses réalisées, au laboratoire C.E.T.I.M, sur des monolithes prélevés dans des niveaux différents du gisement, la composition chimique de la roche obtenue est résumée dans le tableau suivant : ^[07]

Tableau I.4 : la composition chimique de la roche. ^[07]

| Eléments | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | CaO | MgO | SO ₃ | K ₂ O | Na ₂ O | P ₂ O ₅ | TiO ₂ | PF | Cl ⁻ | SO _{3G} |
|-----------------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|-------|------|-----------------|------------------|-------------------|-------------------------------|------------------|-------|-----------------|------------------|
| Teneur (%) | 0.73 | 0.01 | 0.08 | 55.63 | 0.28 | 0.03 | 0.03 | 0.11 | 0.01 | 0.01 | 43.68 | 0.006 | <0.05 |
| CaCO ₃ (%) | 98.8 | | | | | | | | | | | | |

I.5. Géologie du gisement.

I.5.1. 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 (N70°) à l'Ouest qui le sépare d'Adar Immola.

I.5.2. 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) ;
- ❖ **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.^[02]

I.5.3. 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.

I.5.4. 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 (N070) qui le sépare d'Adrar Immola d'âge Crétacé. Dans la partie Est, une faille importante d'orientation NE le sépare du massif calcaireux de Djebel Gouraya.

Les calcaires du gisement ont un pendage monoclinal vers SW. 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.

L'exploitation des niveaux inférieurs (240m, 230m et 220m) a mis en évidence la présence d'une poche importante à remplissage de calcite.^[02]

I.6. Les réserves du gisement.

I.6.1. Etat des réserves exploitables et leurs classifications :

Le gisement d'Adrar Oufarnou présente une structure, qualité et puissance homogènes ce qui permet de le classer parmi les gisements du premier groupe.

La zone d'exploitation couvre une surface de 28 hectares. Elle est constituée de 15 gradins, du niveau 360m jusqu'au niveau 210m :

- ❖ les gradins 360m, 350m et 340m sont en fin d'exploitation ;
- ❖ Les gradins compris entre les niveaux 310m et 250m sont en inactivités (gradins accidentés et couverts d'argile), ils nécessitent une réouverture ;
- ❖ Seuls les gradins 320m, 250m, 240m et 230m et 220 m sont en activité ;
- ❖ Le gradin 210 m est prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015 ;
- ❖ Le gradin 310 sera prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015, dont l'avancement des travaux de réouverture de ce dernier est à 90%.

Selon la description de ces réserves, on peut les classifiés par chaque gradin en réserves géologiques et en réserves exploitables comme suit :

Tableau I.5 : Les réserves Géologique & Exploitables. ^[02]

| Niveaux des gradins | Réserves | |
|---------------------|-------------------------------|--------------------------------|
| | Géologiques (m ³) | Exploitables (m ³) |
| 340 | 8 182 | 3 670 |
| 330 | 49 392 | 23 280 |
| 320 | 162 384 | 107 088 |
| 310 | 270 336 | 190 560 |
| 300 | 314 400 | 210 096 |
| 290 | 358 272 | 229 440 |
| 280 | 401 184 | 247 824 |
| 270 | 441 456 | 263 520 |
| 260 | 482 208 | 280 128 |
| 250 | 526 224 | 299 424 |
| 240 | 646 128 | 394 704 |
| 230 | 681 754 | 391 834 |
| 220 | 798 432 | 493 344 |
| 210 | 987 360 | 662 640 |
| Total | 6 127 712 | 3 797 552 |

I.6.2. Evaluation du potentiel du gisement :

Suite aux calculs des réserves exploitables mis à jour au 31/08/2014, qui sont de l'ordre de 10 253 390 tonnes, le volume moyen du plan de charge annuel \approx 600 000 tonnes d'abattu. ^[01]

La durée de vie de la carrière est garantie pour une période de :

$$T = \frac{Q_{\text{exp}}}{Q_{\text{an}}} ; \text{ans [I. 5]}$$

$$T = \frac{3797522 \times 2,69}{600000}$$

$$T = 17 \text{ ans.}$$

I.7. Conclusion.

L'unité Adrar Oufarnou est située à environ six (06) kilomètres au nord ouest de la ville de Bejaia, sur un relief montagneux fortement boisé et escarpé, longeant la mer méditerranée et elle est entourée à l'est par le cap carbone, à l'ouest par la contrée de Boulimat et au sud en arrière pays, par les hameaux d'Adrar Oufarnou et d'Ighil el bordj dont les constructions sont éparées. Elle est reliée par un unique accès bitumé de longueur de deux (02) kilomètres à la route nationale RN24, joignant Bejaia et Alger via la ville balnéaire d'Azzefoun et la grande métropole de Tizi Ouzou. Elle est en outre mitoyenne du Parc Naturel de Gouraya.

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.

II.1. Introduction :

La technologie de forage et de perçage joue un rôle primordial dans l'industrie minière algérienne. Les machines de forage sont utilisées pour la mécanisation de toutes les opérations concernant le creusement des formations géologiques contenant les minéraux utiles dans les conditions des mines souterraines et dans l'exploitation à ciel ouvert.

Les conditions de travail des machines de forage sont très variées et nécessitent certaines exigences de choix de la mécanisation d'une part et de sécurité d'une autre part, car l'objectif des opérateurs et des fabricants est d'assurer une exploitation optimale de leurs ressources en tenant compte de leurs diverses caractéristiques techniques, économiques et humaines.

II.2. Définition de forage :

Le forage c'est l'action de creuser un trou de diamètre allant jusqu'à 75 mm ou un sondage dont le diamètre est supérieur à 75mm de forme cylindrique dans le massif par la destruction de la roche.^[03]

II.3. Processus de forage :

L'exploitation rationnelle des machines de forage demande une connaissance profonde de la nature du terrain. La résolution de ce problème demande une analyse détaillée du processus de forage. Le processus de forage est l'ensemble des opérations qu'on doit exécuter pour forer un trou, tel que : vitesse de rotation et d'avancement, force axiale et soufflage donnée à l'outil de forage.^[11]

La pénétration de l'outil dans la roche est soumise à certains paramètres tels que :

- ❖ Nature de la formation (dureté, abrasivité, humidité, etc....) ;
- ❖ Paramètres des travaux de tir (diamètre du trou, angle d'inclinaison, type et quantité d'explosifs, distance entre les trous) ;
- ❖ Paramètres de réglage (vitesse de rotation et poids exercé sur l'outil), ces paramètres sont limités par la puissance de commande et la hauteur des dents de l'outil ;
- ❖ Indices qui caractérisent l'organisation du travail (coefficient d'utilisation de la machine, temps de manœuvre) ;
- ❖ Paramètre de sortie caractérisant les résultats de ce processus (prix du mètre foré, prix de mètre cube des roches abattues, vitesse de pénétration).

II.4. Classification des machines de forage :

Les machines de forage utilisées pour le creusement des trous dans les carrières sont divisées en général en deux (2) groupes :

- ❖ Avec la destruction mécanique de la roche par l'outil spécial ;
- ❖ Avec la destruction physique de la roche.

Les machines du premier groupe qui sont à leur tour les plus répandues, peuvent être divisées d'après le caractère du travail de l'outil et l'application des charges. Ce sont les machines de forage rotatif, percutant et roto-percutant.

Et celles avec la destruction physique s'applique surtout pour le forage des trous dans les assises ayant de grande teneur en quartz, c'est pourquoi l'application de cette méthode dans les carrières de calcaire est très limitée.

II.5. Techniques de foration :

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent :

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

Les mouvements de rotation et de descente, ainsi que le soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou. ^[10]

La roto percussion nécessite l'utilisation d'un marteau (frappeur) situé soit en surface (hors du trou), soit entre le taillant et le train de tiges (fond de trou).

A partir de là on distingue quatre techniques de foration :

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

II.5.1. Foration par roto percussion avec marteau hors du trou :

Les matériels roto percutants sont caractérisés par : ^[10]

- ❖ La fréquence de frappe : 1000 à 4000 coups par minute ;
- ❖ L'énergie par coup ;
- ❖ La possibilité ou non de faire varier l'un ou l'autre de ces paramètres.

En règle générale, une faible énergie et une fréquence élevée donnent de bons résultats en terrains tendres, mais ne permettent pas toujours une foration correcte en terrains durs.

II.5.2. Foration par roto percussion avec marteau fond de trou :

Cette méthode présente de nombreux avantages : ^[10]

- ❖ Rectitude du trou, limitant les déviations et les risques de coincement par la présence du marteau immédiatement derrière le taillant ;
- ❖ L'énergie transmise au taillant est indépendante de la profondeur ;
- ❖ L'air de l'échappement est utilisé également pour le nettoyage du trou ;
- ❖ Rendement élevé.

II.5.3. Foration par coupe rotative avec outil à lames :

Le matériel utilisé doit assurer sur l'outil une pression élevée et transmettre un couple élevé si l'on veut obtenir une pénétration correcte.

Le procédé est peu onéreux, mais il n'est utilisable qu'en roche peu abrasive et de résistance faible à moyenne. ^[10]

II.5.4. Foration rotary par outil tricône :

Ce procédé est réservé à de très grosses exploitations ; il fait appel à de puissantes machines. L'outil utilisé comme broyeur permet de réaliser des trous à partir de 160 mm de diamètre. ^[06]

II.6. Paramètres caractérisant l'engin de foration :

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par :

- ❖ Le diamètre de foration : dans les travaux miniers d'abattage, le diamètre de foration varie de 45 à 152 mm ;
- ❖ La profondeur de foration : elle détermine la plage de diamètres utilisables, et peut, dans certains cas, imposer une technique de foration. Par exemple, les engins légers ne permettent que la foration à faible profondeur et en diamètre réduite. Un autre exemple peut être donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes ;
- ❖ La quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille. Par exemple dans le cas d'une production importante, le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes.

II.7. Choix du matériel de foration :

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de : ^[10]

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

II.7.1. Indice de forabilité (I_f).

La forabilité d'une roche exprime la facilité avec laquelle un outil de forage pénètre dans la roche. Elle dépend d'un certain nombre de paramètres, en particulier de la résistance, dureté et texture de la matrice rocheuse, et de son abrasivité. Certains essais, généralement utilisés dans les pays anglo-saxons, ont pour but de quantifier la forabilité. Il ne faut pas perdre de vue toutefois que la forabilité in situ dépend aussi de la densité de discontinuités.

Pour mesurer l'aptitude d'une roche au forage on effectue un test de laboratoire appelé (Drilling Rate Index) que l'on pourrait traduire par indice de forabilité, car il inclut à la fois des tests de friabilité, d'écrasement au choc, et d'abrasion, (arrachement de morceaux de roche à l'aide d'une lame à profil normalisé).

II.7.1.1. Évaluation de l'indice de forabilité (DRI) :

L'indice de forabilité est déterminé par la formule suivante : ^[12]

$$I_f = 0,007 \times (\sigma_{\text{comp}} + \sigma_{\text{dép}}) + 0,7\gamma; \quad [\text{II. 1}]$$

Où :

- γ : Masse volumique de la roche en t/m^3 ;
- σ_{comp} : Résistance à la compression : $\sigma_{\text{comp}} = 100 * f$; Kgf / cm^2 ;
- $\sigma_{\text{dép}}$: Résistance au déplacement : $\sigma_{\text{dép}} = (0,16 \div 0,33)$; Kgf / cm^2 .

Après calculer l'indice de forabilité on cherche dans le tableau au-dessous quelle est le type de forabilité, leur classe et catégorie (tableau de classification de la forabilité des roches).

Tableau II.1. Classification des roches selon I_f . ^[12]

| Classes | D_f | Types des roches | catégories |
|---------|-------------|---------------------------|--------------------|
| I | 1 ÷ 5.0 | Forabilité très facile | 1, 2, 3, 4, 5 |
| II | 5.1 ÷ 10.0 | Forabilité facile | 6, 7, 8, 9, 10 |
| III | 10.1 ÷ 15.0 | Forabilité moyenne | 11, 12, 13, 14, 15 |
| IV | 15.1 ÷ 20.0 | Forabilité difficile | 16, 17, 18, 19, 20 |
| V | 20.1 ÷ 25 | Forabilité très difficile | 21, 22, 23, 24, 25 |

II.7.1.2. Paramètres de forabilité :

La forabilité est un terme employé dans la construction pour décrire l'influence d'un certain nombre des paramètres sur le taux de forage (vitesse de forage) et l'usure de l'outil de forage.

Comme a pu être vu dans l'introduction technique, la forabilité est influencé par les paramètres de machine de forage choisie. Indépendamment des paramètres techniques, particulièrement les paramètres géologiques influenceront fondamentalement l'exécution de forage et l'usage de forage (figure II.1). Les caractéristiques spécifiques du matériel de roche et de la masse de roche peuvent au moins être en partie mises dans des figures avec l'aide des propriétés mécaniques de roche. Mais l'état de la masse de roche dépend également fortement de l'histoire géologique, des conditions atmosphériques, Décomposition hygrothermique et de la structure des discontinuités.

Par conséquent, on doit passer par trois niveaux de recherche : minéral, type de roche et la masse de roche. ^[09]

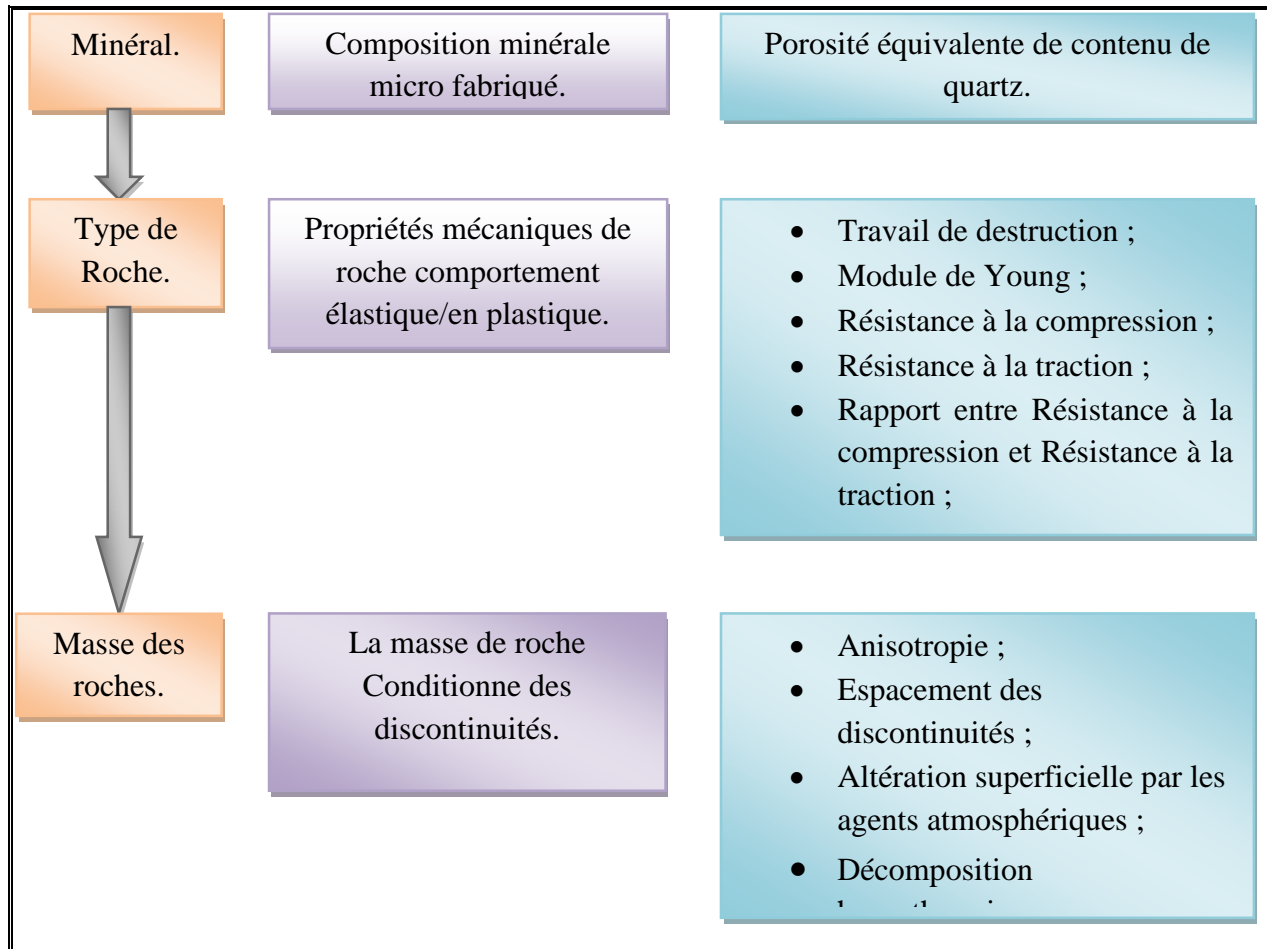


Figure II.1 : Schémas générale des caractéristiques du minéral, la roche et la masse rocheuse.

[09]

D'une façon générale on peut retenir :

- ❖ La foration rotative, quand elle peut être utilisée, est toujours la solution la plus économique ;
- ❖ Les diamètres pratiques d'utilisation de la foration fond de trou sont compris entre 110 et 203 mm ;
- ❖ La foration en diamètres 76 et 102 mm sont de ressort de machines hors de trou (sauf si la foration rotative peut être utilisée) ;
- ❖ Le choix hors de trou ou fond de trou se pose en pratique entre les diamètres 110 à 127 mm, voir 140 mm dans des cas particuliers.

II.8. Théorie de pénétration :

Puisque la grande majorité de la pénétration de roche dans l'extraction à ciel ouvert est effectuée par les systèmes mécaniques d'attaque, le reste de cette section est consacré presque entièrement au forage. [09]

II.8.1. Composants d'opération de système :

Il y a quatre principaux composants fonctionnels d'un système de forage (et de la plupart des autres systèmes de pénétration) :

- ❖ Machine de forage (source d'énergie) ;
- ❖ Tige de forage (émetteur d'énergie) ;
- ❖ Outil de forage (applicateur d'énergie) ;
- ❖ Fluide de circulation.

Ces composants sont liés à l'utilisation de l'énergie par le système de forage dans la roche d'attaque des manières suivantes :

- ❖ La machine de forage, convertissant l'énergie de sa commande de grille d'origine (fluide, électrique, pneumatique) ;
- ❖ La tige transmet l'énergie du moteur ou l'outil de forage. (moteur à combustion) en énergie mécanique pour enclencher le système ;
- ❖ L'outil de forage (Le taillant) est l'application de l'énergie dans le système, attaquant la roche mécaniquement pour réaliser la pénétration ;
- ❖ Le fluide nettoie le trou, refroidissent le taillant, et stabilisent parfois le trou.

Dans les machines de forage commerciales, l'attention s'est concentrée dans une certaine mesure sur la réduction de déperditions d'énergie par transmission. Ceci a mené à l'introduction des exercices de fond de trou (dans le trou), de la grande variété de percussion et du type rotatif de trépan à molettes (électro et turbine), bien que ce dernier ait trouvé l'application principalement dans le sondage de puits de pétrole. Ils remplacent la transmission d'énergie mécanique par la transmission liquide ou électrique, qui habituellement comme conséquence plus d'énergie atteignant le taillant et le forage plus rapide.

II.8.2. Mécanismes de pénétration :

Il y a seulement deux manières de base d'attaquer la roche mécaniquement par la percussion et la rotation. C'est l'interaction de taillant/roche qui régit l'efficacité du transfert d'énergie et la nature du processus de rupture.

Entraînant la roche se casser pendant le forage est une question d'appliquer la suffisamment de force avec un outil pour dépasser la force de la roche. Cette résistance à la pénétration de la roche se nomme force de forage.

De plus, le champ de contrainte créé par l'outil doit être ainsi dirigé quant à la pénétration de produit sous forme de trou et de la taille désirée. Ces efforts sont quasi-statiques en nature, parce que des forces sont appliquées lentement dans le processus de forage. La force d'inertie, l'onde de contrainte induite, et le taux de charger des effets dans le forage de roche ont été démontrés pour être négligeables. ^[09]

Les différentes manières dont les exercices de percussion, rotary, et de combinaison attaquent la roche sont comparées dans la (figure II.3).

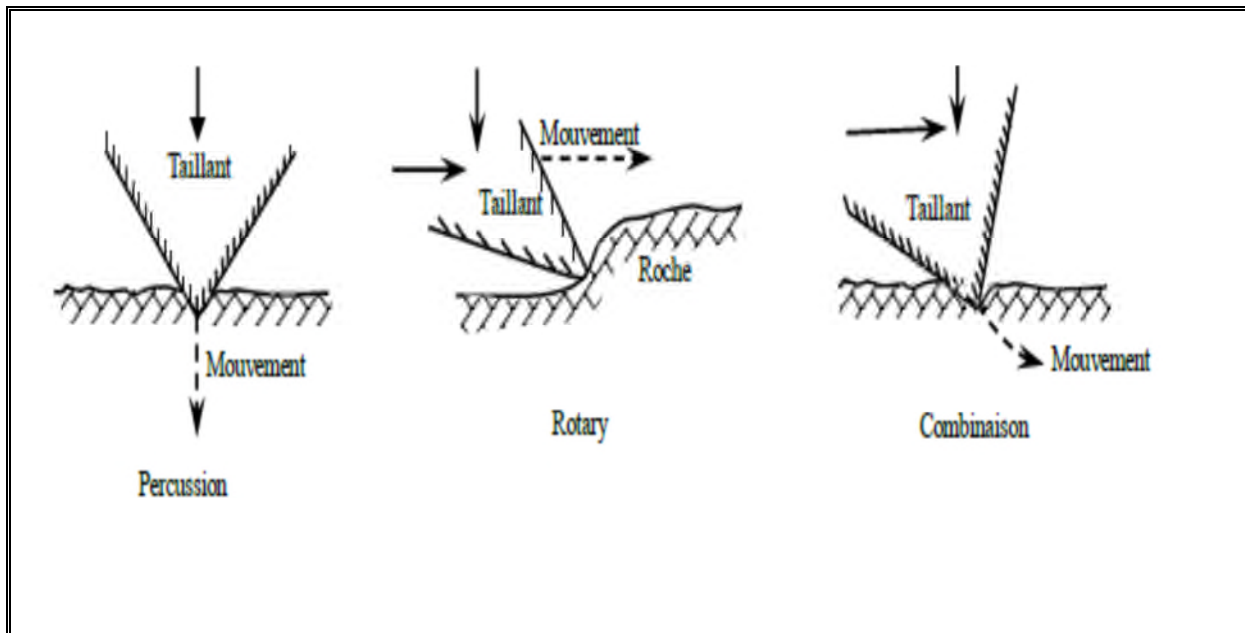


Figure II.2: Différents types d'action de forage dans l'attaque mécanique des roches. ^[09]

II.8.2.1. Forage à percussion :

L'applicateur dans un forage à percussion est un outil formé par bouton clouté ou de burin qui effectue la roche avec un marteau comme le coup. L'effort efficace en cassant les actes de roche essentiellement dans une direction axiale et d'une façon de palpitation.

Le couple de rotation appliqué, cependant, n'est pas habituellement responsable d'aucune pénétration de la roche, puisqu'il est petit dans la grandeur et, avec la rotation de barre de fusil, est opératif entre les coups seulement. De même, la fonction unique de la poussée appliquée est de rester le taillant en contact avec la roche. ^[09]

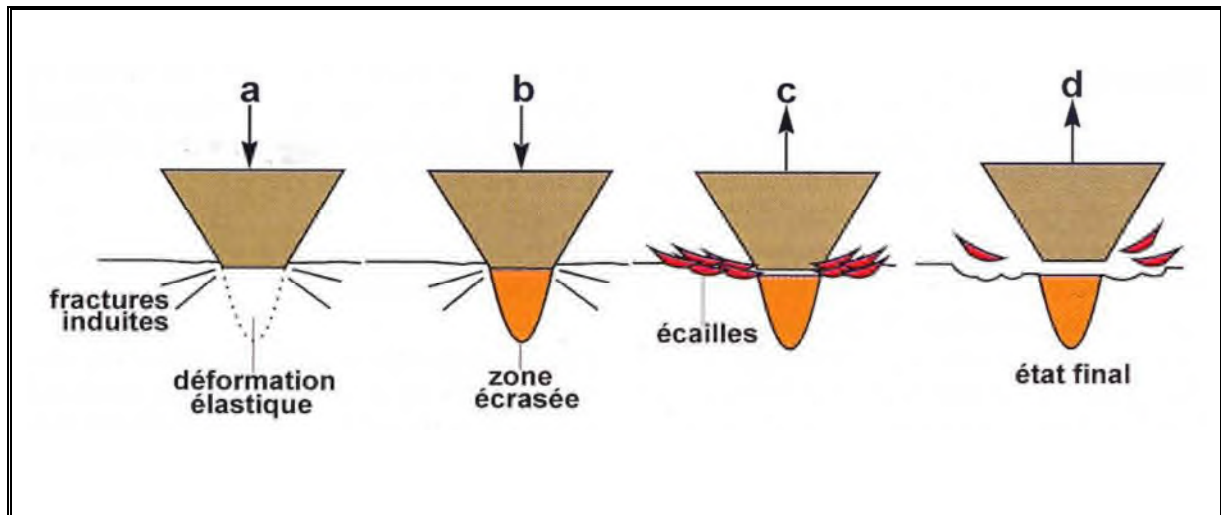


Figure II.3 : Mécanisme de la rupture par un outil à percussion. ^[09]

Au début du choc, la roche est comprimée élastiquement sous le taillant tandis qu'à distance se forment des fractures radiales (a). La roche comprimée sous le taillant s'écrase ensuite brusquement et se pulvérise (b).

Quand le taillant commence à rebondir, les parties périphériques se détachent en grandes écailles (c et d), il reste une surface rugueuse avec des coins de roche pulvérisés.

II.8.2.2. Forage rotative ou rotary coupante :

La planification ou l'action de forage rotary de trépan à lames est effectuée par une série d'outils, y compris la lame et les exercices de diamant comme la corde, la chaîne. Indépendamment des géométries du dispositif, l'action de drague sur la surface de découpage est assurée par deux forces : pousser, une charge statique agissant normalement, et le couple, le composant de force tangentielle du moment de rotation agissant sur la surface de roche. ^[09]

Le mécanisme de la pénétration dans le forage rotary de trépan à lames est comme suit (figure II.4) :

- ❖ Que le taillant en contact avec la roche, apparaît une déformation élastique ;
- ❖ La roche est écrasée dans la zone haute contrainte à coté de taillant ;
- ❖ Les fissures propagent le long de la trajectoire de cisaillement sur la surface, formant des morceaux ;
- ❖ Le taillant avance pour entrer en contact avec la roche en planche encore, déplaçant les fragments cassés.

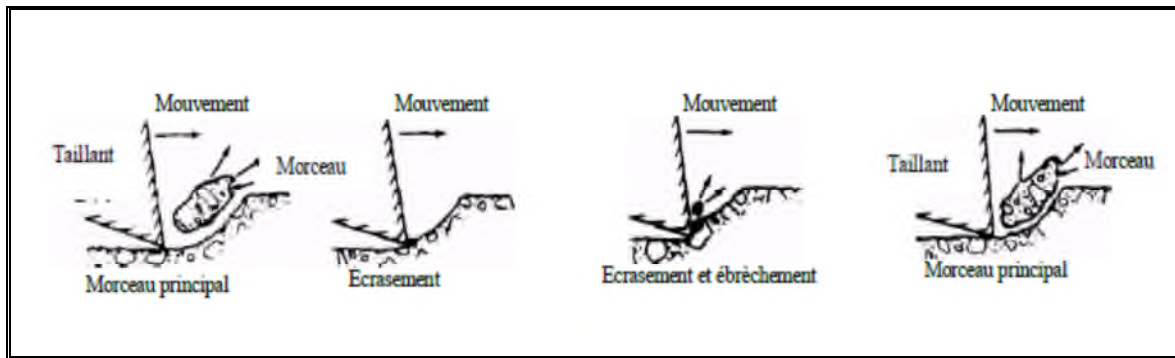


Figure II.4 : Mécanisme de la pénétration par un outil rotatif. ^[09]

Les paramètres principaux de la foration rotative sont les suivants (figure II.6) :

- ❖ Le soufflage : L'objectif du soufflage est d'évacuer les débris de foration ;
- ❖ La poussée : L'objectif de la poussée est de maintenir en permanence l'outil en contact avec la roche. Celle-ci sera déterminée empiriquement en fonction de la nature de la roche et du diamètre de foration. L'augmentation de la poussée se traduit par une augmentation de la vitesse jusqu'à une certaine limite au-delà de laquelle la vitesse diminue ;
- ❖ La rotation : Contrairement à la foration roto percutante, la relation de l'outil en forage rotatif a pour objectif la destruction de la roche. La vitesse de rotation ^[09] décroît avec le diamètre de l'outil, et la vitesse de pénétration croît avec le diamètre de l'outil, et la vitesse de pénétration croît avec la vitesse de rotation.

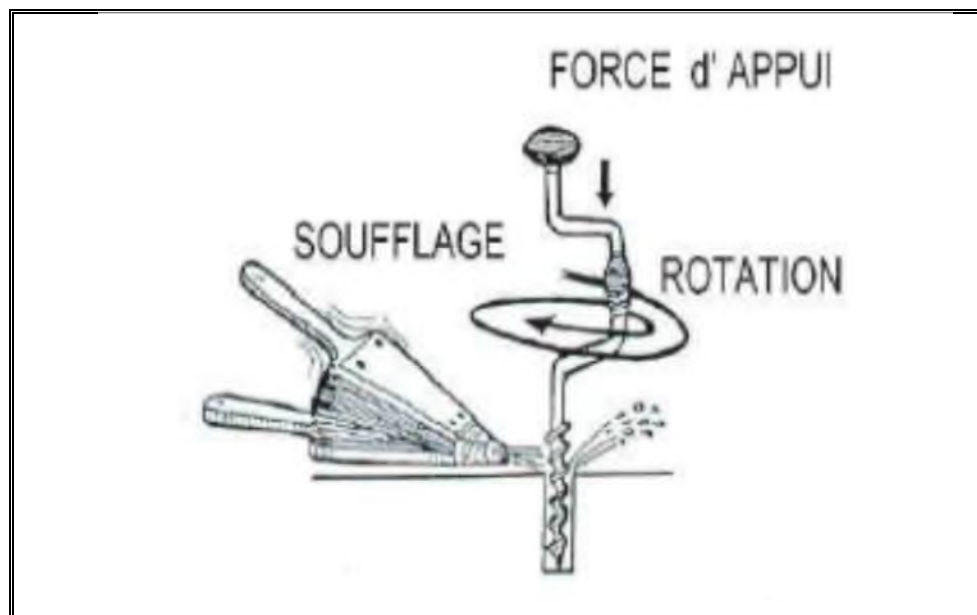


Figure II.5 : Paramètres principaux de la foration rotative. ^[09]

II.9. Facteurs influençant le forage :

Un certain nombre de facteurs affectent la pénétration de roche ou le déplacement de découpages dans le processus de forage. Les divers facteurs peuvent être groupés en six catégories : ^[17]

- ❖ Machine de forage ;
- ❖ Tige ;
- ❖ Taillant ;
- ❖ Fluide de circulation ;
- ❖ Trou de forage ;
- ❖ Roche.

Ces facteurs de conception dans les catégories (machine de forage, tige, taillant et fluide de circulation), les composants du système de forage lui-même, désigné sous le nom des variables d'opération. Ils sont contrôlables dans des limites, en corrélation parfois, et doivent être choisis pour assortir les conditions environnementales reflétées par la catégorie 6, type de roche. Ces variables d'importance primordiale dans les divers systèmes de forage sont énumérées dans le tableau II.2.

Les facteurs de trou de forage de la catégorie 5, diamètre, profondeur, et inclinaison, sont dictés principalement par des conditions extérieures et sont des variables indépendantes dans le processus de forage.

Un autre groupe de facteurs est externe au processus de forage lui-même et peut désigner sous le nom des facteurs du travail ou de service. Il s'agit notamment des variables opérationnelles liées au travail, la supervision et le chantier, l'échelle des opérations, disponibilité de l'énergie, et la météo. Bien que les facteurs d'emploi ne soient pas impliqués dans les mécanismes de pénétration de la roche, ils peuvent exercer une influence considérable sur les performances de forage.

Tableau II.2 : Variables d'exploitation du forage et de leurs effets sur les différentes méthodes. ^[17]

| | Percussion | rotative | Roto percutante |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|
| Machine de forage : <ul style="list-style-type: none"> ❖ Puissance de forage. ❖ Poussé de forage. ❖ Couple de forage. ❖ Vitesse de forage. ❖ Energie de coup. ❖ Fréquence de coup. | X X - - - - | X X X X - - | X X X X X X |
| Tige : <ul style="list-style-type: none"> ❖ Dimensions de tige ; ❖ Géométrie de tige ; ❖ Propriétés de matériels. | X X X | X X X | X X X |
| Taillant : <ul style="list-style-type: none"> ❖ Diamètre de taillant ; ❖ Géométrie de taillant ; ❖ Propriétés de matériels. | X X X | X X X | X X X |
| Fluide de circulation : <ul style="list-style-type: none"> ❖ Débit de fluide ; ❖ Propriétés de matériels. | X X | X X | X X |

II.10. Coût de forage :

Comme toutes les méthodes de reconnaissance mettant en œuvre des matériels perfectionnés, les forages sont coûteux. Ils sont toutefois, dans la quasi-totalité des cas, indispensables pour mener à bien l'étude de sols en vue de la construction d'un ouvrage, et l'on peut dire qu'ils coûtent cher, même et surtout si on ne les fait pas.

Le matériel de forage est lui-même très coûteux, et la constitution d'un atelier de carottage (machine, outillage, porteur) représente un investissement de l'ordre d'un million de francs (en 1984). L'amortissement du matériel est long, les frais de fonctionnement élevés ainsi que les frais de personnel. Concernant celui-ci, un atelier est normalement servi par deux à trois personnes dont un chef sondeur qui doit être très qualifié.

La recherche de coûts types (par exemple prix du mètre linéaire de forage selon la méthode) conduit à des fourchettes de valeurs étendues tant sont variables les conditions rencontrées. ^[09]

Néanmoins, nous pouvons faire ressortir les paramètres suivants qui conditionnent ces coûts :

- ❖ Concentration des points de reconnaissance (maillage) : celle-ci sera différente selon que l'ouvrage étudié est linéaire (autoroute, collecteur) ou étendu (gisement alluvionnaire), selon aussi le degré de précision recherché, dans le cas d'une reconnaissance phases, par exemple ;
- ❖ Accès au site de forage : la mise en station est évidemment plus aisée en bordure d'une route en rase campagne qu'en montagne hors de toute voie praticable, une situation extrême étant représentée par l'amenée de la machine par hélicoptère, ou le sondage offshore sur plate-forme ;
- ❖ Méthode de forage, type de matériel : en attribuant un coefficient au coût par mètre linéaire de forage selon les méthodes ;
- ❖ Nature des terrains traversés : Des terrains présentant des caractéristiques extrêmes, notamment quant à la dureté ou la stabilité, requièrent l'utilisation de procédés, d'appareillages ou de produits complémentaires (couronne à diamants, tubages, boues élaborées, etc.).

II.11. Tendances :

La foration, telle que nous la connaissons, reste le moyen le plus économique de réaliser des trous dans les différentes roches. Les développements à atteindre peuvent être classés en trois grandes catégories : ^[09]

- ❖ Les développements liés à la protection de l'environnement. Traitement du bruit : les engins de foration en particulier en foration percutante sont bruyants ;
- ❖ Traitement des poussières ou comment encore améliorer le fonctionnement des dépoussiéreurs.
- ❖ Les développements liés à la compréhension des mécanismes de destruction des roches et à leur caractérisation. les développements liés à la génération et la transmission de l'énergie de percussion ;
- ❖ Les développements liés à l'instrumentation : ceux-ci sont des systèmes de mesures et d'enregistrement des paramètres de foration, et de fonctionnement de la machine jusqu'aux systèmes de navigation et automatismes.

II.12. Conclusion :

Le choix d'une machine particulière pour la réalisation de forage dans une carrière ou mine à ciel ouvert est une étape difficile de conception de technologie, exigeant des jugements de valeur. Dans les conditions des carrières de calcaires algériennes en faisant un choix optimal des paramètres de forage qui nous permettent de forer avec un prix minimal.

Il est à noter, que le fait de construire un trou de mine de forme cylindrique dans le massif par la destruction de la roche est effectué au moyen d'outils dont l'action peut être le cisaillement, la coupe, etc.

Le procédé de destruction des roches a trouvé une très large application lors des travaux miniers. Ce procédé peut être divisé selon le travail de l'outil et l'application des charges :

- ❖ Destruction suivant le mode de forage rotatif ;
- ❖ Destruction suivant le mode de forage percutant ;
- ❖ Destruction suivant le mode de forage roto-percutant.

A partir des procédés et des modes de forage, nous pouvons classer les machines selon la figure II.6. ^[03]

Enfin, il est à signaler que, les conditions de travail des machines minières notamment les machines de forage nécessitent certaines exigences :

- ❖ Corps de la machines assez solide ;

- ❖ Présence d'un mécanisme d'avancement permettant le déplacement de la machine le long de la taille ;
- ❖ La partie électrique doit être anti-déflagrante pour éviter tout risque d'explosion de gaz ou de poussière.

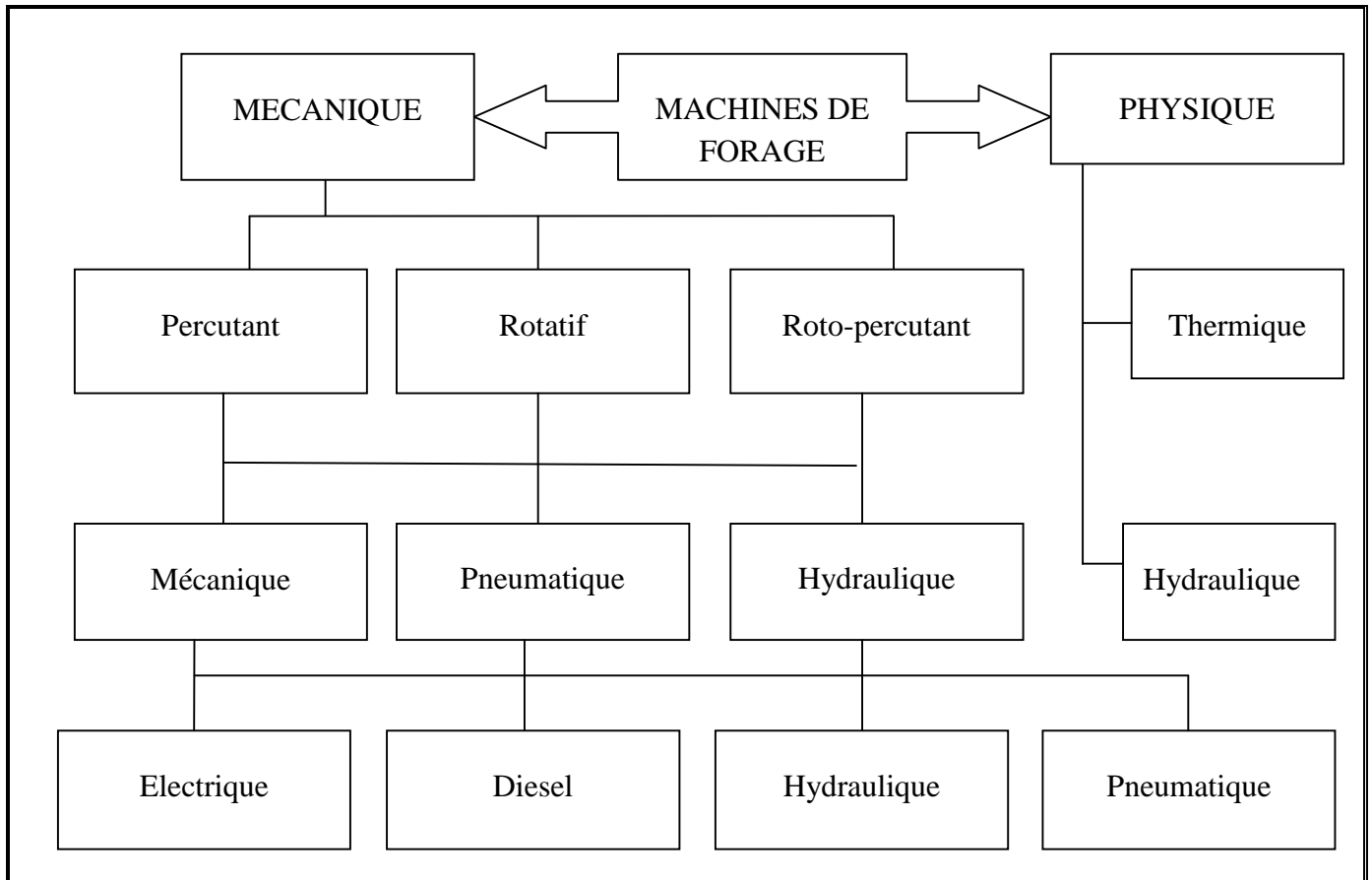


Figure II.6. Classification des machines de forage. ^[03]

III.1. Introduction :

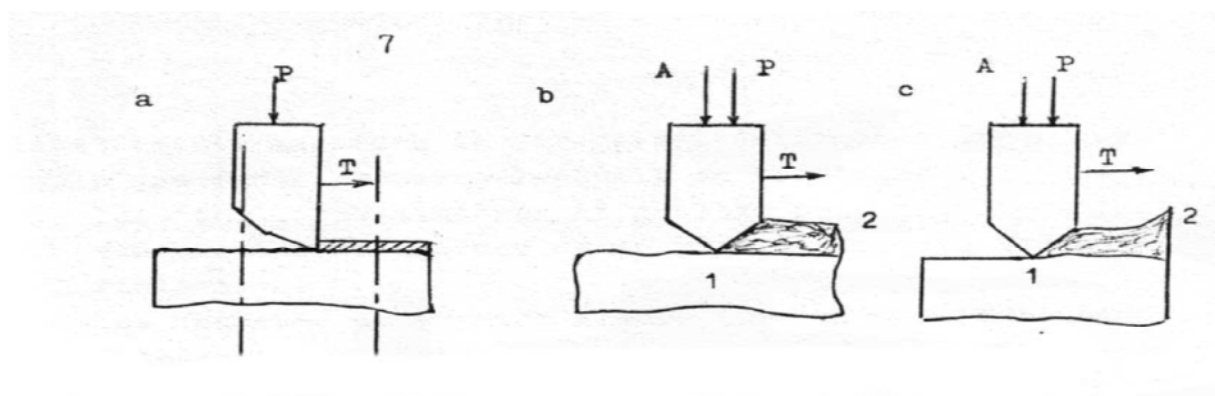
Le forage roto-percutant consiste à appliquer à l'outil de forage ou taillant, un couple de rotation et une énergie de frappe. L'utilisation de cette méthode est assez récente et date d'après la deuxième guerre mondiale, elle est particulièrement utilisée pour la reconnaissance et l'abattage, en carrières et en tunnels au rocher.

Lors de la foration dans les roches de dureté moyenne et grande, le mode de forage roto-percutant est très apprécié et tend à remplacer les perforateurs classiques. L'avancement de l'outil est assuré par un mécanisme séparé fonctionnant le plus souvent automatiquement.

Dans ce chapitre, on va analyser le mode de fonctionnement des sondeuses destinées a cette méthode de forage, afin d'assurer un régime de fonctionnement bien adapté aux machines roto-percutantes.

III.2. Classification, performances des travaux de la foration :

D'après le caractère du travail de l'outil et l'application des charges, on distingue les machines de forage rotatif, percutant et roto-percutant. ^[03] Le schéma de La destruction des roches selon divers modes de forage est représenté sur la (figure III.1).



Légende :

- a) Rotatif, b) roto-percutant, c) percutant.
 A : impulsion d'une force de choc ;
 P : Effort axial ;
 T : Effort tangentiel.
 1 : destruction de la roche par coupe;
 2 : destruction de la roche par choc.

Figure III.1 : Destruction de la roche lors du forage. ^[11]

La (figure III.2) reflète la distribution des valeurs relatives de l'effort axial P de la puissance de choc N_{ch} et de puissance de rotation N_r .

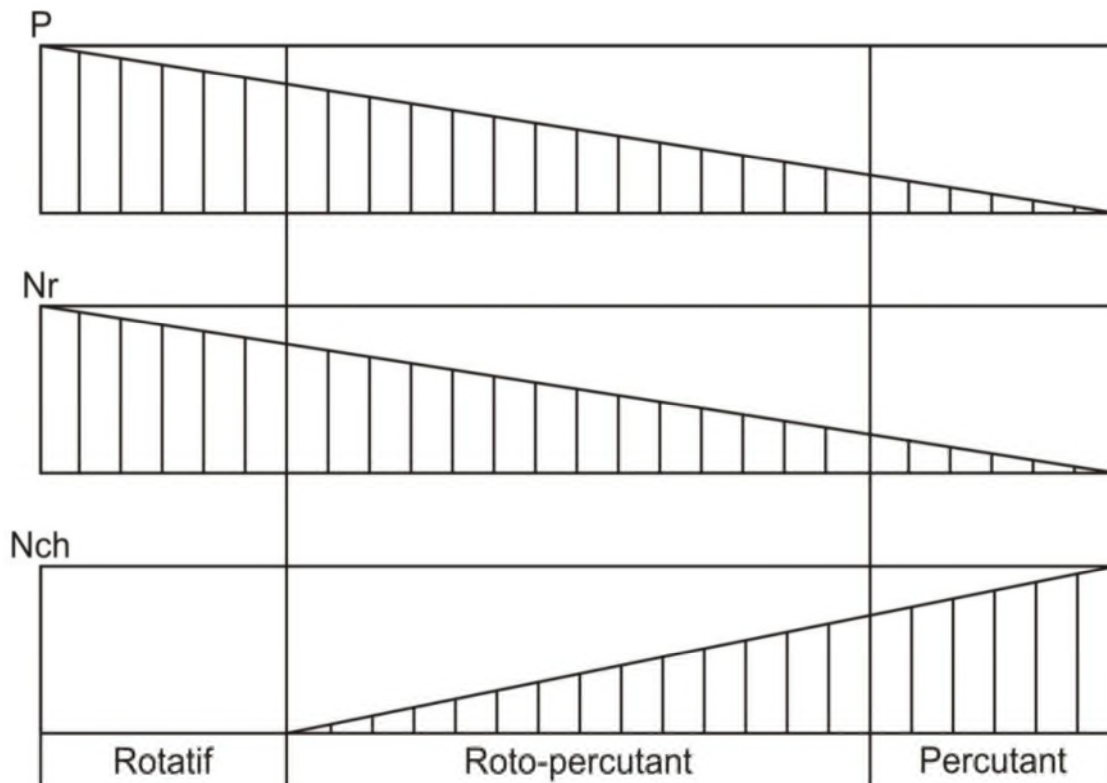


Figure III.2 : Valeurs relatives de l'effort axial P , de la puissance de rotation N_r , et de la puissance de choc N_{ch} lors de divers mode de forage. ^[11]

La pratique du forage montre que l'efficacité de l'application des machines à forer est déterminée par l'ensemble des facteurs parmi lesquels nous distinguons les conditions minières et géologiques ainsi que les paramètres technologiques de la réalisation des travaux miniers caractérisant le travail des machines à forer et le prix d'un mètre de trou.


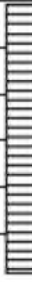

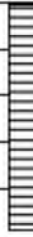

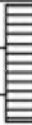

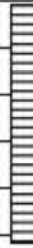


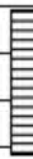


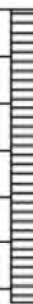
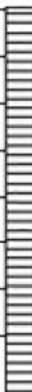
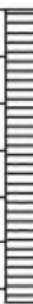
Nous rappelons que le diamètre des trous forés est différente, en moyenne il est égal à 50 mm pour les perforateurs. 100 mm pour les machines de forage rotatif, 150 mm pour les sondeuses roto-percutantes et 250 mm pour les sondeuses a molettes. Dans plusieurs cas l'application de grands diamètres de forage, le débit en hors gabarit est très élevé. Ce qui nécessite l'application d'un débitage secondaire, ou l'augmentation des paramètres des moyens de chargement et de transport.

Les massifs fissurés et de grande dureté représentent des conditions défavorables pour l'utilisation de grands diamètres de forage. Cette caractéristique se rencontre habituellement dans les calcaires. Pour cette catégorie des massifs l'application des trous de diamètre 120 à 150 mm s'avère rationnelle pour assurer une bonne fragmentation de la roche.

Les indices économiques caractérisant l'utilisation des sondeuses à molettes sont presque les mêmes pour les sondeuses roto-percutantes bien que leur productivité soit plus haute que ces dernières. Il convient de noter que les tentatives de la création des trépan à molettes ayant un petit diamètre n'ont pas abouti à des résultats satisfaisants, car leur durée de vie s'est vue diminuer. C'est ainsi que l'application des sondeuses roto-percutantes dans de nombreux cas est préférable à celle des sondeuses à molettes.

L'analyse des caractéristiques techniques des machines à forer existantes nous a permis de déterminer le domaine de l'utilisation de divers modes de forage réalisés par ces machines voir tableau II.1. ^[11] D'après ce tableau il convient de dire que le domaine d'utilisation des modes de forage en question se détermine par les indices technico-économiques et par les particularités de la construction des sondeuses, par exemple la limite inférieure du diamètre du trou foré à l'aide des trépan à molettes est limitée par les facteurs constructifs, a profondeur de forage pour les autres modes se limite à l'efficacité des moyens de nettoyage etc. Ainsi ce tableau permet oui, en sachant les propriétés physico-mécaniques des roches et paramètres des travaux de forage déterminés, de choisir le mode de forage convenable.

Tableau III.1. Domaine d'utilisation de divers modes de forage. [11]

| Percutant | Roto-percutant | Rotatif | | Mode de forage | |
|-------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|------------------|-----------------------------|
| A couronne | A couronne | A molettes | Coupant | Outils de forage | |
| | | |  | 1 - 6 | Coefficient de dureté J |
|  | |  | | 6 - 8 | |
| |  | | | 8 - 10 | |
| | | | | 10 - 12 | |
| | | | | 12 - 14 | |
| | | | | 14 - 16 | |
| | | | | 16 - 20 | |
|  | |  |  | 0 - 5 | Indices d'abrasivité, a, mg |
| |  | | | 5 - 10 | |
| | | | | 10 - 18 | |
| | | | | 18 - 30 | |
| | | | | 30 - 45 | |
| | | | | 45 - 65 | |
| | | | | 65 - 90 | |
| | | | | > 90 | |
|  | | |  | 0 - 50 | Diamètre du trou, d, mm |
| |  | | | 50 - 100 | |
| | | | | 100 - 150 | |
| | |  | | 150 - 200 | |
| | | | | 200 - 250 | |
| | | | | 250 - 300 | |
| | | | | 300 - 350 | |
| | | | | 350 - 400 | |
|  |  |  |  | 0 - 5 | Profondeur de forage, H, m |
| | | | | 5 - 10 | |
| | | | | 10 - 15 | |
| | | | | 15 - 20 | |
| | | | | 20 - 25 | |
| | | | | 25 - 30 | |
| | | | | 30 - 35 | |
| | | | | 35 - 40 | |

III.3. Etude théorique de la roto percussion :

L'énergie cinétique du piston est transmise au taillant par le train de tiges, (foration de type THD, marteau hors du trou) ou directement par l'intermédiaire d'une pièce de liaison (emmanchement) dans le cas d'un marteau de type DTH fond de trou. ^[09]

Le rendement de cette transmission est dépend du mode de liaison des tiges, de la forme des emmanchements et du piston de frappe.

Au niveau du taillant la roche est finement broyée au voisinage de l'impact puis écaillée en (petits grains de roche) près de la surface libre. En profondeur sur une distance qui dépend des caractéristiques mécaniques de la roche (élasticité ou plasticité), elle est simplement fissurée et sera détruite par le ou les prochains impacts (figure III.3).

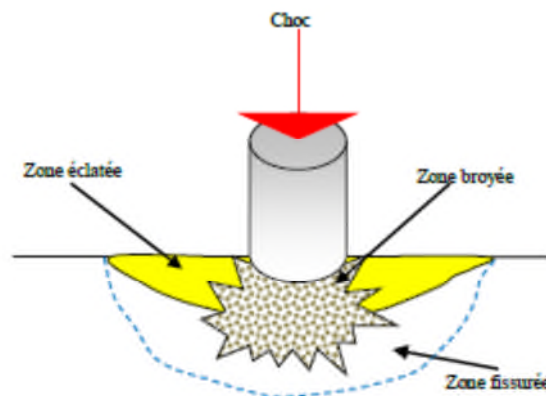


Figure III.3. : Fragmentation de la roche. ^[09]

Les cuttings sont composés de fines poussières et de petits éclats de grosseur variable en fonction la nature de la roche. Le type de taillant, sa forme, le nombre et l'emplacement des picots (boutons d'impact) sont déterminés en fonction de la friabilité, de l'abrasivité, de la dureté et de la fragilité de la roche. Sont également pris en compte la fissuration naturelle et la tectonique des terrains rencontrés.

Il y a cinq (05) paramètres qui influent sur la vitesse de pénétration dans la roche au niveau de l'appareil de forage:

- ❖ L'énergie d'impact (puissance du marteau) ;
- ❖ La fréquence des chocs ;
- ❖ La vitesse de rotation ;
- ❖ La force d'appui ;
- ❖ La vitesse d'évacuation des cuttings.

III.4. Principe de forage roto-percutant :

Le forage roto-percutant est destinés au forage des sondages verticaux est inclinés de 90 à 60°, de diamètre allant jusqu'à 1016 mm et une profondeur jusqu'à 60 m par l'intermédiaire des perceurs fond de trou (plongé) et des marteaux perforateurs pneumatiques et hydrauliques dans les roches de dureté peut atteint 20 et plus.^[03]

Ce mode de forage est réalisé à partir d'une rotation continue de l'outil et des charges par percussion périodique. Afin d'assurer un régime de fonctionnement rationnel aux machines roto-percutantes tout en tenant compte des propriétés physico-mécaniques de la roche, il est nécessaire de trouver la meilleure combinaison entre l'énergie d'un coup, le nombre de coups par tour de train de tiges et l'effort axial .

Les meilleurs résultats sont obtenus lors de la foration dans les roches de dureté $f = 6$ à 14 où la destruction de la roche est réalisée généralement par un mouvement de rotation de l'outil et les percussions favorisent la pénétration de ce dernier, quant à l'énergie d'un coup, elle est assez importante. Lors de la foration dans les roches de dureté est supérieur de 14, la destruction est réalisée généralement par les percussions.^[03]

III.5. Méthodes de Forage roto-percutant :

Il existe deux méthodes de forage roto-percutant qui sont pratiquement les seules utilisées aujourd'hui dans les travaux d'abatage :

- ❖ La foration par roto-percussion, marteau perforateur hors du trou THD (Top hammer Drilling) ;
- ❖ La foration par roto-percussion, marteau perforateur en fond de trou DTH (Down the hole).

III.5.1. Marteau perforateur hors du trou THD :

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

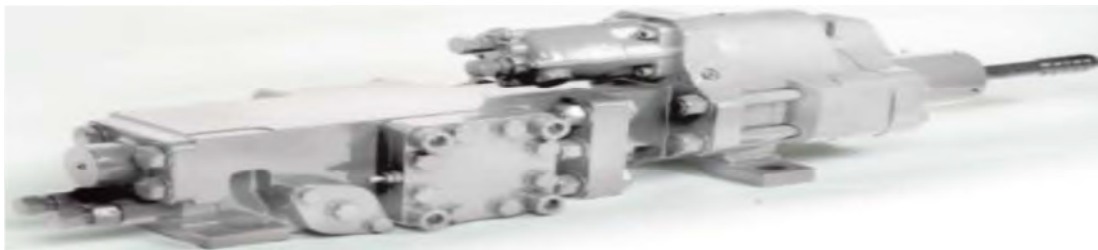


Figure III.4 : Marteau hors de trou (THD).^[16]

III.5.2. Marteau perforateur en fond de trou DTH :

Un taillant à boutons en carbure de tungstène fixé directement sur un marteau pneumatique, est mis en rotation et percussion pour casser et broyer la roche du terrain foré. Le marteau fonctionne comme un marteau piqueur, à l’air comprimé qui est délivré par un compresseur en plus de la machine de forage. Le flux d’air permet de remonter les cuttings du terrain. [09]

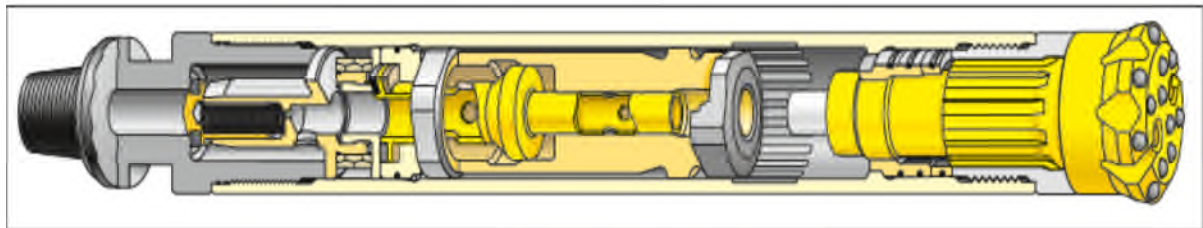


Figure III.5 : Coupe d’un marteau fond de trou (DTH). [13]

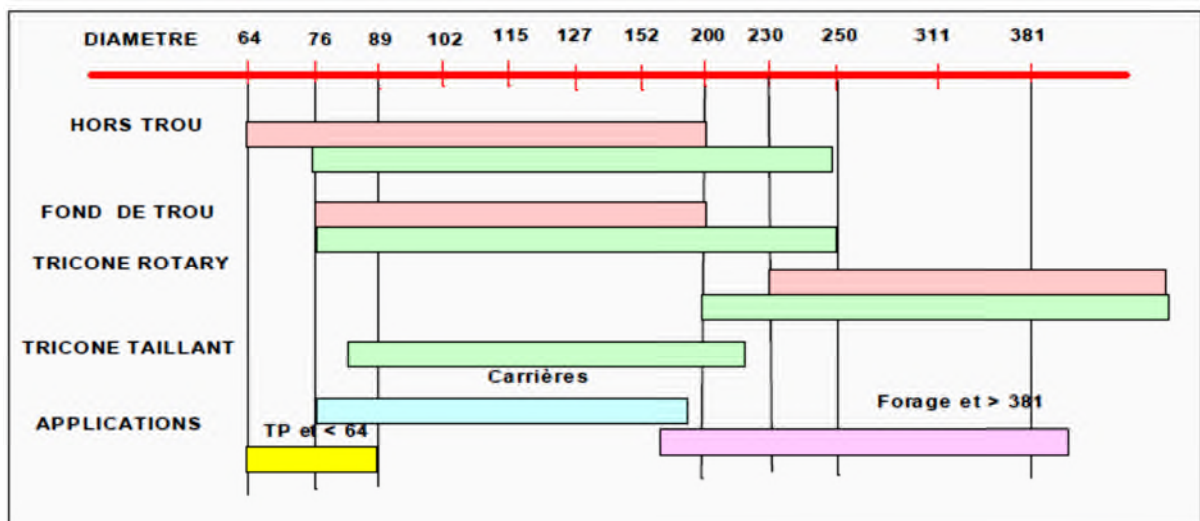
III.6. Domaine d’application de forage roto-percussion :

Le forage roto-percussion couvre un large domaine : la foration manuelle en diamètre de 33 à 48 mm, les travaux souterrains en diamètre de 41à 64 mm, les gros abattages par mines profondes en carrière de diamètre de 89 à 152 mm.

On observe au cours de la décennie écoulée une tendance très nette à une augmentation des diamètres [23]. L’arrivée sur le marché de machines de foration de plus en plus performantes et fiables a favorisé cette évolution (tableau III.2).

Les très gros diamètres 300 mm et au-delà sont du domaine du rotary tricône et réservé aux grands forages de recherche, eau, pétrole, sondage profond etc. [09]

Tableau III.2 : Domaine d’application des machines de forage. [16]



III.7. Paramètres de la foration roto percutante :

La foration roto percutante repose sur les quatre bases suivantes (figure III.5) :

- ❖ Le soufflage ;
- ❖ La percussion ;
- ❖ La poussée ;
- ❖ La rotation.

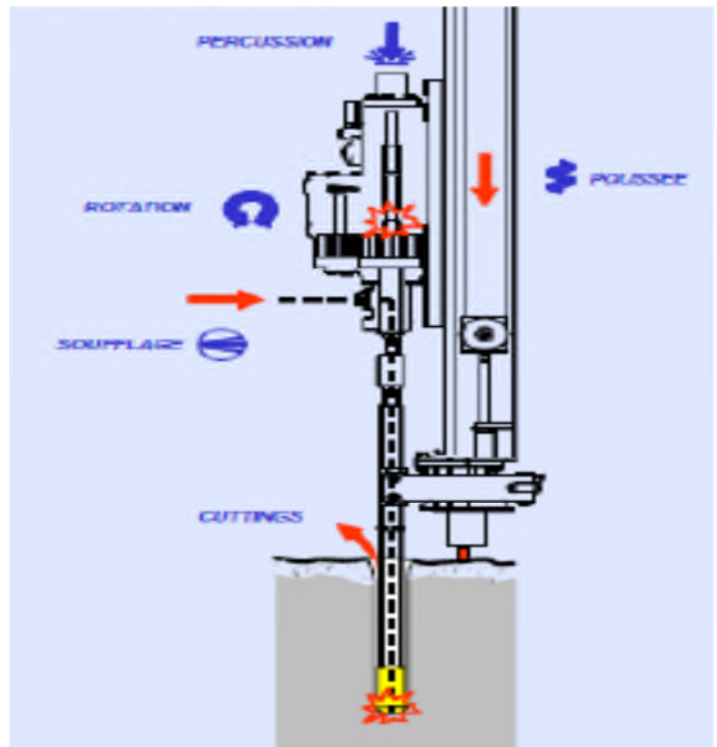


Figure III.6 : Paramètres principaux de la foration roto percutante. ^[09]

III.7.1 Soufflage :

Le soufflage est le paramètre le plus important de la foration roto percutante. S'il ne permet pas de remonter les débris de foration créés par le taillant, la foration ne pourra s'effectuer dans les meilleures conditions. Un trou de 20 m de profondeur et 102 mm de diamètre génère 410 kg de cuttings de densité = $2,5 \text{ kg/dm}^3$ (figure III.3). ^[09]

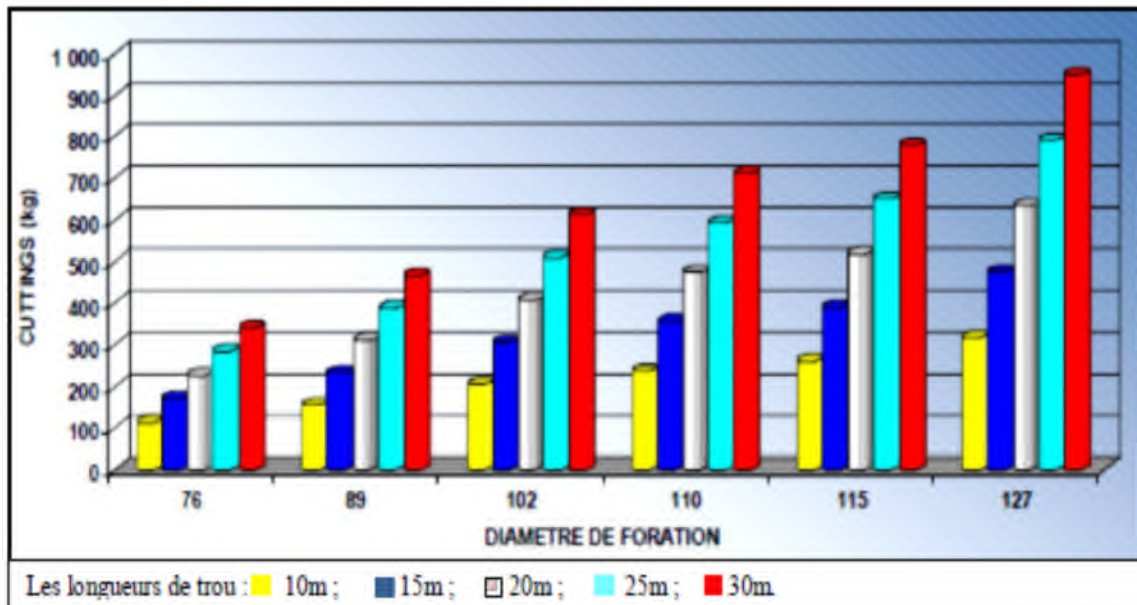


Figure III.7 : la masse des cuttings à évacuer selon le diamètre et la longueur de trou. ^[09]

Pour obtenir une évacuation correcte des cuttings, il faut que la vitesse ascensionnelle entre la paroi du trou et la tige soit comprise entre 15 et 30 m/s. En forage fond de trou, cette vitesse est obtenue sans problème. En effet, l'air servant au fonctionnement du marteau s'échappe par les trous de soufflage du taillant et entraîne les débris de foration. En générale, la vitesse obtenue est très supérieure aux valeurs indiquées ci-dessus.

Dans le cas de roche abrasive, il faudra envisager de réduire le diamètre des tiges de forage pour ralentir la vitesse de remontée des cuttings et ainsi limiter l'abrasion du train de tiges. La foration hors de trou, quant à elle, nécessite un choix soigneux du couple tige-taillant.

III.7.2. Percussion :

Le déplacement du piston à l'intérieur du corps du marteau permet de générer une énergie cinétique qui va être transmise à l'emmanchement ou directement au taillant fond de trou. ^[09]

La puissance d'un marteau, exprimé en KW ;

$$P = E_c \times f ; Kw \quad [III. 1]$$

Où :

- E_c : énergie par coup en Joule (J) ;
- f : fréquence de percussion en Hertz (Hz).

S'agissant de foration hors de trou, il est important de choisir les sections des tiges en fonction de la puissance des marteaux. Théoriquement l'idéal est un diamètre de tige égale au diamètre du piston.

La variation de puissance d'un marteau donné s'obtient, en pratique, par la variation de la pression d'huile ou d'air.

III.7.3. Poussée :

La poussée est un facteur fondamental de la foration roto percutante. L'objectif de la poussée est de maintenir en permanence le contact entre le taillant et la roche. Bien que très difficile à définir, une bonne poussée peut être vérifiée en mesurant la température des manchons. Si celle-ci est inférieure à 80°C, la force de poussée est correcte. ^[09]

Les conséquences d'un mauvais réglage de la poussée sont importantes sur le plan économique.

- ❖ Une détérioration des filetages ;
- ❖ Une réduction de la vitesse de pénétration.

Une poussée trop importante induit la remontée d'une partie de l'onde de choc sous forme d'une contrainte de compression avec les conséquences suivantes :

- ❖ Flambage du train de tige ;
- ❖ Risque de coincement du taillant ;
- ❖ Risque de déviation ;
- ❖ Réduction de la vitesse de pénétration ;
- ❖ Endommagement du marteau ;
- ❖ Usure plus rapide des taillants.

III.7.4. Rotation :

La rotation a pour but de faire en sorte, qu'à chaque impact, les boutons du taillant détruisent une partie saine de la roche, c'est-à-dire que le déplacement des boutons périphériques soit : ^[09]

- ❖ Très légèrement inférieur à leur diamètre dans le cas d'une roche dure,
- ❖ Très légèrement supérieur à leur diamètre dans le cas d'une roche tendre.

La formule suivante donne une bonne indication de la vitesse de rotation :

$$V_r = \frac{60 \times f \times d}{\pi \times D} ; \text{tr/min} \quad \text{[III. 2]}$$

Où :

- **f** : fréquence de frappe du marteau (Hz) ;

- **d** : déplacement périphérique (mm) tel que :
 - Roches abrasive : $d = 8 \div 9$ mm ;
 - Roches normales : $d = 10 \div 11$ mm ;
 - Roches tendres : $d = 11 \div 12$ mm.
- **D** : diamètre du taillant (mm).

III.8. Influence des différents facteurs sur l'efficacité du forage roto-percutant :

L'analyse des travaux des recherches montre que la poussée axiale (P) influe sur l'avancement de l'outil (h) selon la loi linéaire (figure III.8.a), l'accroissement de l'énergie et de la fréquence de coups augmente l'avancement de l'outil.

Par exemple si on a $P = 750$ kgf, le changement de l'énergie d'un choc A est de 1,2 à 3,0 kgf.m (figure III.8.a) donne l'accroissement de h est de 9 à 11 mm/tr. L'augmentation de l'énergie d'un choc avec l'augmentation parallèle de la fréquence de coups de provoque l'accroissement de la pénétration de l'outil de 2 à 3 fois (figure III.8.b). ^[09]

Pendant le forage des roches élastiques (calcaire), l'influence de l'énergie d'un choc sur l'efficacité de la destruction est déterminée par la force axiale (figure III.8.c). Il existe aussi l'influence de la vitesse de rotation de la tige n sur l'avancement de l'outil. Pendant le forage des grés avec la dureté $f = 5$ à 6, l'abaissement de la vitesse de rotation de 300 à 100 tr/min provoque l'augmentation de la pénétration de l'outil en deux (02) fois. Ce phénomène s'explique par le changement de l'angle de rotation entre deux coups.

En se basant sur les régularités considérées du processus de forage roto-percutant, la relation généralisée $h = f(P, A, f, \gamma)$ peut être présentée sous la forme d'une ligne inclinée par rapport aux axes de coordonnées « h – P » (figure III.8.d).

La valeur de h_1 correspond à l'avancement de l'outil quand il manque de poussée axiale. Ce régime de forage est le même que celui percutant. Quand on élimine les coups sur la tige de forage on a le régime de forage rotatif. La représentation de la figure III.8.d montre que l'avancement de l'outil pendant le forage roto-percutant est plus important que lors du forage percutant pour les mêmes valeurs de A, n_c et le forage rotatif pour la même valeur de P.

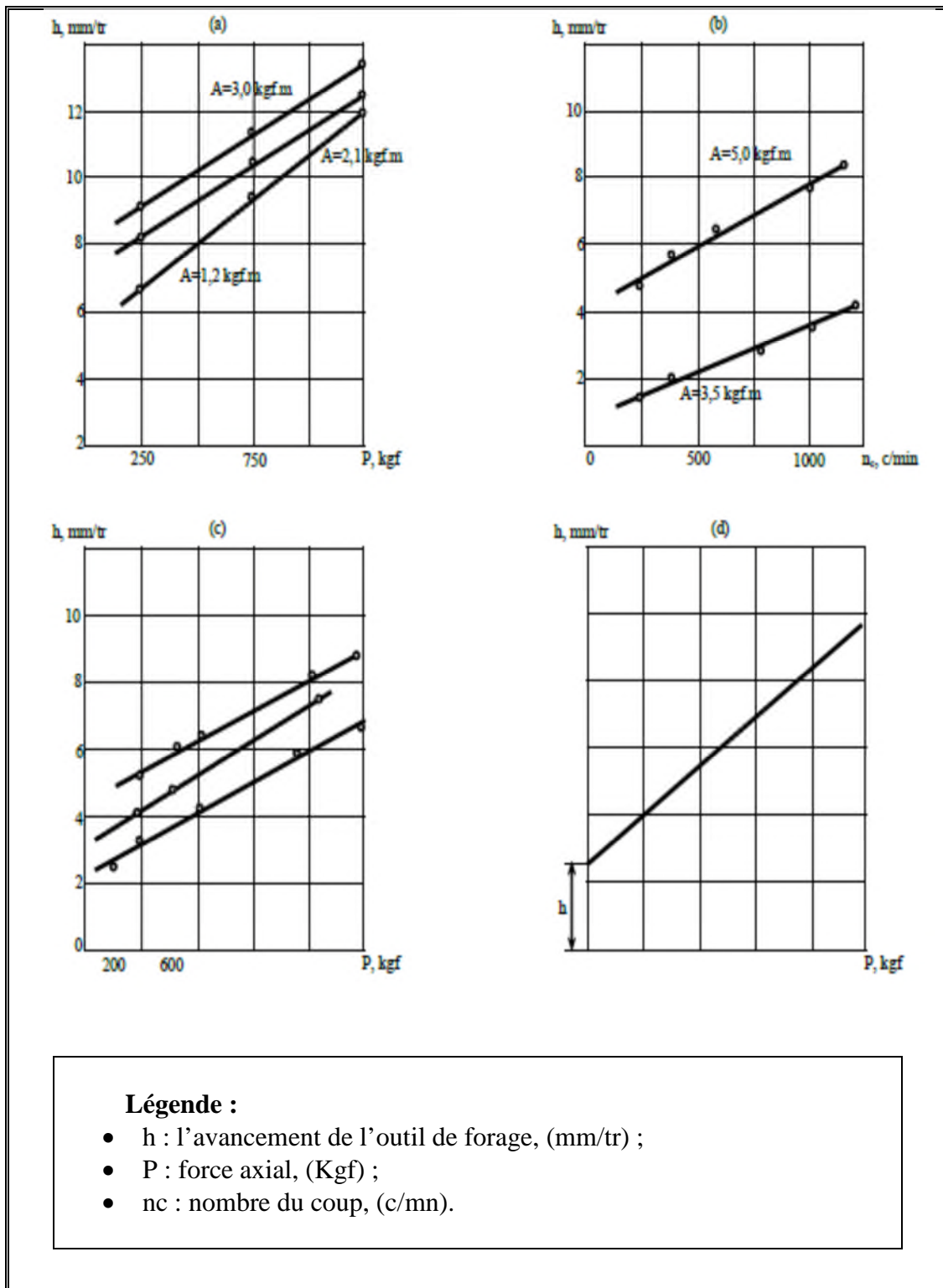


Figure III.8 : Influence de différents facteurs sur l'efficacité de forage roto-percutant. [09]

III.9. Nécessité d'une foration de qualité :

Pour faire correspondre les résultats pratiques aux résultats de tir pré-calculés, une première condition est que les trous de tir soient forés réellement comme assumés dans le modèle théorique. Ceci signifie que les trous doivent être localisés dans l'endroit exacte, et forés suivant la direction correcte et à la profondeur appropriée.

Les erreurs, d'implantation, d'amorçage et les trous omis sont des erreurs dues au Maître Mineur ou au foreur. La figure au dessous présente les sources d'erreurs principales qui peuvent entraîner une différence plus ou moins importante entre les schémas théoriques et réels.

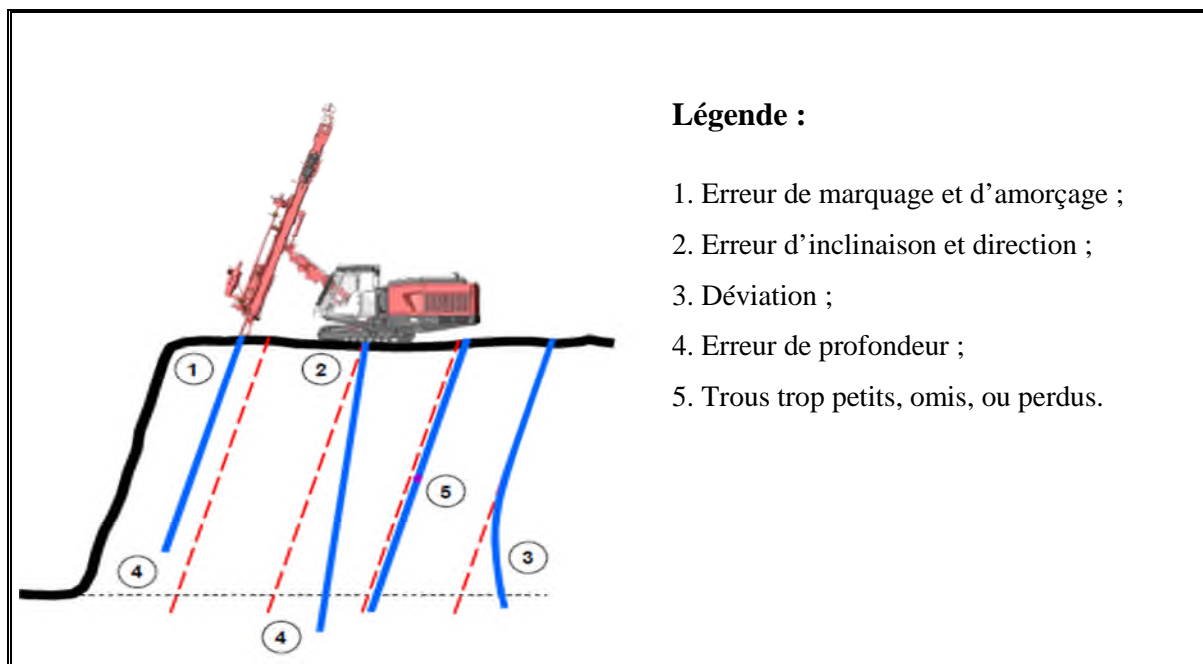


Figure III.9 : Principales erreurs de foration. [04]

Les erreurs d'inclinaison, de direction et de profondeur peuvent être évitées avec les systèmes de mesures disponibles sur le marché. Autant les dispositifs de mesures d'angle tendent à devenir standards, autant les systèmes de mesures de la profondeur par rapport à un plan de référence ne sont pas encore très développés malgré les économies qu'ils pourraient générer. Le fait d'obtenir des fonds de trous coplanaires permet d'avoir une banquette parfaitement plane et une meilleure venue du tir. [09]

III.9.1. Déviation des trous :

Un facteur principal influençant la fragmentation et le tir global résultant, est que le trou de forage suit sa trajectoire de conception sur toute sa longueur. Car les trous droits sont importants, la déviation de trou devrait être toujours évitée si possible.

Les conditions géologiques sont une cause majeure de la déviation dans le trou pendant le forage, qui est plus difficile de surmonter. La figure au dessous (figure III.10) montre l'influence du litage et la foliation.

Le trou de forage a tendance à dévier perpendiculairement à la direction du litage et fissures. La déviation est plus accentuée suivant la longueur des trous, c'est-à-dire il est établi que la déviation est proportionnelle au carré de la profondeur.

L'expérience montre que l'angle d'approche du taillant de foret vers les strates est crucial. Il semble y avoir une tendance pour le taillant de suivre parallèlement les strates pour l'angle d'approche inférieure 15 degrés. Dans la roche homogène, le forage des trous cause peu ou pas de déviation. [16]

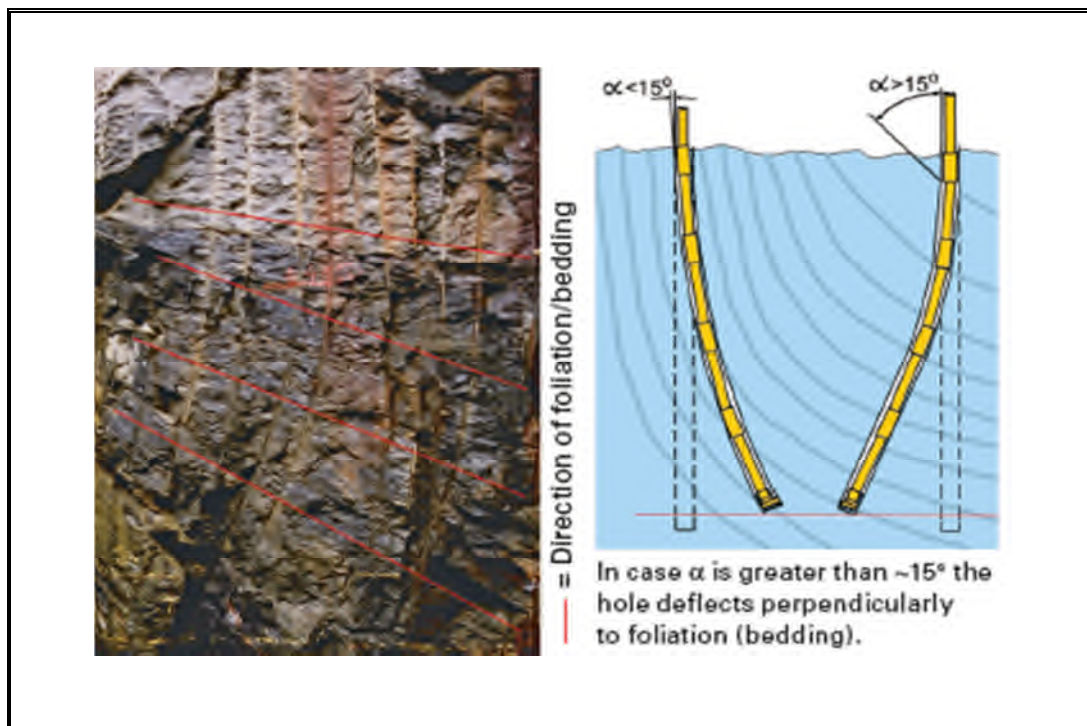


Figure III.10 : Influence de strates et de foliation sur le forage. [04]

Les erreurs dues aux déviations sont d'une façon générale moins fréquentes avec les foreuses fond de trou ou avec des allonges hors du trou de 60 mm de diamètre.

Si les engins de foration hors du trou sont plus sensibles aux déviations, il existe cependant un certain nombre de précautions qui permettent de réduire voire d'éviter ce problème. [09]

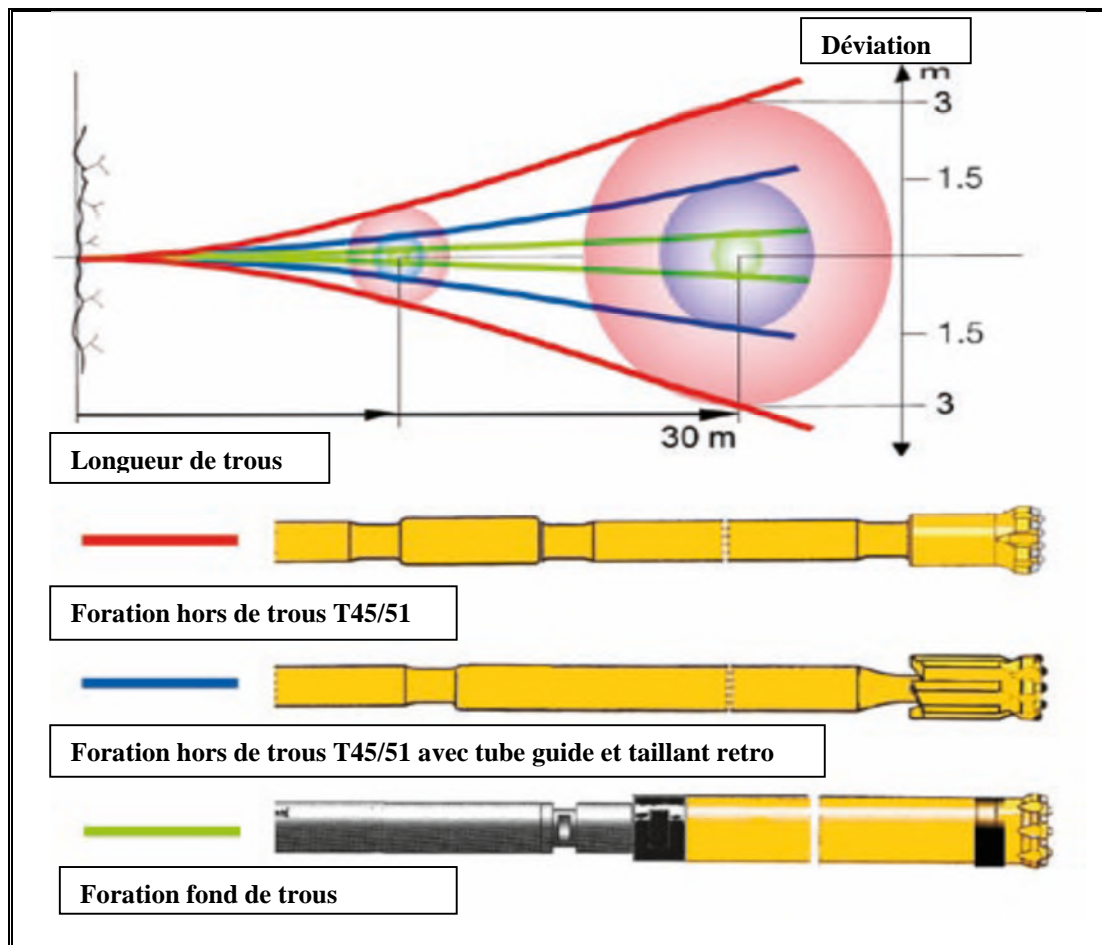



Figure III.11 : Degré de déviation en fonction de types de forage roto-percutant. ^[04]

III.9.2. Solutions proposées :

Il ya divers moyens pour réduire ces erreurs, Les remèdes sont les suivants:

- ❖ Choisir le rapport diamètre d'allonge-diamètre du taillant proche de l'optimum (tableau III.3), de plus le flambage est d'autant plus réduit que le diamètre de l'allonge est important.

Tableau III.3 : Différent diamètres (tige/taillant) en fonction de filetage. [04]



| Filetage | Diamètre de couplage (mm) | Diamètre de tige (mm) | Diamètre de taillant (mm) |
|----------|---------------------------|-----------------------|---------------------------|
| R32 | 44 | 32 | 51 |
| T35 | 48 | 39 | 57 |
| T38 | 55 | 39 | 64 |
| T45 | 63 | 46 | 76 |
| T51 | 71 | 52 | 89 |
| GT60 | 82 | 60 | 92 |
| GT60 | 85 | 64 | 102 |

❖ L’utilisation de tube guide de réduire de façon significative les déviations ;

La figure au dessous est un exemple représentatif. Sur la partie gauche illustre la différence entre la foration réalisée avec ou sans tube guide, et sur la partie droite montre aussi l’influence de déviation des trous sur le bilan techno-économique de la carrière.

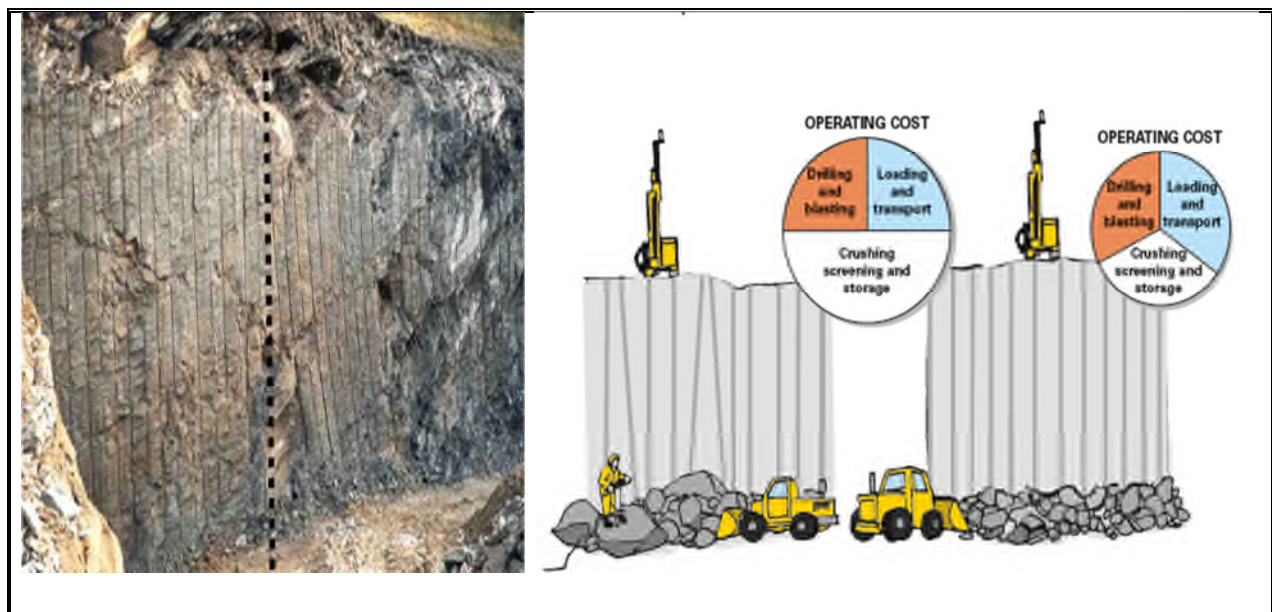


Figure III.12 : Schéma de foration avec et sans tube guide. [04]

- ❖ Eviter le glissement du pied de glissière pendant la foration. Ce phénomène augmente de façon très importante le flambage. La figure au dessous (partie gauche) montre le point de départ de la déviation en cas de glissement, et la partie droite que la déviation en fond de trou est fonction de la puissance 3 de la longueur du trou. Ce problème est classique dans le cas de foration à travers les zones de sur –foration du gradin précédent. ^[09]

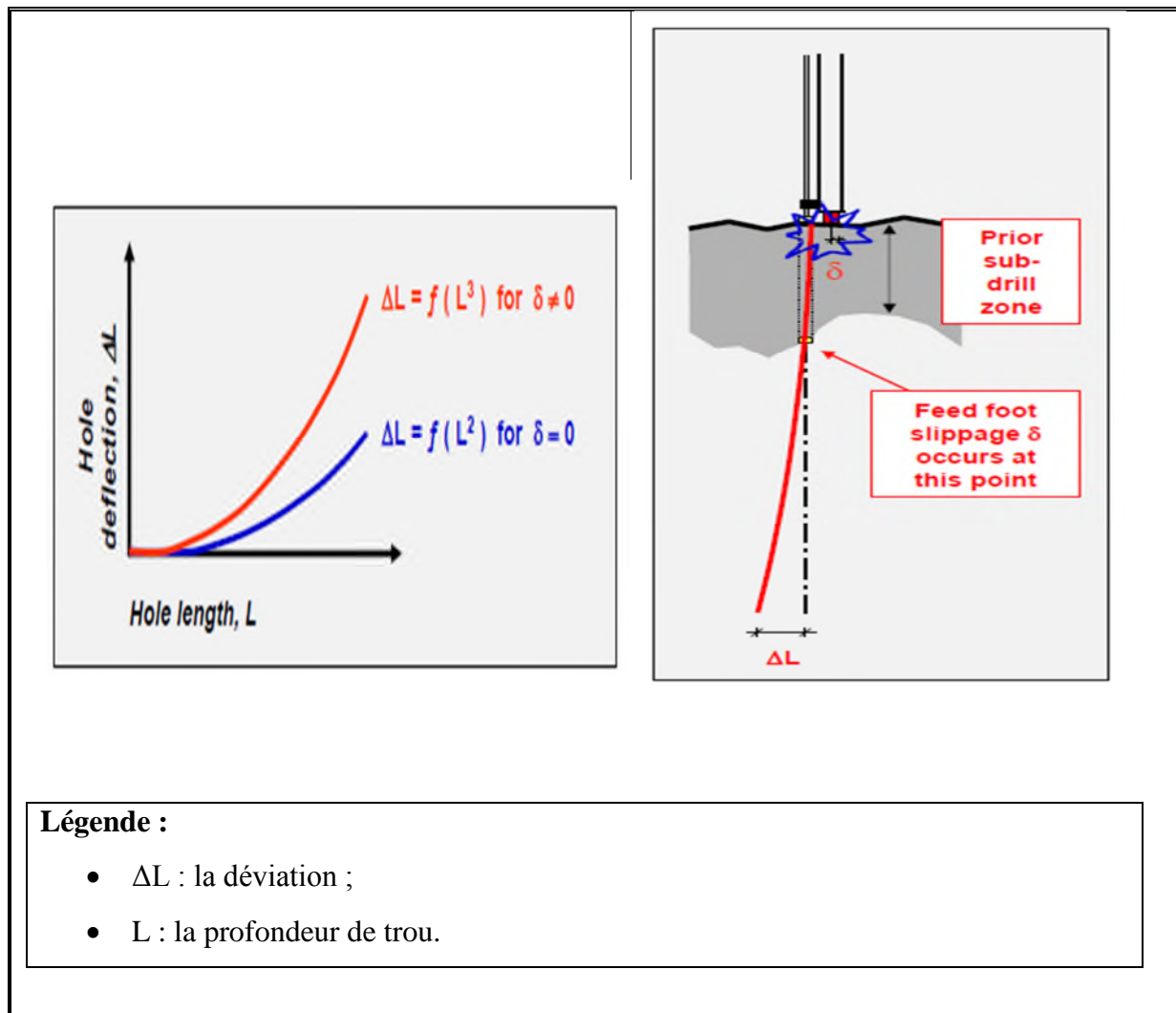


Figure III.13 : Glissement du pied de glissière. ^[04]

- ❖ Réduire le flambage du train de tiges en réduisant la poussée ;
- ❖ Enfin, pour éviter les effets dus à la gravité, il est recommandé de ne pas incliner les trous au-delà de 15° ;
- ❖ Choisir le type de taillant le moins influencé par les discontinuités (taillant retro);

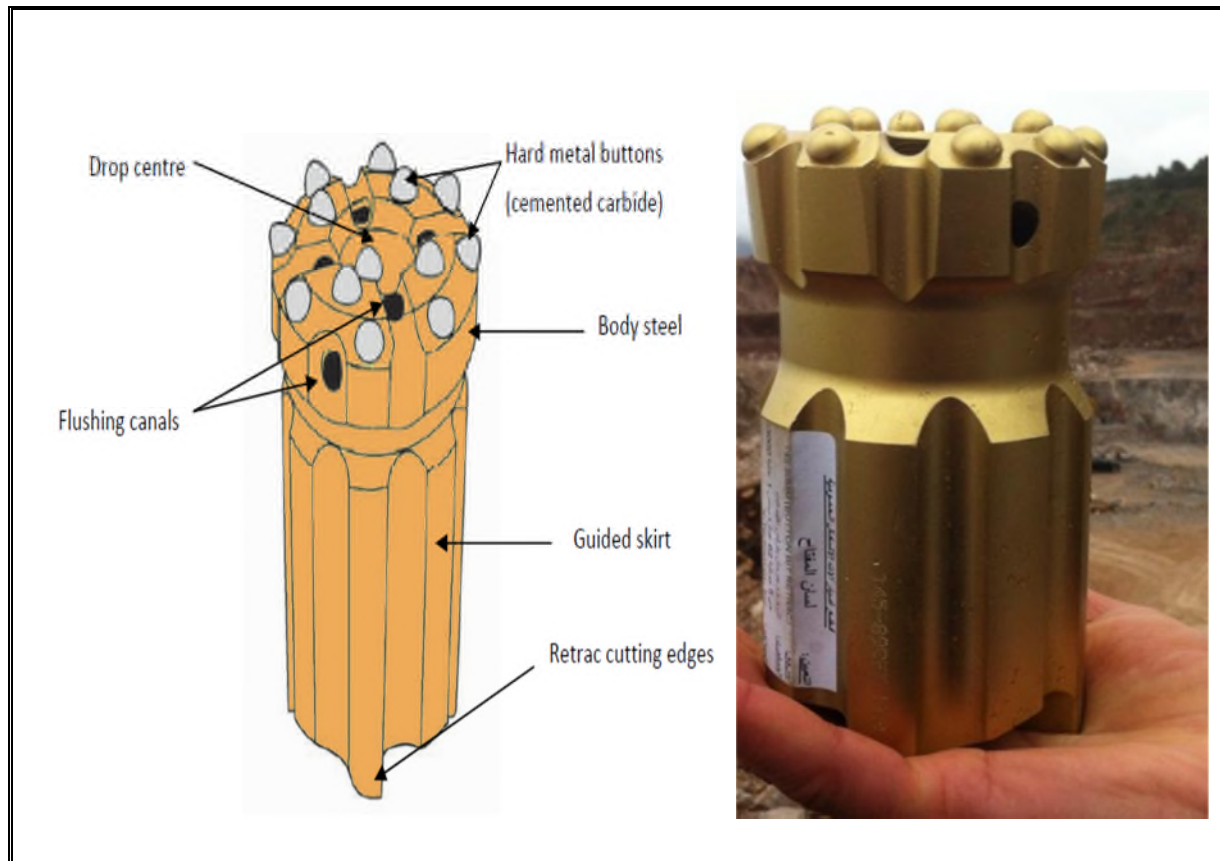


Figure III.14 : Exemple de taillant retro utilisé lors de forage.

III.10. Principe de fonctionnement d'un marteau hors de trou :

Les sondeuses a marteau hors de trous sont utilisées lors du forage des trous de mine de diamètre allant jusqu'à 150 mm et une profondeur qui peut atteindre 40 m. Les mécanismes de frappe et de rotation représentent un marteau perforateur pneumatique ou hydraulique dont le mécanisme de rotation est indépendant.

En termes simples, la méthode de forage roto-percutant à marteau hors de trou consiste que l'énergie d'impact est générée lorsque le piston est frappé la fin d'une tige (taillant) avec le marteau. De façon similaire, l'énergie d'impact du piston est transmise au train de tiges sous la forme d'ondes de choc où il est utilisé pour fracturer la roche.

En outre, couple de rotation est assurée par l'adaptateur de tige. La tige ou du tube transmet l'énergie d'impact et couple rotation au taillant, ce dernier attaque mécaniquement la roche pour obtenir une pénétration. En profondeur sur une distance qui dépend des caractéristiques mécaniques de la roche, elle sera détruite par le ou les prochains impacts.

Enfin, les déblais de forage sont retirés au fond du trou par voie aérienne (l'aspirateur).

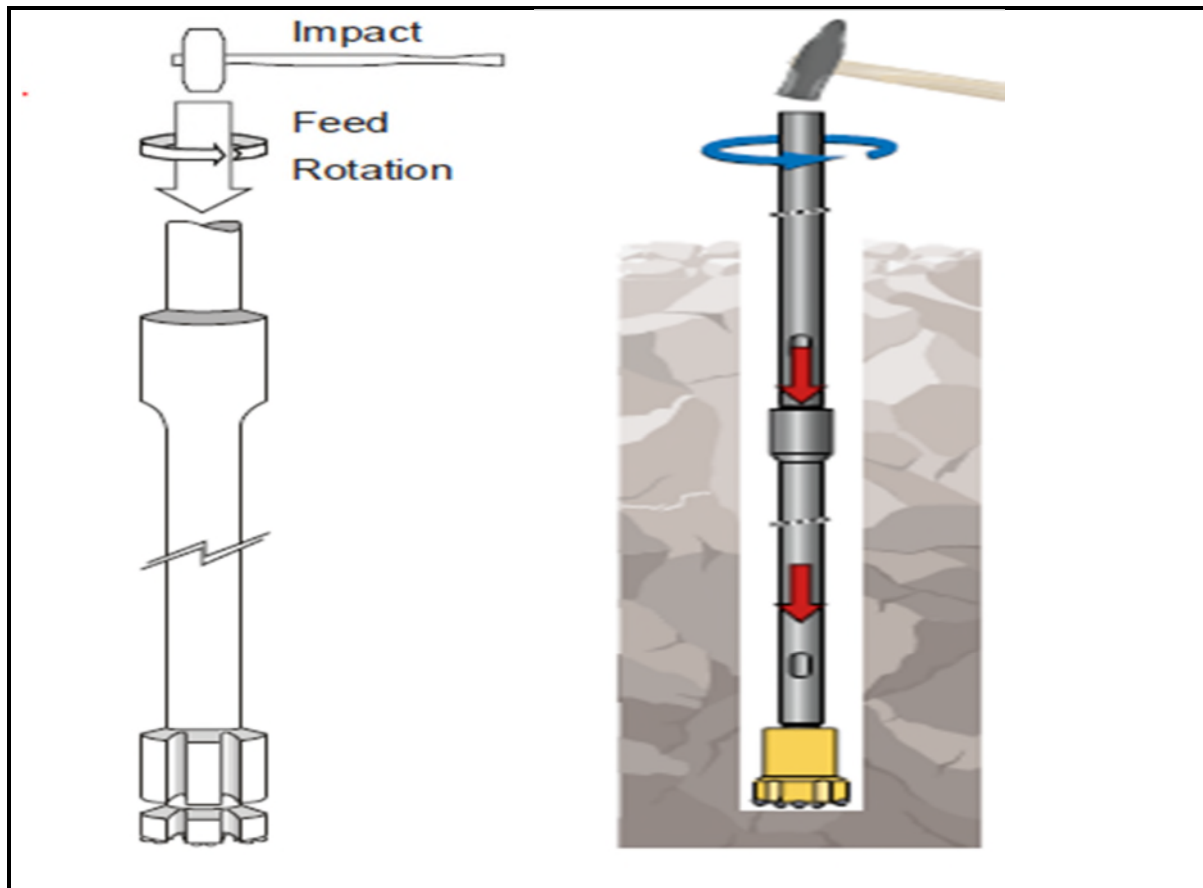


Figure III.15 : Principe de fonctionnement d'un marteau hors de trou. [18]

III.10. Conclusion :

En analysant les résultats des travaux scientifiques réalisés dans le domaine de forage de manière générale et notamment le forage roto-percutant, on peut déduire que ce dernier est le mode de forage le plus préférable dans les conditions des carrières de calcaire.

Il est à noter, que la ressemblance entre les sondeuses fond de trou et celles hors de trou, c'est que les mécanismes de rotation et d'avancement se trouvent à l'extérieure de trou.

L'utilisation efficace de ces machines de forage dans les carrières Algériennes dépend de certaines propriétés physico-mécaniques des roches. A cet effet, dans les prochains chapitres, nous allons étudier les paramètres caractérisant les propriétés de gisement choisis à l'étude pour arriver à la performance de mode de fonctionnement de ces machines.

IV.1. Introduction :

L'ouverture d'un gisement a pour but de réaliser l'accès aux moyens du transport de la surface vers les niveaux des fronts, elle consiste à creuser des tranchés ou des demi-tranchés qui donnent l'accès au gisement et des tranchés de découpage qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitations. L'évaluation dans le temps et dans l'espace des tranchés de découpages donne la naissance aux gradins.

La réalisation de ces tranchés se fait par des travaux de forage et de tir pour les gisements constitués de roche dure et très dure ou à l'aide d'excavateurs directement pour les roches de faible dureté. La disposition de différents tranchés pour chaque horizon doit être soigneusement étudiée car son impact est considérable sur les indices techno-économiques lors de l'exploitation des gisements par mode à ciel ouvert.

IV.2. Les facteurs qui s'influent sur le mode d'ouverture.

IV.2.1. 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 notre cas on un gisement à relief montagneux.

IV.2.2. les facteurs miniers :

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

IV.2.3. les facteurs économiques :

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

IV.3. Mode d'ouverture de la carrière :

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 » de bas vers le haut (annexe 8).

Le choix de la forme du tracé dépend de la pente et des dimensions du flanc de coupe et de la demi-tranchée. Dans les carrières à relief montagneux, on utilise les tracés :

- ❖ en serpentine ;
- ❖ simple ;
- ❖ rarement spirale.

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

IV.3.2. Les différentes étapes lors de l'ouverture :

Le creusement des demi- tranchées sur le flanc de coteau peut être effectué mécaniquement dans le cas de roches tendres, ou alors par travaux de forage et de tir si la dureté des roches est assez importante.

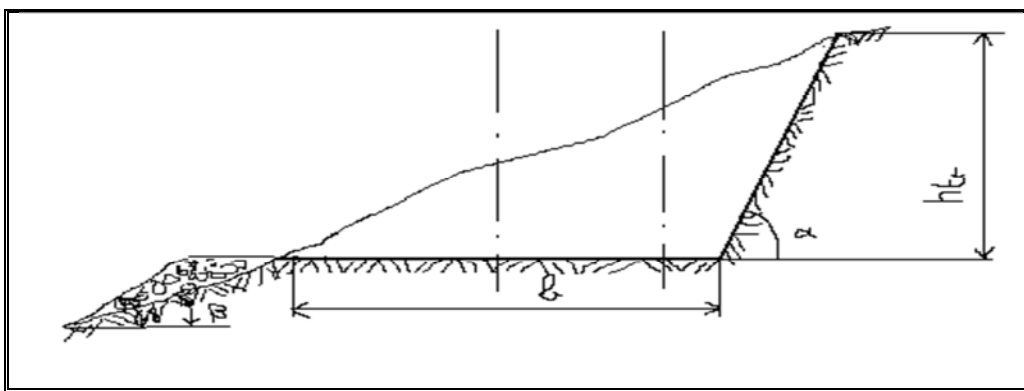


Figure IV.1 : la construction des demi-tranchées d'accès. [12]

Lors de la construction des demi tranchées d'accès, on utilise le schéma de creusement avec transport dont l'abattage des roches se fait à l'explosif lors de la dureté est immense, ce dernier nécessite la foration d'une série de rangées de trous d'où la hauteur doit être calculé.

Lors de creusement de la demi- tranchée l'opération constitue 03 étapes essentielles :

- ❖ La première étape consiste au creusement de demi-tranchée d'accès ;
- ❖ La deuxième étape consiste au creusement des tranchées de jonction ;
- ❖ La troisième étape consiste au creusement des tranchées de découpages.

IV.3.3. technologie de creusement du tracé :

Le creusement du tracé pour les conditions des roches d'Adrar Oufernou est assuré par des travaux de forage et de tir. Suivant le relief on doit assurer l'ouverture de la carrière par les trous verticaux à l'aide de chariot de foration, après le tir on utilise le bulldozer pour niveler la surface afin de faciliter l'accès de la sondeuse.

Cette dernière est utilisée pour la foration des trous horizontaux ou peu inclinés dans le but d'élargir l'accès.

Les images suivantes illustrent le processus de creusement des demi-tranchées d'accès :

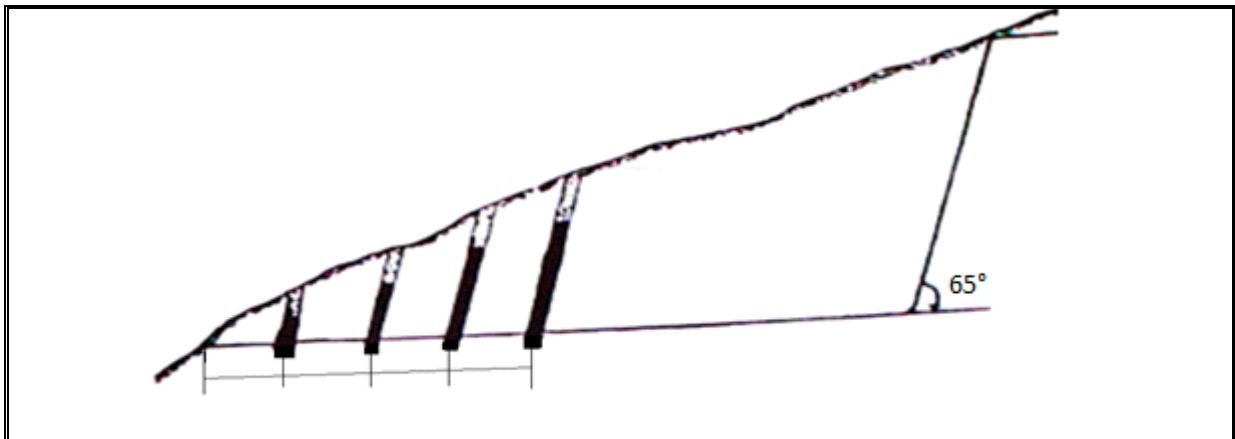


Figure IV.2 : Foration des trous verticaux. [12]

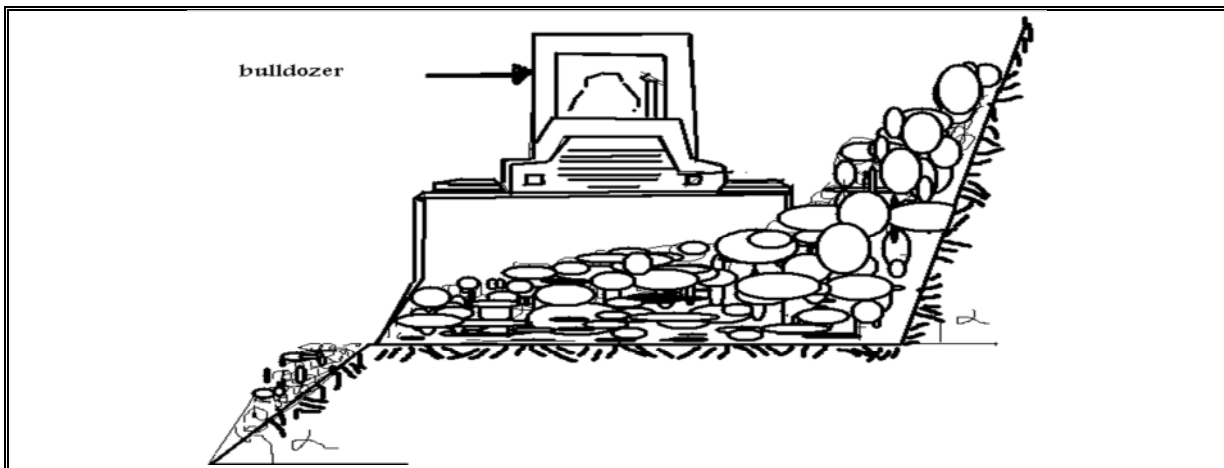


Figure IV.3 : Culbutage à l'aide du bulldozer. [12]

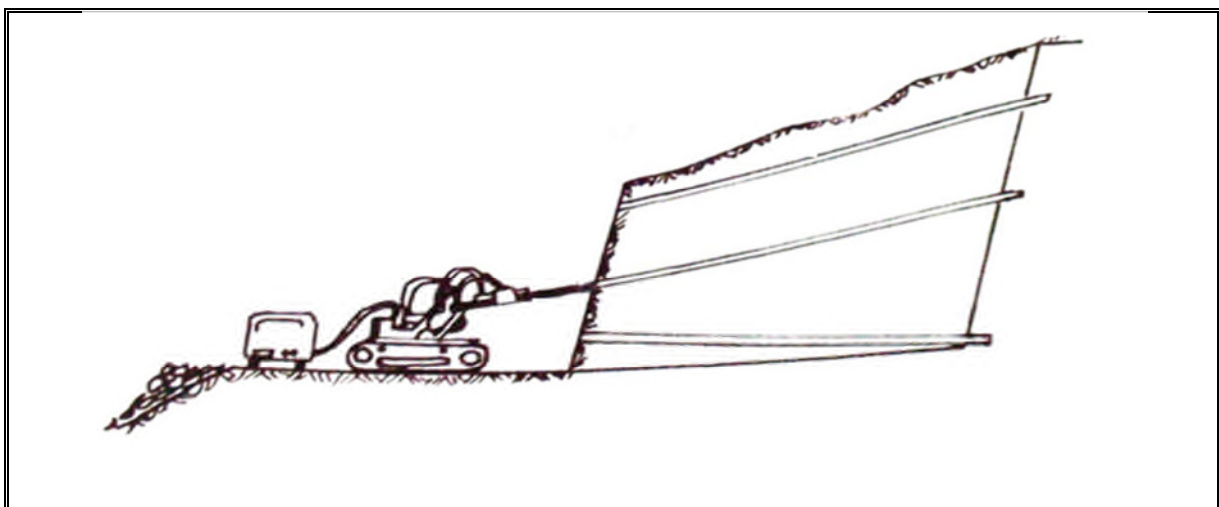


Figure IV.4 : Foration des trous inclinés et horizontaux. [12]

IV.4. Calcul les paramètres de tranchée d'accès.

IV.4.1. La pente longitudinale de la demi- tranchée d'accès :

Elle dépend du type de transport utilisé ; on distingue :

- ❖ Transport par camion : 6 ÷ 12% ;
- ❖ Transport par voies ferrée 2 ÷ 4% ;
- ❖ Transport à l'aide du convoyeur à bande 25 ÷ 33% ;
- ❖ Transport à l'aide du skip 50 ÷ 100%.

Généralement pour le cas de la carrière d'Adrar Oufernou la pente est de 10 %, car on a les schémas de transport par camion : (6 ÷ 12%) c'est-à-dire de (5,4° ÷ 10,8°) ^[12]

IV.4.2. Calcul la largeur du tracé :

La largeur du tranché d'accès dépend de celle des camions utilisés, du nombre de voies et de vitesse de déplacement des camions. Elle est déterminée par la formule suivante :

$$T = 2l_c + B_a + 2d_c ; m \quad [IV. 1]$$

Où:

- l_c : la largeur de camion (m) ;
- B_a : la distance entre les camions de transport au moment de leur rencontre, on prend $B_a=1m$;
- d_c : la largeur des remparts de protection, $d_c = (0.7 \div 1.7)$ on prend $d_c = 1 m$.

$$T = (2 \times 3,31) + (2 \times 1) + 1$$

$$T = 10 m.$$

IV.4.3. La longueur de la demi-tranchée d'accès :

La longueur de la demi tranchée d'accès dépend de la dénivelée de l'ouvrage qui est la différence des hauteurs entre le niveau initial d'exploitation et de niveau final, donc la longueur sera calculer comme suite :

$$L = \frac{H_f - H_i}{\tan \alpha} ; m \quad [IV. 2]$$

Où:

- H_f : le niveau supérieur de la demi tranchée, tel que $H_f = 360 m$;
- H_i : le niveau inférieur de la demi tranchée d'accès, tel que $H_i = 210 m$;
- $\tan \alpha = i$: l'inclinaison longitudinal moyenne de la demi tranchée qui dépend de type de transport $i = 10\% = 0,1$;

$$L = \frac{360 - 210}{0,1}$$

$$L = 1500 m.$$

IV.4.4. L'angle de pendage des bords de la demi-tranchée d'accès :

Comme on a une dureté qui est égale à 6 et selon le tableau suivant on a l'angle de pendage de notre demi-tranchée d'accès qui est égale à 65°.

Tableau IV.1. Valeurs des angles de bords des tranchées en fonction de la dureté. ^[12]

| Types de tranchée | Angles des bords des tranchées | | | | |
|-------------------|--------------------------------|-------|-------|-----------|---------|
| | Dureté des roches | 2 - 4 | 5 - 9 | 10 - 14 | 14 - 20 |
| Accès α | 60° | 65° | 70° | 80° | |
| Découpage | 60° | 70° | 75° | 80° - 85° | |

IV.4.5. Volume de la demi-tranchée d'accès :

Le volume de la demi tranchée est calculer par :

$$V_{tr} = S_t \times L ; m^3 \quad [IV. 3]$$

Où:

- **L** : la longueur de la demi tranchés d'accès, $L = 2400$ m ;
- **S_t** : section de la demi-tranchée d'accès :

$$S_t = \frac{h \times T}{2} ; m^2 \quad [IV. 4]$$

- **T** : la largeur de la demi tranchée, $T = 10$ m ;
- **h** : la hauteur de bord de la demi-tranchée :

$$h = \frac{T}{(\tan^{-1} \beta - \tan^{-1} \alpha)} ; m \quad [IV. 5]$$

- **A** : l'angle de pendage du talus de la demi tranchée $\alpha = 65^\circ$;
- **B** : l'angle de pendage de flanc de couteau $\beta = 30^\circ$.

D'où:

$$h = \frac{10}{\tan^{-1} 30 - \tan^{-1} 65}$$

$$h = 8 \text{ m.}$$

$$S_t = \frac{8 \times 10}{2}$$

$$S_t = 40 \text{ m}^2.$$

$$V_{tr} = 40 \times 2400$$

$$V_{tr} = 96000 \text{ m}^3.$$

IV.5. Tranchée de découpage :

La tranchée de découpage consiste à formé une plate forme plus ou moins inclinés, assez large pour permettre principalement aux engins roulant d'empreinte l'accès désiré.

IV.5.1. Calcul la longueur de tranchée de découpage :

La longueur de la tranchée de découpage est égale à 200 m. On a la mesuré pendant la période de notre stage.

IV.5.2. Calcul la largeur de tranchée de découpage :

La demi-tranchée de découpage est la tranchée qui dessert les gradins. Elle permet à partir de la tranchée d'accès de relier le gradin afin de procéder à l'extraction de la substance utile.

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$B_d = 2 \times \left(R_b + \frac{1}{2} l_c + C \right) ; \text{m} \quad [\text{IV. 6}]$$

- R_b : rayon de braquage du camion, $R_b=9.18$ m (pour TEREX 400) ;
- C : distance entre l'arrête inférieure de gradin et l'arrête supérieure de la demi-tranchée, en Prendre $C = 2$ m ;
- l_c : la largeur du camion qui est égale à 3,31 m.

$$B_d = 2 \times \left(9,18 + \frac{1}{2} 3,31 + 2 \right)$$

$$B_d = 25,67 \approx 26 \text{ m.}$$

IV.5.3. l'angle de pendage de demi-tranchée de découpage :

Comme on une dureté qui est égale à 6 et selon le tableau IV.1 on a l'angle de pendage de notre demi-tranchée de découpage qui est égale à 70°.

IV.5.4. calcul le volume de tranchée de découpage :

On déduit que le volume sera calcule par la formule suivante :

$$V_{\text{tr,dé}} = \frac{(B_d + H_g \times \tan^{-1} \lambda) \times H_g \times L}{2} ; \text{m}^3 \quad [\text{IV. 7}]$$

$$V_{\text{tr,dé}} = \frac{(25,67 + 10 \times \tan^{-1} 70) \times 10 \times 200}{2}$$

$$V_{\text{tr,dé}} = 29309,7 \approx 29310 \text{ m}^3.$$

- ✚ **Remarque :** Les résultats obtenus sont en fonction des paramètres technique de camion de type TEREX 400. Car, il a les dimensions les plus grands.

IV.6. Conclusion.

L'ouverture d'un gisement a pour but de réaliser l'accès aux moyens de transport à partir de la surface jusqu'aux niveaux de travail, elle consiste à creuser des tranchées dites tranchées d'accès et des tranchées de découpages qui préparent les niveaux d'exploitation et permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'extraction.

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert, il est nécessaire de choisir le mode d'ouverture rationnel qui répond aux conditions les plus efficaces de l'exploitation.

Le relief de la surface du sol est un facteur de départ pour le choix de la méthode d'ouverture et la méthode d'exploitation la position du gisement à relief montagneux et l'angle de pendage du flanc de coteau.

Selon ces facteurs et d'après les conditions de notre gisement on déduit les paramètres principaux de l'ouverture de ce dernier :

Tableau IV.2 : les principaux paramètres de l'ouverture.

| paramètres | symboles | valeurs | Unités |
|--------------------------------------------------|----------------|---------|------------|
| Angle du flanc de couteaux | β | 25 | Degré |
| Angle du talus de la demi-tranchée d'accès | α | 65 | Degré |
| Angle du talus de la demi-tranchée de découpages | λ | 70 | Degré |
| Longueur de la demi-tranchée d'accès | L_a | 1500 | Mètre |
| Longueur de la demi-tranchée de découpages | $L_{dé}$ | 200 | Mètre |
| Largeur de la demi-tranchée d'accès | T | 10 | Mètre |
| Largeur de la demi-tranchée de découpages | $B_{dé}$ | 26 | Mètre |
| Volume de la demi-tranchée d'accès | V_{tr} | 96000 | Mètre cube |
| Volume de la demi-tranchée de découpages | $V_{tr, déc.}$ | 29309 | Mètre cube |

V.1. Introduction :

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux de creusement et d'exploitation du minerai dans un ordre bien déterminé , en autre terme un système d'exploitation caractérisé par le développement dans l'espace et le temps des travaux préparation , de découverte et d'exploitation .

Lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert on commence toujours le processus technologique par la préparation des roches à l'extraction car les roches de calcaires à une dureté assez élevée ($f = 6$), on utilise les travaux de forage et de tir comme moyen pour la préparation des roches à l'extraction. En parallèle avec la méthode de forage et de tir on applique le ripage mécanique pour les roches tendre.

V.2. Choix de la méthode d'exploitation :

La classification des méthodes d'exploitation à ciel-ouvert est dépend : ^[12]

- ❖ Les caractéristiques géologiques et minières du gisement ;
- ❖ Les dimensions du gisement ;
- ❖ La puissance du minerai et de stéril ;
- ❖ L'angle de pendage de gisement ;
- ❖ La position du gisement ;
- ❖ Le relief du gisement ;
- ❖ Nombres de bords exploitables ;
- ❖ Les caractéristiques physique et chimiques du minerai et de stéril ;
- ❖ La direction de progression des travaux ;
- ❖ La disposition des terrils par rapport au contour du champ minier ;
- ❖ Le mode d'ouverture ;
- ❖ La production en minéraux utiles.

En générale, on distingue les méthodes d'exploitation suivantes :

- ❖ Méthodes d'exploitation sans transport ;
- ❖ Méthodes d'exploitation avec engin de transport ;
- ❖ Méthodes d'exploitation combinées.

D'après les données topographiques et géologiques, le gisement du calcaire de la carrière d'Adrar Oufarnou est à relief montagneux, avec un angle de pendage $\alpha = 28 \%$ ce qui fait 25° .

Dans la carrière d'Adrar Oufarnou la méthode d'exploitation appliquée est avec transport, la pratique d'exploitation dans les conditions du gisement d'Adrar Oufarnou est de

haut en bas, les travaux d'extraction sont caractérisés par un avancement du chantier et des fronts du travail dans le temps et dans l'espace.

V.2.1. Les éléments de la méthode d'exploitation :

Les éléments du système d'exploitation sont composés de:

- ❖ Gradins ;
- ❖ L'enlevure ;
- ❖ Plate-forme de travail ;
- ❖ Terril intérieur.

V.2.2. Les éléments d'un système d'exploitation :

Les éléments qui définissent un système d'exploitation sont:

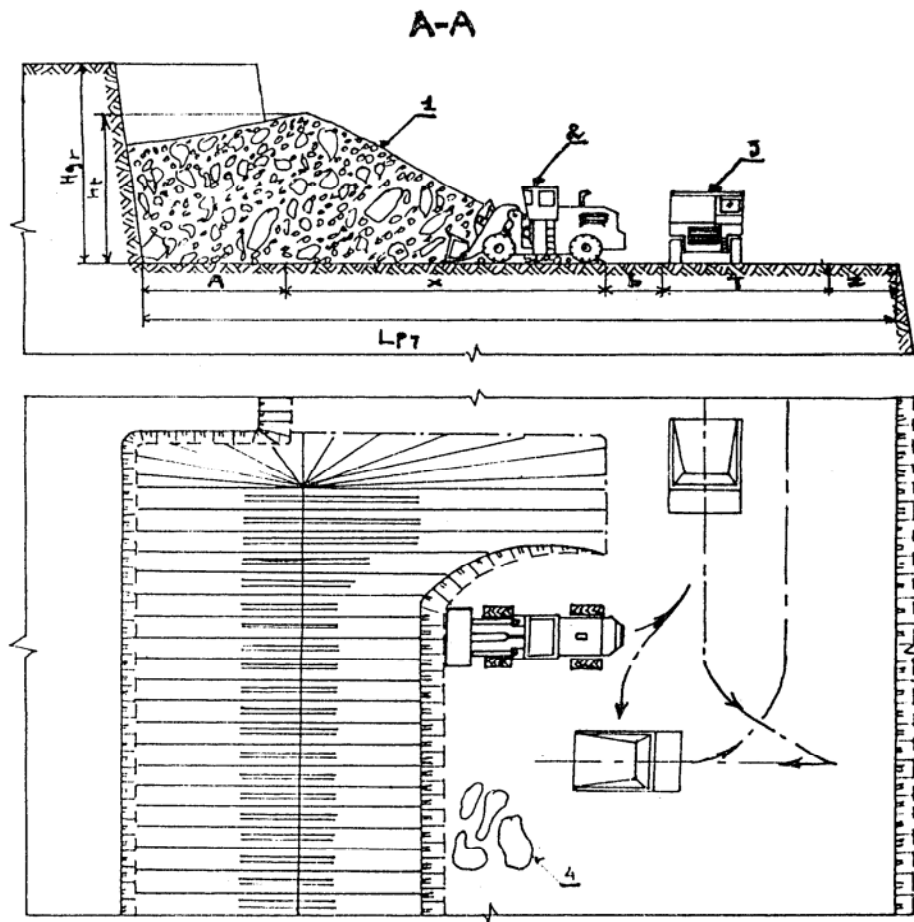
- ❖ La hauteur des gradins ;
- ❖ Largeur d'enlevure ;
- ❖ Largeur des plates formes de travail ;
- ❖ Le nombre des gradins en activité ;
- ❖ Le nombre des rampes de liaison ;
- ❖ La longueur des fronts de travail ;
- ❖ Les dimensions des terrils intérieurs.

V.2.2. Les indices d'une méthode d'exploitation :

Les principaux indices d'une méthode d'exploitation sont :

- ❖ La vitesse d'avancement des chantiers ;
- ❖ La vitesse d'avancement des fronts de travaux ;
- ❖ La vitesse D'approfondissement ;
- ❖ La productivité annuelle ;
- ❖ Les taux de pertes et de dilution du minerai.

La figure au dessous définit de manière brève la méthode d'exploitation dans la carrière d'Adrar Oufernou.



Légende :

1 : tas de roches abattues ;
3 : camions ;

2 : chargeuse sur pneus ;
4 : blocs hors gabarits.

Figure V.1 : Méthode d'exploitation dans la carrière d'Adrar Oufernou.

V.3. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation :

V.3.1. La hauteur du gradin « H_{gr} » :

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir en compte plusieurs facteurs tels que :

- ❖ La sécurité de travail;
- ❖ La productivité de la carrière;
- ❖ La qualité des minéraux;
- ❖ Les caractéristiques du gisement;
- ❖ Le mode d'extraction;
- ❖ Les moyens de production.

D'après la dureté des roches, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement:

- ❖ roches tendres ; $H_{gr} \leq H_c^{max}$;
- ❖ roches dures ; $H_{gr} \leq 1.5 H_c^{max}$.

Où:

- H_{gr} : hauteur du gradin;
- H_c^{max} : la hauteur de creusement maximal de l'engin d'extraction est égale à $H_c^{max} = 6.67$ m.

On a un gisement de calcaire d'où les roches dures :

$$H_g \leq 1,5 \times H_c^{max} ; \mathbf{m} \quad [\mathbf{V.1}]$$

$$H_g = 1,5 \times 6,67$$

$$\mathbf{H_g = 10 m.}$$

V.3.2. L'angle du talus du gradin « β »:

L'angle du talus du gradin est déterminé en fonction de stabilité et la dureté des roches de la carrière.

Suivant les données de notre carrière la dureté des roches est de $f = 6$ et selon le tableau au dessous, on peut déterminer la valeur de l'angle de talus du gradin qui égale à $\beta = 80^\circ$.

Tableau V.1 : Angle moyen du talus des gradins en fonction de Dureté. ^[06]

| Degré de duretés des roches | Coefficient de Dureté | Angle moyen du talus des gradins |
|-----------------------------|-----------------------|----------------------------------|
| Extra Dure | 17-20 | 86°-87° |
| Dure, très Dure | 13-16 | 85° |
| Dure | 8-12 | 84° |
| Peu Dure | 5-7 | 79°-82° |
| Moyen | 3-4 | 60°-75° |
| Peu tendre | 1.5-2 | 40°-55° |
| Tendre | 0.8-0.1 | 25°-40° |

V.3.3. Profondeur finale de gisement :

La profondeur de gisement dépend de nombre des gradins et leur hauteur.

$$H_f = N_{gr} \times H_{gr} ; m \quad [V. 2]$$

Où:

- N_{gr} : nombres de gradins est 15 gradins.

$$H_f = 15 \times 10$$

$$H_f = 150 m.$$

V.3.4. La largeur de l'enlevure :

Elle dépend de :

- ❖ Propriétés physico-mécaniques des roches ;
- ❖ Méthode de préparation des roches à l'abattage ;
- ❖ Type et les dimensions des engins de chargement.

Pour notre cas les roches sont peu dures $f=6$, on la déterminé par :

$$A = W + (n - 1) \times b ; m \quad [V. 3]$$

Où :

- W : la ligne de moindre résistance est égale à 3 m, (voir chapitre VI) ;
- b : distance entre les rangées est égale à 3 m, (voir chapitre VI) ;
- n : nombres de rangées (02), (voir chapitre VI).

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

$$A = 6 m.$$

V.3.5. La largeur de la plate- forme de travail :

La largeur de plate forme de travail est déterminée en fonction de :

- ❖ Propriétés physique et mécaniques des roches ;
- ❖ Dimension du tas des roches abattues ;
- ❖ Paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Lors de l'emploi de l'abattage des roches par travaux de forage et de tir, la plate de forme de travail se calcule par la formule suivante:

$$L_{pt} = A + X + C + T + B_a + Z ; m \quad [V. 4]$$

Où :

- **A**: largeur d'enlevure qui égale à 6 m ;
- **X**: largeur réduite du tas de roches abattues :

$$X = A \times \left(\frac{2 \times K_f \times H_g}{H_t} - 1 \right) ; m \quad [V. 5]$$

Avec :

- **K_f** : coefficient de foisonnement, $K_f = [1,4 \div 1,9]$, en prendre $K_f = 1,6$;
- **H_t** : hauteur du tas abattu, $H_t = 9$ m (voir chapitre V) ;

Alors :

$$X = 6 \times \left(\frac{2 \times 1,6 \times 10}{9} - 1 \right)$$

$$X = 15,33 \text{ m.}$$

- **C**: Distance entre l'arête inférieur du gradin et de la berme de transport :

$$C = 0,2 \times H_g ; m \quad [V. 6]$$

$$C = 0,2 \times 10$$

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

- **T** : Largeur de la chaussée de transport, $T = 10$ m (Voir chapitre IV) ;
- **B_a**: largeur de la bande auxiliaire destinée pour l'emplacement des engins ou installations auxiliaire ($B_a = 0,4$ à 1), en prendre $B_a = 1$ m ;
- **Z** : largeur du prisme d'éboulement :

$$Z = H_g \times (\tan^{-1}\theta - \tan^{-1}\varphi) ; m \quad [V. 7]$$

D'où:

- **φ** : angle de talus de gradin avant l'éboulement ($\varphi = 80^\circ$) ;
- **θ** : angle de talus de gradin après l'éboulement ($\theta = 65^\circ$) ;

$$Z = 10 \times (\tan^{-1} 65 - \tan^{-1} 80)$$

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

On deduit que :

$$L_{pt} = 6 + 10 + 2 + 1 + 3 + 15,33$$

$$L_{pt} = 37,33 \approx 38 \text{ m.}$$

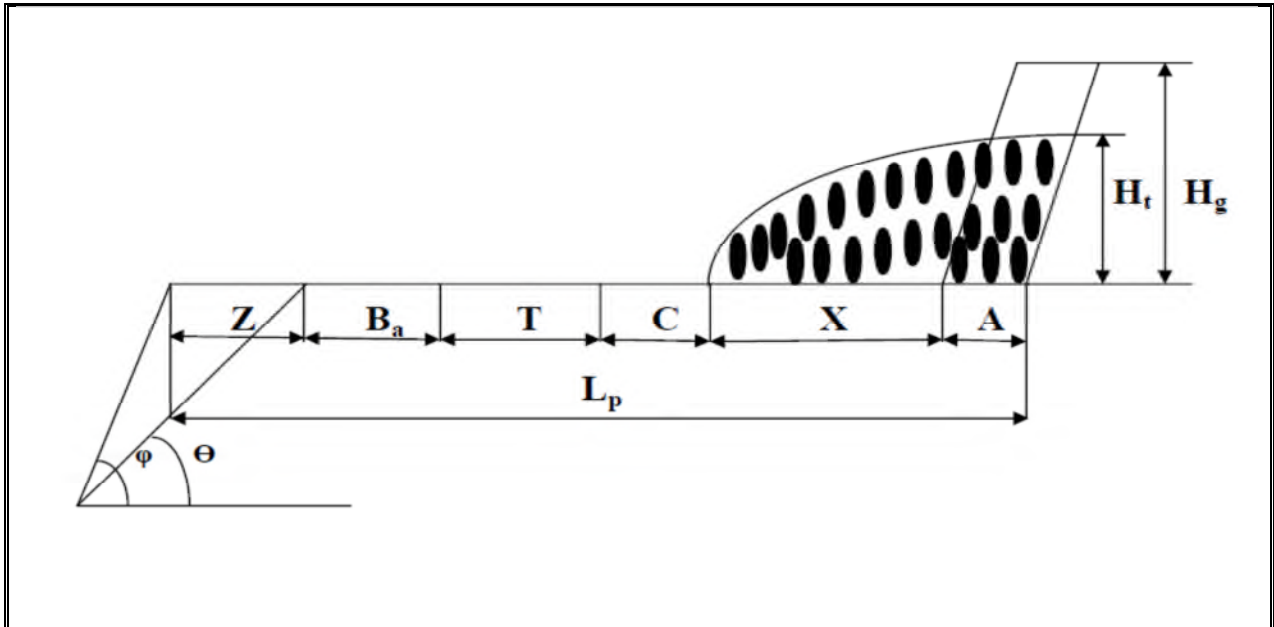


Figure V.2 : Plate-forme de travail.

V.4. Conclusion :

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière d'Adrar Oufernou se fera en partant du haut à partir du niveau 360 m jusqu'au niveau inférieur par des gradins de hauteur $H_{gr} = 10$ m. c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir a un bord exploitable.

Les principaux paramètres de la cette méthode présente dans le tableau V.2.

Tableau V.2 : Tableau récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation.

| Paramètres d'exploitations | Symboles | valeurs | Unités |
|----------------------------|----------|---------|---------|
| Hauteur du gradin | H_g | 10 | m |
| Nombre de gradin total | N_g | 15 | Gradins |
| Profondeur de gisement | H_f | 150 | m |
| Largeur de l'enlevure | A | 6 | m |
| Largeur de plate forme | L_{pt} | 38 | m |

VI.1. Introduction :

Le maillon principal du processus technologique d'exploitation des gisements à ciel ouvert est bien la préparation des roches à l'extraction.

L'abattage consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction. L'abattage des roches peut être effectué en utilisant deux méthodes :

- ❖ L'émottage mécanique des roches (ripage) Pour une dureté $f < 3$;
- ❖ L'abattage des roches à l'explosif Pour une dureté $f > 3$.

La quantité et la qualité des masses rocheuses extraites influent sur le rendement des engins miniers, la sécurité de travail et d'une manière générale l'efficacité des travaux d'exploitation.

VI.2. Abattage des roches.

VI.2.1. Choix du mode d'abattage :

L'hors de l'exploitation des gisements composés de roches dures et mi-dures, l'utilisation des travaux de forage et de tir est recommandée pour les abattre comme le cas de la carrière d'Adrar Oufernou dont la dureté est de l'ordre de six (06).

La méthode de préparation des roches par les travaux de forage et de tir comprend :

- ❖ Le forage des trous ;
- ❖ Le chargement des trous par l'explosif ;
- ❖ Le tir.

VI.2.2. Choix le mode de forage.

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

Le mode de forage dépend : ^[12]

- ❖ Des propriétés physico-mécaniques des roches ;
- ❖ La profondeur du forage à réaliser ;
- ❖ Diamètre des trous de forage.

VI.2.3. Choix du type d'explosif et moyen d'amorçage :

Un explosif est un corps chimique instable susceptible de se transformer sous l'influence extérieure (impulsion) accompagné d'une grande quantité de chaleur et un important dégagement de gaz produisant une énorme pression (onde de choc) provoquant ainsi le travail mécanique (dislocation des blocs rocheux).

Chaque explosif est caractérisé par :

- ❖ Densité ;
- ❖ Sensibilité ;
- ❖ Brisance ;
- ❖ Vitesse de détonation.

Généralement dans les exploitations à ciel ouvert, on utilise deux (02) types de charges d'explosifs primaire et secondaire. Le type d'explosif est choisi en fonction :

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

Au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou, selon ces critères et d'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants :

- ❖ MARMANIT III : la charge de fond est constituée d'explosifs brisants en cartouches ;
- ❖ Anfomil : La charge de colonne pourra être continue avec un explosif moins puissant, en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet.



Figure VI.1 : Marmanit III en cartouche et l'Anfomil en vrac dans les sacs de 25 Kg.

La charge de pied doit assurer le découpage convenable du pied du front (effort de cisaillement). L'explosif de la charge de colonne doit fournir un travail moins intense que la charge de pied : il lui suffit de vaincre la résistance à la traction dynamique de la roche (soit en moyenne la moitié de la résistance au cisaillement).

Les différents fourneaux explosent les uns après les autres grâce à la mise en place des détonateurs à micro-retard entre eux dans le circuit de mise à feu, de manière à limiter la quantité d'explosif qui détonne simultanément. En effet, les vibrations dans le sol (et donc les nuisances générées par le tir) sont proportionnelles à la quantité d'explosifs mise à feu instantanément. L'ensemble des charges étant reliées dans un circuit en série par le fil de tir pour les détoner au moyen d'un exploseur électrique (figure VI.2).

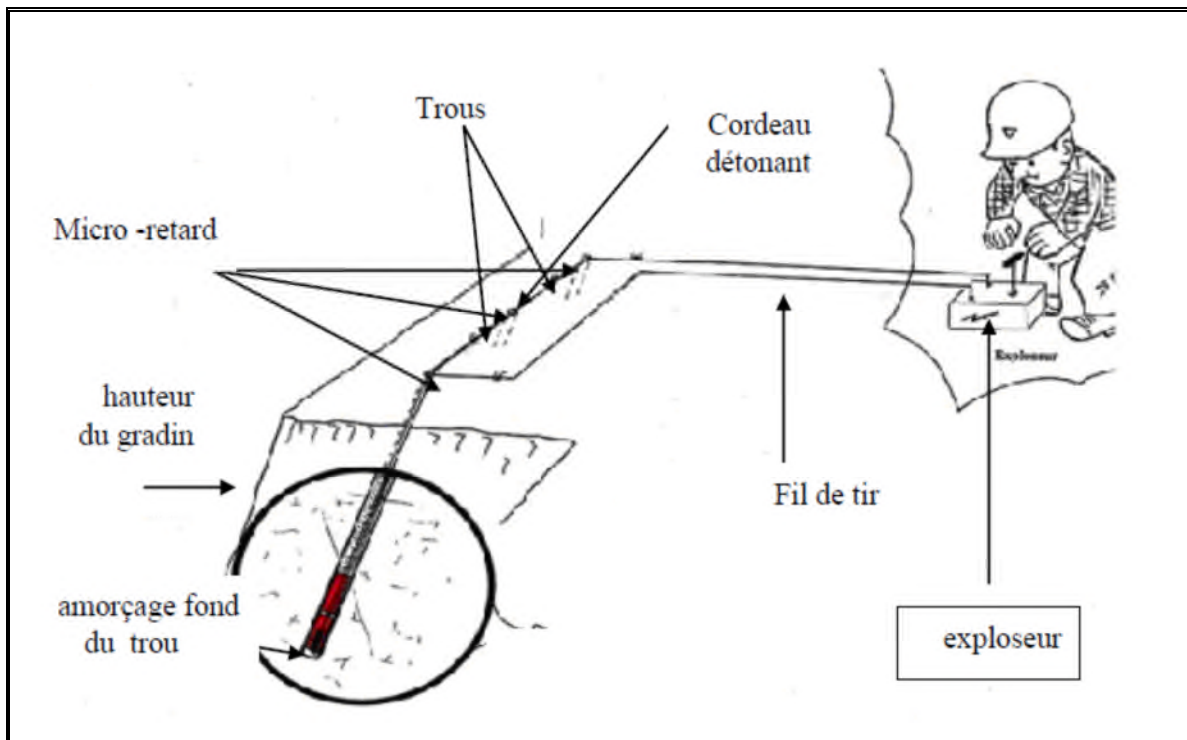


Figure VI.2 : Schéma représente l'opération de mise à feu dans un bloc ^[05]

Les caractéristiques de ces deux explosifs et les accessoires de tir sont données dans l'annexe (annexe 1 et 2).



Figure VI.3 : Les accessoires de tir (cordant détonant, les détonateurs, le fil de tir). ^[15]

VI.3. Facteurs naturels et techniques influençant sur la qualité de fragmentation des roches :

- ❖ Propriétés des roches (dureté, fissuration,.....etc.) ;
- ❖ Diamètre des trous ;
- ❖ Consommation spécifique d'explosif ;
- ❖ Structure de la charge ;
- ❖ Inclinaison des trous ;
- ❖ Type d'amorçage ;
- ❖ Type et propriétés des explosifs utilisés ;
- ❖ Longueur et nature du bourrage.

VI.4. Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir :

La fragmentation des roches par l'explosif est très répandue dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures. La qualité de la préparation à une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques et sur les indices principaux de travail des entreprises minières.

Les travaux de forage et de tir en carrières doivent assurer :

- ❖ Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- ❖ Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire une surface plate sans rebords ;
- ❖ Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires ;
- ❖ Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- ❖ Action sismique minimale pour les installations au jour et l'environnement ;
- ❖ Dépense minimale et grande sécurité du travail.

VI.5. Calcul les paramètres technologique de la roche.

VI.5.1. Résistance à la destruction :

La résistance à la destruction a été développée par l'académicien R. Jevesky. Elle est caractérisée la conduite de la roche sous l'action des différents instruments machines ou procédés technologique lors de la destruction, la roche éprouve les diverses contraintes telle que les contraintes de la compression de l'attraction et cisaillement.

Les contraintes agissent ensemble et créent de nouvelles surfaces dégagées entre les particules des roches. Le résultat de la destruction et l'apparition des fissures dans la roche et

le déplacement d'une certaine partie de la roche dans cette relation l'indice de la résistance à la destruction doit tenir compte l'indice de la fissurité et de la masse volumique.

L'indice de la résistance à la destruction de la roche est calculé d'après la formule :

$$I_{des} = 0,005 \times A_i \times (\sigma_{comp} + \sigma_{dép} + \sigma_{tr}) \times 0,5 \times \gamma; \quad [VI. 1]$$

➤ $A_i = V_0/V_m$: L'indice acoustique qui reflète la fissuration du massif ;

- V_0 et V_m : Sont respectivement les vitesses longitudinales des ondes dans l'échantillon et dans le massif en m/s.

L'observation in-situ des bancs en exploitation met en évidence la présence des Fissures perpendiculaires au premier type et remplies par des filonnets de calcite ayant une puissance moyenne de 1m. que par identification au tableau par lequel la commission de l'art de tir qui classe les fronts en 05 catégorie pour l'estimation de la consommation spécifique étalon en explosif nécessaire à la destruction de 1 m³ de roche en place, nous permet par identification de classer ce type de front dans la catégorie III .

Tableau VI.1 : Classification des fronts suivant la fissuration. ^[06]

| Catégories des fissures des roches | Degrés de fissurer du massif | Distance moyen entre les fissures (m) | Proportion dans le massif des blocs (%) avec les dimensions en mètre | | | | | |
|------------------------------------|-------------------------------|---------------------------------------|----------------------------------------------------------------------|----------|---------|--------|-----|---|
| | | | 0,3 | 0,5 | 0,7 | 1 | 1,5 | 2 |
| III | Roches de moyenne fissuration | 0,5 à 1 | 70 à 100 | 40 à 100 | 40 à 80 | 5 à 40 | 0 | 0 |
| | | | 0,3 | 0,5 | 0,7 | 1 | 1,5 | 2 |

Alors d'après le tableau de dessous, on aura : $A_i = 0,4$

Tableau VI.2 : Valeurs de l'indice acoustique en fonction de la fissuration. ^[06]

| Catégorie des roches suivant la fissuration | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---------------------------------------------|-------|------------|------------|-----------|---------|
| A_i indice acoustique | < 0,1 | 0,1 ÷ 0,25 | 0,25 ÷ 0,4 | 0,4 ÷ 0,6 | 0,6 ÷ 1 |

Donc on déduit que la valeur de l'indice de destruction dans notre cas est la suivante:

$$I_{des} = 0,005 \times 0,4 \times (600 + 180 + 60) \times 0,5 \times 2,69$$

$$I_{des} = 2,25.$$

Selon le présent tableau, on peut conclure que les roches calcaires d'Adrar Oufernou sont très faciles à la destruction.

Tableau VI.3 : Classification des roches d'après l'indice de destruction. ^[06]

| Indice de destruction | Degré de destruction |
|-----------------------|----------------------------|
| < 5,0 | Destruction très facile |
| 5,1÷10 | Destruction facile |
| 10,1÷15 | Destruction moyenne |
| 15,1÷20 | Destruction difficile |
| 20,1÷25 | Destruction très difficile |

VI.5.2. Forabilité de la roche :

La forabilité d'une roche exprime la facilité avec laquelle un outil de forage pénètre dans la roche et caractérisée par les efforts de compression et de cisaillement, défini par l'indice I_f .

Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V, à proposé son indice de forabilité I_f basé sur les thèses scientifiques suivantes : ^[06]

- ❖ Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage, par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé ;
- ❖ Vu le petit diamètre des trous, la fissurité n'influe guère sur la forabilité ;
- ❖ Considérant que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique.

$$I_f = 0,007 \times (\sigma_{\text{comp}} + \sigma_{\text{dép}}) + 0,7 \times \gamma ; \quad [\text{VI.2}]$$

Où :

- γ : Masse volumique de la roche : $\gamma = 2,69 \text{ t/m}^3$;
- σ_{comp} : Résistance à la compression :

$$\sigma_{\text{comp}} = 100 \times f ; \text{ tel que } f = 6$$

$$\sigma_{\text{comp}} = 600 \text{ kgf/cm}^2.$$

- $\sigma_{\text{dép}}$: Résistance au déplacement :

$$\sigma_{\text{dép}} = (0,16 \div 0,33) \times \sigma_{\text{comp}}$$

$$\sigma_{\text{dép}} = 0,3 \times 600$$

$$\sigma_{\text{dép}} = 180 \text{ kgf/cm}^2.$$

On déduit que:

$$I_f = 0,007 \times (600 + 180) + 0,7 \times 2,7$$

$$I_f = 7,35.$$

Selon l'indice de forabilité qu'on a obtenu ($I_f = 7,35$) et d'après le tableau de dessous, on peut dire que la roche de calcaire de notre carrière a une forabilité facile et de classe II.

Tableau VI.4. Classification des roches selon I_f ^[12]

| Classes | I_f | Types des roches |
|-----------|-------------------|---------------------------|
| I | 1 ÷ 5.0 | Forabilité très facile |
| II | 5.1 ÷ 10.0 | Forabilité facile |
| II | 10.1 ÷ 15.0 | Forabilité moyenne |
| IV | 15.1 ÷ 20.0 | Forabilité difficile |
| V | 20.1 ÷ 25 | Forabilité très difficile |

Dans notre cas on a $I_f = 7,35$ compris entre 6 et 15 et à partir de tableau présent (tableau VI.2) et selon la classification de la forabilité des roches, le mode de forage peut utiliser au niveau de la carrière est Roto Percutant et ce, en relation avec les données du gisement : [$f = 6$, $\gamma = 2,7 \text{ t/m}^3$, $H_{gr} = 10 \text{ m}$, $D_{tr} = 89 \text{ mm}$].

Tableau VI.5. Choix de la sondeuse selon I_f ^[12]

| Sondeuse | I_f |
|-----------------------|---------------|
| A molette | 5 ÷ 10 |
| A vis | 1 ÷ 6 |
| Roto percutant | 6 ÷ 15 |
| Thermique | 12 ÷ 25 |

VI.5.3. Résistance au tirabilité :

La tirabilité est caractérisée par l'indice de la consommation spécifique étalon. Cet indice a été proposé par l'académicien R. Jevesky, avec cela on a pris que la portion de participation des contraintes de compression, de traction et de cisaillement est pareille à la consommation d'énergie sur le déplacement de la masse explosée et proportionnelle à la masse volumique de la roche. ^[08]

La consommation spécifique d'explosif étalon est calculée d'après la formule suivante :

$$q_{ét} = 0,02 \times (\sigma_{comp} + \sigma_{dép} + \sigma_{tr}) + 2 \times \gamma ; \text{gr/cm}^3 \quad [\text{VI. 3}]$$

Où :

- σ_{tr} : Résistance à la traction des roches :

$$\sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12) \times \sigma_{comp} ; \text{kgf/cm}^2$$

$$\sigma_{tr} = 0,1 \times 600$$

$$\sigma_{tr} = 60 \text{ kgf/cm}^2.$$

D'où :

$$q_{ét} = 0,02 \times (600 + 180 + 60) + 2 \times 2,69$$

$$q_{ét} = 22,18 \text{ gr/m}^3.$$

Selon le tableau ci-dessous et le $q_{ét}$ calculé, les calcaires d'Adrar Oufernou sont de tirabilité difficile.

Tableau VI.6. Classification des roches selon l'indice de tirabilité. [12]

| Classes | $q_{ét} \text{ (g /m}^3\text{)}$ | Appréciation des roches |
|---------|----------------------------------|------------------------------------|
| I | ≤ 10 | tirabilité facile |
| II | 10.1 ÷ 20 | tirabilité moyenne |
| III | 20.1 ÷ 30 | tirabilité difficile |
| IV | 30.1 ÷ 40 | tirabilité très difficile |
| V | 40.1 ÷ 50.0 | tirabilité exclusivement difficile |

VI.6. Calcul les paramètres des travaux de forage et de tir.

VI.6.1. Diamètre de trou :

Le diamètre du trou sert à déterminer la quantité d'explosif par unité de longueur. Il est choisi en fonction de la granulométrie et de la hauteur du gradin.

Selon le schéma au dessous, pour une hauteur de 10 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 50 et 100 mm et les taillants existant au niveau de la carrière ont un diamètre $D_{tr} = 89 \text{ mm}$. Donc on peut prendre un diamètre qui égale à 89 mm.

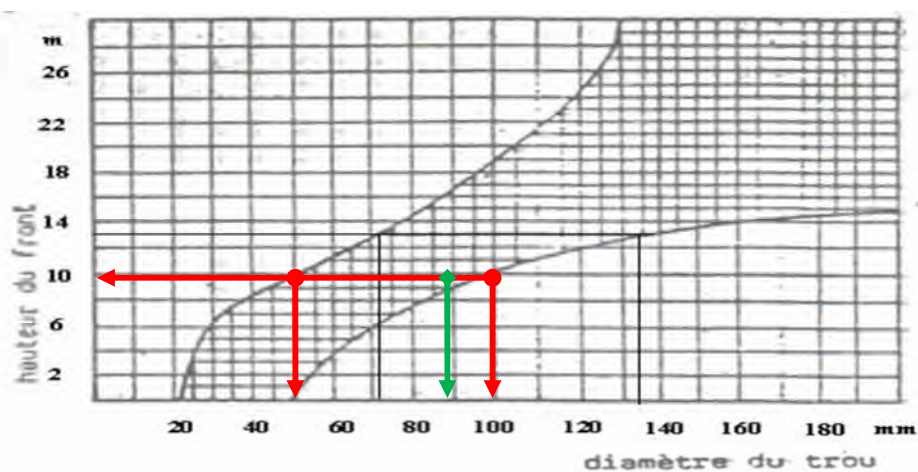


Figure VI.4 : Schéma de Choix du couple diamètre-hauteur de front. [05]

VI.6.2. L'inclinaison de trou :

L'inclinaison des sondages est considérée comme un moyen de réglage de la qualité de fragmentation des roches sans causer de la complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

L'abattage par trou incliné contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée.

Les avantages des trous inclinés sont les suivants : ^[05]

- ❖ Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison
- ❖ La consommation en explosif est optimale
- ❖ Le défaut du rebord sera éliminé

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières et les mines à ciel ouvert. Dans le cas de notre carrière, l'inclinaison de trou par rapport à la verticale est égal à $\beta = 15^\circ$.

VI.6.3. Consommation spécifique d'explosifs :

$$q = q_{et} \times k_{ex} \times k_f \times k_d \times k_c \times k_v \times k_{sd} ; \text{ g/m}^3 \quad [\text{VI. 4}]$$

- k_{ex} : Coefficient qui tient compte de la conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la carrière tel que :

$$k_{ex} = \frac{A_{ét}}{A_u} ;$$

Où :

- $A_{ét}$: aptitude au travail de l'explosif étalon, $A_{ét} = 360$;
- A_u : aptitude au travail de l'explosif utilisé, $A_u = 332$;

$$k_{ex} = \frac{360}{332}$$

$$k_{ex} = 1,08.$$

- k_f : Coefficient de fissuration tel que :

$$k_f = 1,2 \times L_m + 0,2$$

- L_m : dimension moyenne du bloc du massif ($L_m = 1\text{m}$) ;

$$k_f = 1,4.$$

- k_d Coefficient du degré de la fragmentation demandée tel que :

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

- d_m : dimension moyenne des fragments ;

$$d_m = 0,17(E)^{3/2}$$

$$d_m = 0,28 \text{ m.}$$

D'ou:

$$k_d = 0.5/0.28$$

$$k_d = 1,78.$$

➤ k_c : Coefficient du degré de concentration de la charge ;

Vu que le diamètre de trou est égale à 89 mm et en fonction de la tirabilité de notre roche, on peut déterminer d'après le présent tableau la valeur de k_c ; $k_c = 0,8$.

Tableau VI.7 : Les valeurs de k_c en fonction de tirabilité et diamètre de trou. ^[08]

| Tirabilité | D = 100 mm | D = 200 mm | D = 300 mm |
|------------------|------------------|------------|------------|
| Facile | 0,95 ÷ 1,0 | 1 | 1,05 ÷ 1,1 |
| Moyenne | 0,85 ÷ 0,9 | 1 | 1,2 ÷ 1,25 |
| Difficile | 0,7 ÷ 0,8 | 1 | 1,35 ÷ 1,4 |

➤ k_v : Coefficient de l'influence de la hauteur du gradin ;

- Si $H_{gr} \leq 15 \text{ m}$: $K_v = (15 / H_{gr})^{3/2}$;

- Si $H_{gr} \geq 15 \text{ m}$: $K_v = (H_{gr} / 15)^{3/2}$;

Dans notre cas on a $H_{gr} = 10 \text{ m}$, donc $k_v = 1,14$.

➤ k_{sd} : Coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées ;

Dans notre cas le nombre de surface est de deux (02) donc $k_{sd} = 8$.

Tableau VI.8 : Les valeurs de K_{sd} en fonction de surfaces dégagées. ^[08]

| Nombre de surfaces | K_{sd} |
|--------------------|-----------|
| 06 | 01 |
| 05 | 02 |
| 04 | 04 |
| 03 | 06 |
| 02 | 08 |
| 01 | 10 |

D'où :

$$q = 22,18 \times (1,08) \times (1,14) \times (1,78) \times (0,8) \times (8) \times (1,4)$$

$$q = 436 \text{ gr/m}^3 = 0,436 \text{ kg/m}^3.$$

VI.6.4. Résistance au pied du gradin.**V.6.4.1. Pour les trous verticaux :**

La résistance au pied de gradin est calculée par la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{(0,56 \times P^2 + 4m \times q \times P \times Hg \times L_{tr})} - 0,75 \times P}{2m \times q \times Hg}; m \quad [VI. 5]$$

Où :

- **P** : charge linéaire d'explosif en kg/m ;
- **m** : Coefficient de rapprochement des trous ($m = 0.9 \div 1.4$), comme la roche est difficilement tirable, en prendre $m = 1$;
- **q** : Consommation spécifique de projet de l'explosif $q = 0,440 \text{ kg/m}^3$;
- **Hg** : Hauteur du gradin qui est égale à 10 m ;
- **L_{tr}** : Longueur des trous qui est égale à 11m.

A. charge métrique :

Elle est déterminée par la méthode suivante :

$$P = \frac{\pi}{4} \times D_{tr}^2 \times \Delta; \text{ kg/m} \quad [VI. 6]$$

Où :

- **D_{tr}** : Diamètre du trou (0,089 m) ;
- **Δ** : Densité moyenne de l'explosif ; g/cm^3 :

$$\Delta = \frac{\Delta_{anf} \times 70 + \Delta_{mar} \times 30}{100}; \text{ g/cm}^3$$

D'où :

- **Δ_{anf}** : Densité de l'Anfomil = $0,96 \text{ g/cm}^3$;
- **Δ_{mar}** : Densité de la Marmanite = $1,33 \text{ g/cm}^3$

$$\Delta = \frac{0,96 \times 70 + 1,33 \times 30}{100}$$

$$\Delta = 1,07 \text{ g/cm}^3 = 1070 \text{ kg/m}^3.$$

Alors :

$$P = \frac{3,14 \times 0,089^2}{4} \times 1070$$

$$P = 6,65 \text{ kg/m.}$$

B. longueur des trous :

On a pour les trous verticaux, sa longueur est calculée par la façon suivante :

$$L_{tr} = H_g + l_{ex} ; m \quad [VI. 7]$$

Où :

➤ l_{ex} : longueur d'excès de forage :

$$l_{ex} = k_s \times D_{tr} ; m \quad [VI. 8]$$

Tel que :

- **Ks** : Coefficient qui tient compte des propriétés des roches $K_s = (10 \div 15)$, en prendre $K_s = 10$;

$$l_{ex} = 89 \times 10$$

$$l_{ex} = 0,89 \text{ m.}$$

D'où :

$$L_{tr} = 10 + 0,89$$

$$L_{tr} = 10,89 \approx 11 \text{ m.}$$

Donc, on déduit la valeur de la résistance au pied de gradin :

$$W = \frac{\left(\sqrt{0,56 \times 6,65^2 + (4 \times 1) \times 0,436 \times 6,65 \times 10 \times 11}\right) - 6,65 \times 0,75}{2 \times 1 \times 0,436 \times 10}$$

$$W = 3,56 \text{ m.}$$

✚ **Remarque :** Pour une meilleure adaptation des trous, il faut vérifier la condition de la sécurité lors du travail sur le gradin $W_s \leq W$.

$$W_s = H_{gr} \times (\tan^{-1} \alpha - \tan^{-1} \beta) + c ; m \quad [VI. 9]$$

Où:

- α : Angle du talus de gradin, $\alpha = 80^\circ$;
- β : Angle d'inclinaison de trou, pour les trous verticaux, $\beta = 90^\circ$;
- c : Distance de sécurité ou distance minimale admissible de l'arrête supérieure du gradin et l'axe du trou, en prendre $c = 3$ m.

$$W_s = 10 \times (\tan^{-1} 80 - \tan^{-1} 90) + 3$$

$$W_s = 4,8 \text{ m.}$$

Nous remarquons que La condition de sécurité est non vérifiée ($W_s \leq W$), donc nous allons appliquer la formule des trous inclinés pour calculer W.

VI.6.4.2. Pour les trous inclinés :

La résistance au pied de gradin est calculée par la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{p^2 + 4m \times q \times p \times H_{gr} \times L_{tr}} - p}{2 \times q \times m \times H_{gr}}; \text{ m} \quad [\text{VI. 10}]$$

A. Calcul de L_{tr} pour un trou incliné :

$$L_{tr} = \frac{h_g}{\sin \beta} + l_{ex}; \text{ m} \quad [\text{VI. 11}]$$

$$L_{tr} = \frac{10}{\sin 75} + 0,89$$

$$L_{tr} = 11,15 \approx 11 \text{ m.}$$

D'où:

$$W = \frac{\sqrt{6,65^2 + (4 \times 1) \times 0,436 \times 6,65 \times 10 \times 11} - 6,65}{2 \times 1 \times 0,436 \times 10}$$

$$W = 3,4 \approx 3 \text{ m.}$$

✚ **Remarque :** D'après le résultat de dessous, nous remarquons que La condition de sécurité est vérifiée ($W_s \leq W$), alors l'application de la méthode de forage des trous inclinés est la plus convenable.

$$W_s = H_{gr} \times (\tan^{-1} \alpha - \tan^{-1} \beta) + c; \text{ m}$$

$$W_s = 10 \times (\tan^{-1} 80 - \tan^{-1} 80) + 3$$

$$W_s = 3 \text{ m.}$$

VI.6.5. Distance entre deux trous d'une même rangée :

La distance entre les trous de même rangé se détermine par la formule suivante :

$$a = m \times W; \text{ m} \quad [\text{VI. 12}]$$

$$a = 1 \times 3$$

$$a = 3 \text{ m.}$$

VI.6.6. Distance entre deux rangées :

Le tir se fait par des détonateurs à micro-retard, donc :

$$b = W; \text{ m} \quad [\text{VI. 13}]$$

$$b = 3 \text{ m.}$$

VI.6.7. Répartition de la quantité d'explosif par trou.

VI.6.7.1. La hauteur de la charge.

A. Hauteur de charge de fond théorique (H_{th}) :

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_{th} = 0,4 \times (L_t - H_b) ; m \quad [VI. 14]$$

$$H_{th} = 0,4 \times (11 - 3)$$

$$H_{th} = 3,2 m.$$

B. Hauteur réelle de charge de fond (H_f) :

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_f = \frac{N_{car} \times L_{car}}{100} ; m \quad [VI. 15]$$

Où :

- L_{car} : Longueur de la cartouche ($L_{car} = 75$ cm) ;
- N_{car} : nombre de cartouches real, qui est donné par la formule suivante :

$$N_{car} = \frac{100 \times H_{th}}{L_{car}} ; \text{cartouches} \quad [VI. 16]$$

$$N_{car} = \frac{100 \times 3,2}{75}$$

$$N_{car} = 4,26 \approx 5 \text{ Cartouches.}$$

Alors :

$$H_f = \frac{5 \times 75}{100}$$

$$H_f = 3,75 m.$$

C. Hauteur de charge de colonne (H_c) :

Elle est calculée par l'expression suivante :

$$H_c = L_{tr} - (H_b + H_f) ; m \quad [VI. 17]$$

$$H_c = 11 - (3 + 3,75)$$

$$H_c = 4,25 m.$$

Comme deux types d'explosifs sont utilisés lors de l'abattage des roches à la carrière d'Adrar Oufarnou, on doit tenir compte du pourcentage de l'explosif principal (Anfomil 70%) et celui d'amorçage (Marmanite III 30%). Le tableau suivant contient les données nécessaires pour obtenir cette répartition.

Tableau VI.9 : Répartition de la quantité d'explosif par trou.

| | | Diamètre (m) | Hauteur (m) | Volume (m ³) | Pourcentage (%) |
|----------------------|----------------------------------------|--------------|-------------|--------------------------|-----------------|
| Marmanit III | | 0,065 | 3,75 | 0,012 | 30 |
| Anfomil | La colonne | 0,089 | 4,25 | 0,026 | 70 |
| | les parois de la charge de fond | 0,024 | 3,75 | 0,0017 | |
| Charge totale | | 0,089 | 8 | 0,040 | 100 |

✚ **Remarque :** Les volumes sont obtenus par l'application de loi de volume d'un cylindre :

$$V_{cy} = \pi \frac{D^2}{4} \times H ; m^3 \quad [VI. 18]$$

A partir de là nous pouvons faire la répartition de la quantité d'explosif dans le trou comme suite.

VI.6.7.2. Quantité d'explosif par trou :

$$Q_{ex} = q \times H_g \times W \times a ; kg/tr \quad [VI. 19]$$

$$Q_{ex} = 0,436 \times 10 \times 3 \times 3$$

$$Q_{ex} = 39,24 \approx 40 \text{ Kg/trou}$$

A. Pour Marmanit III :

$$Q_{mar} = 30\% \times 40$$

$$Q_{mar} = 12 \text{ kg/tr.}$$

B. Pour l'Anfomil :

$$Q_{anf} = 70\% \times 40$$

$$Q_{anf} = 28 \text{ kg/tr.}$$

✚ **Remarque :** En pratique, au niveau de la carrière le chargement des trous se fait par la méthode suivante : On met six (06) cartouches de Marmanit c'est-à-dire 15 Kg et un sac de l'Anfomil qui pèse 25 Kg, d'où la quantité d'explosif nécessaire par trou (40 Kg).

VI.6.7.3. Quantité d'explosif par volée :

C'est la quantité d'explosif pour abattre un bloc de trous connus. Elle se détermine comme suit :

$$Q_{\text{tot}} = Q_{\text{ex}} \times N_{\text{tr}} ; \text{ kg/volée [VI. 20]}$$

$$Q_{\text{tot}} = 40 \times 100$$

$$Q_{\text{tot}} = 4000 \text{ kg/volée.}$$

VI.6.7.4. Quantité de chaque type d'explosif :

Connaissant le pourcentage de chaque type d'explosif dans un trou nous pouvons déduire leur quantité :

A. Pour l'Anfomil:

$$Q_{\text{totanfo}} = 70\% \times Q_{\text{tot}} ; \text{ Kg}$$

$$Q_{\text{totanfo}} = 70\% \times 4000$$

$$Q_{\text{totanfo}} = 2800 \text{ Kg.}$$

B. Pour la Marmanite III :

$$Q_{\text{totmar}} = 30\% \times Q_{\text{tot}} ; \text{ Kg}$$

$$Q_{\text{totmar}} = 30\% \times 4000$$

$$Q_{\text{totmar}} = 1200 \text{ kg.}$$

VI.6.8. Longueur du bourrage :

On utilise le bourrage bouchon (longueur de bourrage total) :

$$L_b = L_{\text{tr}} - L_{\text{ch}} ; \text{ m [VI. 21]}$$

$$L_b = 11 - 8$$

$$L_b = 3 \text{ m.}$$

VI.6.9. Paramètres du bloc à tirer.**VI.6.9.1. Longueur de bloc :**

Suivant la longueur, un gradin peut être divisé en blocs que l'on exploite par des moyens d'abattage et de chargement indépendants. La longueur de bloc est de 200 à 400 m lors du transport par wagons et locomotives, et de 100 à 250 m lorsque le transport se fait par camions. Dans notre cas, le transport est assuré par camions (dumpers), donc la longueur de bloc est généralement égale à 150 m.

VI.6.9.2. Volume du minerai à abattre par un trou :

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

$$V_{tr} = W \times a \times H_{gr} ; m^3/trou \quad [VI. 22]$$

$$V_{tr} = 3 \times 3 \times 10$$

$$V_{tr} = 90 m^3/trou.$$

VI.6.9.3. Volume du bloc à tirer :

Le volume total du bloc à tirer est calculé par la formule suivante :

$$V_{bl} = L_b \times H_{gr} \times A ; m^3 \quad [VI. 23]$$

$$V_{bl} = 150 \times 10 \times 6$$

$$V_{bl} = 9000 m^3.$$

VI.6.9.4. Calcul le nombre de trous par volée :

Le nombre des trous dans un bloc peut déterminer par l'expression suivante :

$$N_{tr} = \frac{V_{bl}}{V_{tr}} ; \text{trous} \quad [VI. 24]$$

$$N_{tr} = \frac{9000}{90}$$

$$N_{tr} = 100 \text{ trous.}$$

VI.6.9.5. Calcul du nombre de blocs à abattre par an :

Le nombre de bloc se détermine par la formule suivante :

$$N_{bl} = \frac{P_{an}}{V_{bl} \times \gamma} ; \text{blocs/an} \quad [VI. 25]$$

Où :

- P_{an} : production annuelle de la carrière $P_{an} = 600000 \text{ t/an}$;

$$N_{bl} = \frac{600000}{9000 \times 2,69}$$

$$N_{bl} = 24,78 \approx 25 \text{ blocs/an.}$$

VI.6.9.6. Longueur de forage par bloc :

La longueur de forage par bloc est calculée par la formule suivante :

$$L_f^{bl} = N_{tr} \times L_{tr} ; m/bloc \quad [VI. 26]$$

$$L_f^{bl} = 100 \times 11$$

$$L_f^{bl} = 1100 m/bloc.$$

VI.6.9.7. Longueur de forage par an :

La longueur de forage peut réalisée par an est déterminée par l'expression suivante :

$$L_f^{an} = N_b \times L_f^{bl} ; \frac{m}{an} \quad [VI. 27]$$

$$L_f^{an} = 25 \times 1100$$

$$L_f^{an} = 27500 ; m/an.$$

VI.6.10. Taux de micro retard :

L'intervalle du retard de détonateur est déterminé par l'expression suivante :

$$\tau = K \times W ; m. sec \quad [VI. 28]$$

Où :

- **K** : Coefficient qui tient compte des propriétés de la roche.

Tableau VI.10. Les valeurs de K en fonction de dureté. ^[12]

| Dureté, f | K |
|-----------|---------|
| ≤ 6 | 5-6 |
| 6 ÷ 12 | 3-4 |
| >12 | 1.5-2.5 |

Dans notre cas on a f = 6 et d'après le tableau au dessus, K = 6.

$$T = 3 \times 6$$

$$T = 18 \approx 20 m. sec.$$

VI.6.11. Calcul des paramètres du tas des roches abattues :

Les paramètres du tas des roches abattues sont caractérisés par :

- ❖ Largeur du tas ;
- ❖ Hauteur du tas.

VI.6.11.1. Largeur du tas :

La largeur du tas des roches abattus est calculée par la formule suivante :

$$B_{tp} = K_{\tau} \times B_{ts} + (n - 1) \times b ; m \quad [VI. 29]$$

Où:

- **K_τ** : Coefficient qui tient Compte de l'intervalle du retard. Ces valeurs sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau VI.11 : Les valeurs de coefficient qui tient compte de l'intervalle des retards. ^[12]

| τ (m.sec) | K_r |
|----------------|------------|
| 0 | 1 |
| 10 | 0,95 |
| 25 ÷ 35 | 0,9 |
| 50 | 0,85 |
| 75 et plus | 0,8 |

On a un taux de micro retard qui est égale à 20, donc on peut prendre $K_r = 0,9$.

➤ B_{ts} : Largeur du tas des roches à une seule rangée :

$$B_{ts} = K_r \times K_\beta \times H_{gr} \times \sqrt{q}; \text{ m [VI. 30]}$$

D'où :

- K_r : Coefficient qui dépend de la résistance des roches au tir, selon le tableau de dessous en prendre $K_r = 3$.

Tableau VI.12 : Résistance au tir en fonction de la dureté. ^[12]

| Dureté, f | K_r |
|-----------|----------------|
| ≤ 6 | 3 ÷ 3,5 |
| 6 ÷ 12 | 2,5 ÷ 3 |
| >12 | 2 ÷ 2,5 |

- K_β : Coefficient tenant compte de l'angle d'inclinaison du trou :

$$K_\beta = 1 + \frac{1}{2} \sin 2 \left(\frac{\pi}{2} - \beta \right); \text{ [VI. 31]}$$

Vu que l'angle d'inclinaison des trous (β) est égal à 75° donc :

$$K_\beta = 1 + \frac{1}{2} \sin 2(90 - 75)$$

$$K_\beta = 1,25.$$

- H_{gr} : Hauteur de gradin, $H_{gr} = 10$ m.
- q : Consommation spécifique d'explosif, $q = 0,440 \text{ Kg/m}^3$

Alors, la valeur de B_{ts} est égale à :

$$B_{ts} = 3 \times 1,25 \times 10 \times \sqrt{0,440}$$

$$B_{ts} = 24,87 \approx 25 \text{ m.}$$

- **b** : Distance entre les rangés, $b = 3 \text{ m}$;
- **n** : Nombre des rangés, $n = 2$.

Donc, on peut déduire la valeur de la largeur de tas :

$$B_{tp} = 0,9 \times 25 + (2 - 1) \times 3$$

$$\mathbf{B_{tp} = 25,5 \approx 26 \text{ m.}}$$

VI.6.11.2. Hauteur du tas :

La hauteur du tas des roches abattus trous se détermine par la formule suivante :

$$\mathbf{H_t = (0,5 \div 0,9) \times H_{gr} ; m \quad [VI. 32]}$$

Pour les calcaires $H_t = 0,9 H_{gr}$;

$$H_t = 0,9 \times 10$$

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

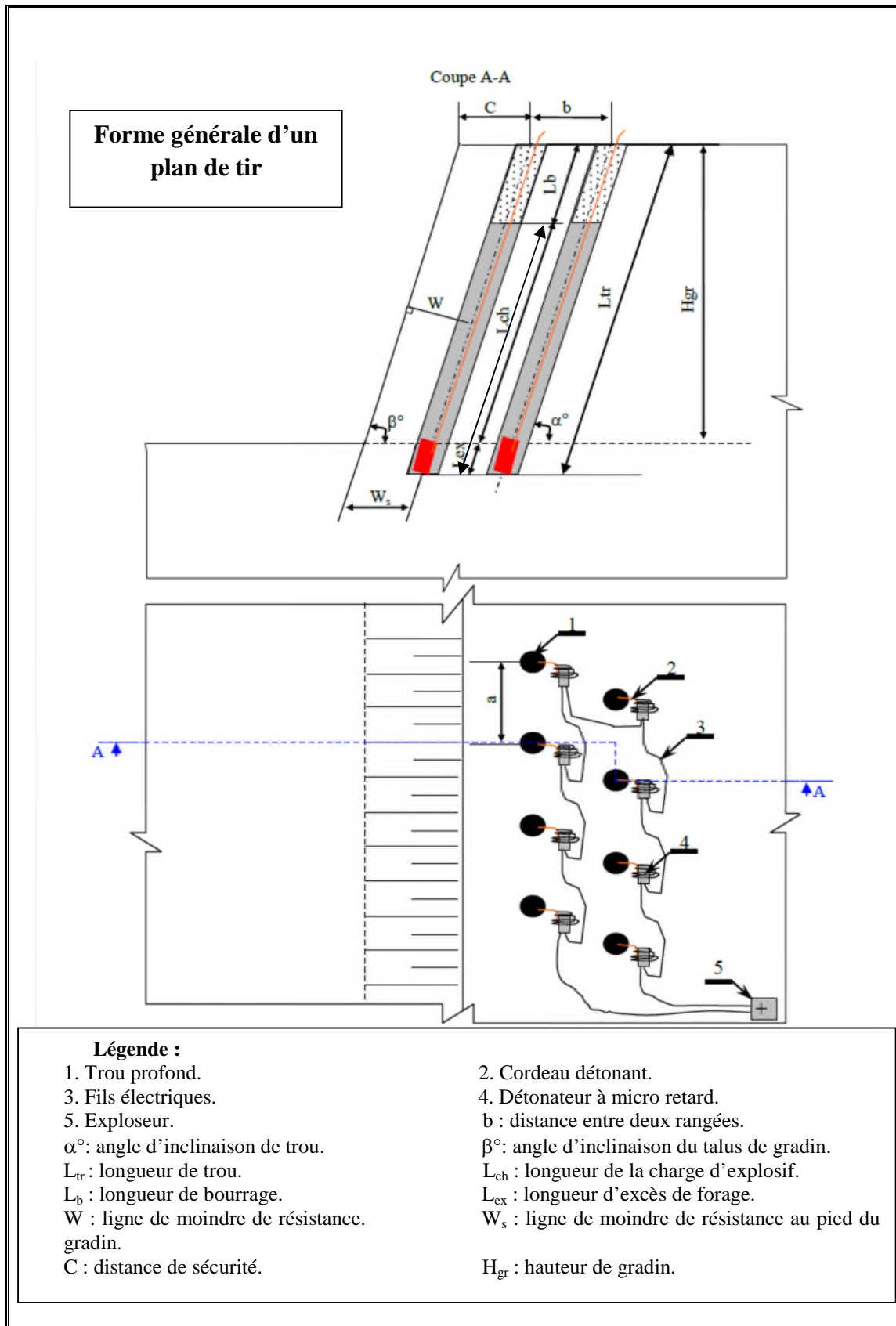


Figure VI.5 : Exemple de plan de tir existant au niveau de la carrière d'Adrar Ouferrou.

VI.7. Différents facteurs pour améliorer la fragmentation des roches :

Le facteur le plus important qui permet de régler la qualité de la fragmentation des roches est le diamètre des sondeuses, duquel dépend le choix de la structure de la mécanisation complexe.

Il est connu à titre d'exemple, que pour des roches très fissurées, à petit bloc, il est préférable d'utiliser les sondeuses ayant de grands diamètres ; pour les roches à gros bloc ou presque monolithiques avec faible résistance au tir, les sondages les plus efficaces servent ceux à petits diamètres.

D'après l'académicien Ijevsk ces indices influent en général sur les composants essentiels du rendement des engins de chargement, à savoir le coefficient d'excavation, sur la durée d'un cycle de l'excavateur et sur le coefficient de remplissage des engins miniers.

Ainsi, on peut conclure que pour l'appréciation juste de l'efficacité technique et économique des travaux de chargement et de transport, il faut étudier l'influence des facteurs naturels et techniques sur la qualité de fragmentation des roches dans le but de réduire le taux de blocs hors gabarits et de remplir les exigences principales de la qualité de tir qui sont les suivant : [08]

- ❖ Lors du tir, la roche doit être fragmentée en morceaux ne dépassant pas les dimensions admissibles et le débit des morceaux sur broyés doit être le minimum possible ;
- ❖ Après le tir en masse, le pied du gradin ne doit pas exister. La projection de la roche au-delà de la rangée des trous sur l'arrête supérieure du gradin doit être minimale ;
- ❖ Le tas de la roche abattue doit avoir une hauteur et une largeur assurant la sécurité et un grand rendement des machines de chargement ;
- ❖ La réserve de la masse abattue dans la taille doit assurer un travail ininterrompu et un meilleur rendement des équipements de chargement et transport ;
- ❖ Le schéma de tir et la construction des charges à l'intérieur des trous doivent assurer la détonation complète de toutes les charges dans le bloc à tirer.

VI.8. Conclusion :

Afin de réaliser un tir au niveau de la carrière. Une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif.

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Il est nécessaire de forer les

trous de mine à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.

L'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- ❖ Assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ;
- ❖ Abattre un grand volume de roche ;
- ❖ Assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière.

C'est donc par rapport à ces objectifs que vont être regardés certains paramètres qui influencent sur l'opération de tir comme maîtrise de chaque étape du tir : implantation, foration et chargement des explosives. Les principaux paramètres géométriques et de chargement d'explosives qui interviennent dans les travaux de forage et de tir sont ainsi définis dans le tableau suivant :

Tableau VI.13 : Paramètres des travaux de forage et de tir.

| Paramètres | Désignations | Unités | Valeurs |
|--------------------------------------------|--------------|-------------------|---------|
| Hauteur gradin | H_{gr} | m | 10 |
| Profondeur du trou | L_{tr} | m | 10,89 |
| Diamètre du trou | D_{tr} | mm | 89 |
| Longueur excès de forage | L_{ex} | m | 0,89 |
| Longueur du bourrage | L_b | m | 3 |
| Ligne de résistance au pied du gradin | W | m | 3 |
| Distance entre les trous d'une même rangée | a | m | 3 |
| Distance entre deux rangées de trous | b | m | 3 |
| Consommation spécifique projet d'explosif | q | kg/m ³ | 0,440 |
| Quantité d'explosif par trou | Q_{exp} | Kg/trou | 40 |
| Nombre de trou par volée | N_{tr} | Trous | 100 |
| Volume du bloc abattu par trou | V_{tr} | m ³ | 90 |
| Volume du bloc abattu par volée | V_{bl} | m ³ | 9000 |

VII.1. Introduction.

Les travaux de chargement et de transport représentent l'un des principaux processus lors de l'exploitation des carrières ou des mines à ciel ouvert, car ils influent sur le prix de revient des minéraux utiles. Pour cette raison, Le fonctionnement de la carrière est organisé autour des engins choisis pour le chargement et le transport des roches abattues.

L'efficacité de l'utilisation des engins de chargement et de transport dans les carrières dépend de quelques paramètres comme la production de la carrière, les caractéristiques des roches à transporter et le type de moyen de chargement. Ces paramètres on va les voir dans le présent chapitre.

VII.2. Travaux de chargement :

Le chargement des roches en tas se produit par un seul ou un ensemble d'engins miniers, l'un des facteurs déterminant qui influe sur le procédé d'extraction des minéraux est le choix de l'engin de chargement. La difficulté des roches au creusement, les propriétés physico-mécaniques, le rendement demandé de l'engin de chargement et de la carrière, les conditions climatiques ainsi que la configuration de la chargeuse conditionnent le choix de l'engin de chargement à utilisée.

VII.2.1. Choix des machines de chargement:

Le choix des machines de chargement dépend des facteurs suivants : ^[12]

- ❖ Nature des roches ;
- ❖ Méthode d'exploitation ;
- ❖ Productivité planifiée ;
- ❖ Mesures de sécurité.

Au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou, cette activité assure à l'aide de godet mécanique articulé à la pelle excavatrice et/ou des chargeuses, effectuant des mouvements successifs de levage et de déversement, le chargement des toutes venantes carrières obtenues par abattage sur des dumpers de carrière ou des camions de transport de marchandises selon qu'il soit destiné pour les besoins de la station de concassage ou vendu à son état brut.

Pour les conditions de la carrière d'Adrar Oufernou les moyens de chargement utilisés sont de type :

- ❖ Une pelle excavatrice (CATERPILLAR 345D) sur chenilles, capacité du godet est de $C_g = 3,2 \text{ m}^3 = 5 \text{ tonnes}$;
- ❖ Une chargeuse sur pneus (JOHN DEERE 724K), capacité du godet est de $4,6 \text{ m}^3 (7,36 \text{ tonnes})$.

Les caractéristiques techniques de ces moyens de chargements sont bien définies dans l'annexe (annexe 3 et 4).

✚ **Remarque :** Durant notre stage le chargement se fait au moyen de la chargeuse frontale énuméré précédemment. Donc pour les calculs suivants, on va utiliser les paramètres techniques de ce type de chargeuse.

VII.2.2. Mode de travail de la chargeuse :

Le chargement des produits se fait par la pénétration du godet dans la masse abattue lorsque la machine avance. C'est l'effort de traction de la machine qui assure la pénétration du godet, puis ce dernier se referme tandis que la flèche monte. C'est cet équipement qui assure le remplissage alors que l'essieu avant reste bien chargé. Après le remplissage du godet, le bras de la chargeuse est lève à la position haute et le déplacement de l'engin s'effectue en sens inverse à partir du front. Une chargeuse doit protéger son train de roulement, c'est-à-dire ses pneus. Son conducteur doit toujours attaquer les matériaux à charger au pied du tas ou du gradin et le godet à plat.

Quand la chargeuse quitte le front du chantier, son déplacement peut se faire dans n'importe quel sens, le vidage du godet se réalise par son basculement avant.

La chargeuse attaque le gradin soit par son extrémité, soit du côté du front d'attaque (le mode de travail le plus répandu).

La largeur d'une enlèvement est déterminée en tenant compte de la distance de sécurité entre la chargeuse et l'arête inférieure de talus. Cette distance varie entre 1.2 et 1.8 m. Pratiquement, l'enlèvement varie, suivant le modèle la chargeuse frontale, entre 5 et 15 m. ^[13]

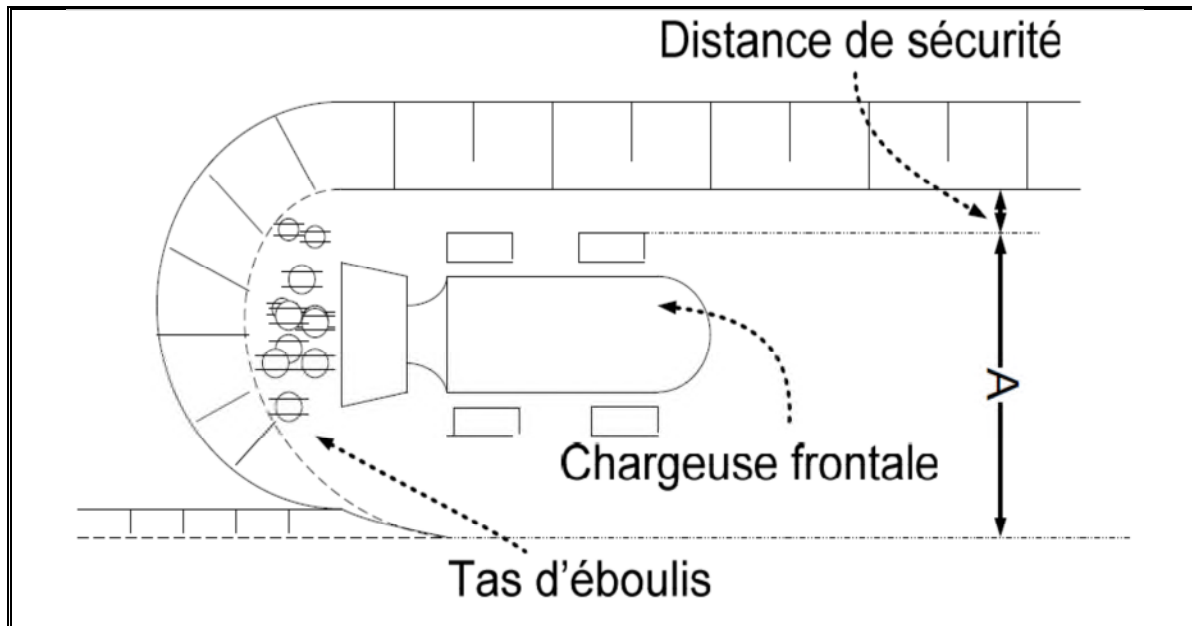


Figure VII.1 : Schéma de position de la chargeuse dans le front de travail. ^[13]

Lors de l'utilisation des chargeuses frontales, la grandeur des produits abattus doit répondre à l'inégalité suivante : ^[13]

$$a \leq 0,5 + 0,8 \times \sqrt[3]{C_g} ; \text{m} \quad [\text{VII. 1}]$$

Avec :

- **a** : La grandeur maximale des blocs a charger en m ;
- **C_g** : La capacité nominale du godet en m³.

$$a \leq 0,5 + 0,8 \times \sqrt[3]{4,6}$$

$$a \leq 1,83 \text{ m.}$$

VII.2.2. Temps de cycle de la chargeuse :

Le temps de cycle d'une chargeuse est déterminé de la façon suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mach} + T_{mav} + T_{déch} ; \text{sec} \quad [\text{VII. 2}]$$

- **T_{ch}** : Durée de chargement du godet ;

Dans la carrière d'Adrar Oufernou, le temps de chargement moyen pratique est de 13 secondes.

- **T_{mach}** : durée de parcours de chargeuse chargée vers le lieu de déchargement (sec) ;

Et dans notre cas, $T_{mach} = 14 \text{ sec.}$

- **T_{mav}** : La durée de parcours à vide vers le lieu de chargement (sec) ;

La durée de parcours à vide vers le lieu de chargement pratique dans la carrière égale à 11 secondes.

➤ $T_{\text{déch}}$: Durée de déchargement du godet (sec) ;

Et dans la carrière $T_{\text{déch}} = 6$ sec.

Donc dans la carrière d'Adrar Oufernou le temps de cycle moyen pratique égale :

$$T_c = 44 \text{ secondes.}$$

Le présent tableau montre les résultats obtenus dans la pratique :

Tableau VII.1 : Temps de cycle pratique de la chargeuse.

| | Temps de chargement (sec) | Temps de marche à charge (sec) | Temps de déchargement (sec) | Temps de marche à vide (sec) |
|-----------------------------------------------|---------------------------------|--------------------------------------|-----------------------------------|------------------------------------|
| 1 ^{er} godet | 22 | 14 | 5 | 11 |
| 2 ^{ème} godet | 13 | 14 | 5 | 10 |
| 3 ^{ème} godet | 11 | 13 | 7 | 14 |
| 4 ^{ème} godet | 9 | 15 | 5 | 10 |
| 5 ^{ème} godet | 10 | 14 | 8 | 10 |
| $T_{\text{moy}} = \frac{\sum_{i=1}^5 T_i}{5}$ | 13 | 14 | 6 | 11 |

VII.2.3. Calcule de rendement de la chargeuse :

Le rendement de la chargeuse dépend des facteurs suivants :

- ❖ Type de chargeuse ;
- ❖ Capacité de godet ;
- ❖ Le temps de cycle ;
- ❖ La granulométrie de la roche abattue.

VII.2.3.1. Rendement postier :

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$R_p = \frac{3600 \times E \times K_r \times K_u \times T_p}{T_c \times K_f} ; \text{t/poste} \quad [\text{VII. 3}]$$

Où:

- **E**: capacité de godet ; $E = 4,6 \text{ m}^3 = 7,37$ tonnes ;
- **K_r**: coefficient de remplissage de godet $K_r = (0,85 \div 0,90)$ en prendre $= 0,9$;
- **K_u**: coefficient d'utilisation de la chargeuse, $K_u = (0,60 \div 0,80)$ en prendre $K_u = 0,8$;
- **T_p**: durée d'un post de travail ; $T_p = 7$ h ;

- T_c : temps du cycle de la chargeuse ; $T_c = 44$ sec ;
- K_f : coefficient du foisonnement ; $K_f = 1,6$;

$$R_p = \frac{3600 \times 7,36 \times 0,9 \times 0,8 \times 7}{44 \times 1,6}$$

$$R_p = 1896,87 \approx 1897 \text{ t/poste.}$$

VII.2.3.2. Rendement journalier :

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$R_j = R_p \times N_p ; \text{t/jour [VII. 4]}$$

Où:

- N_p : nombre de poste par jour qu'est égale à deux (02) postes.

$$R_j = 1897 \times 2$$

$$R_j = 3794 \text{ m.}$$

VII.2.3.3. Rendement annuel :

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$R_{an} = R_j \times N_{jan} ; \text{t/an [VII. 5]}$$

Où:

- N_{jan} : nombre de jour ouvrable par année qui est égale à 230 jours.

$$R_{an} = 3794 \times 230$$

$$R_{an} = 872620 \text{ t/an.}$$

VII.2.4. Calcul du nombre nécessaire de chargeuses :

Il est calculé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{Q_{an}}{R_{an}} ; \text{ [VII. 6]}$$

Où:

- Q_{an} : rendement annuel de la carrière qui est égale à 600000 t/an.

$$N_{ch} = \frac{600000}{872620}$$

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

VII.3. Processus de transport :

Le transport est l'un des principaux processus lors de l'exploitation des carrières ou mines à ciel ouvert, il influe sur le prix de revient des minéraux utiles. Il représente des dépenses très considérables qui peuvent atteindre 20 % à 30 % du prix de revient total de l'exploitation.

VII.3.1. Le choix du type de transport :

Le choix rationnel des équipements de transport dépend des facteurs suivants : [12]

- ❖ La production annuelle de la carrière ;
- ❖ La distance de transport ;
- ❖ Le type d'engins de chargement ;
- ❖ La nature des roches ;
- ❖ La méthode d'exploitation ;
- ❖ La méthode d'ouverture.

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 VII.2).

Tableau VII.2. Types des camions utilisés dans la carrière.

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

VII.3.2. Calcul la durée du cycle du camion :

Le temps de cycle d'un camion est déterminé d'après la formule suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_a + T_d + T_r + T_{at} ; \text{min} \quad [\text{VII. 7}]$$

Où:

- T_{ch} : durée de chargement d'un camion (min) ;
- T_a : temps d'aller du camion à la trémie de concasseur (min).
- T_d : durée de déchargement du camion (min) ;
- T_r : temps de retour au front de travail (min) ;
- T_{at} : temps d'attente du camion (min).

Pratiquement on a mesuré ces paramètres au niveau de la carrière pour chaque dumper. Pour les calculs suivants, on prend comme référence le camion qui a le rayon de braquage et la largeur les plus importants : **Terex TA 400** ($R_b = 9,18$ m et $l_c = 3,31$ m).

Les résultats pour les autres types des camions sont présentés dans l'annexe.

Tableau VII.3 : Temps de cycle du camion Terex TA 400.

| | 1 ^{ère} cycle | 2 ^{ème} cycle | 3 ^{ème} cycle | 4 ^{ème} cycle | 5 ^{ème} cycle |
|------------------------------------------------------------------|------------------------|------------------------|------------------------|------------------------|------------------------|
| T_{cha} (min) | 3'55'' | 5'26'' | 5'55'' | 6'31'' | 5'07'' |
| T_{aller} (min) | 7'52'' | 8'30'' | 8'41'' | 9'49'' | 8'52'' |
| T_{déch} (min) | 1'11'' | 1'07'' | 0'51'' | 0'48'' | 0'52'' |
| T_{retour} (min) | 10'02'' | 10'32'' | 11'03'' | 10'56'' | 9'07'' |
| T_{attente} (min) | - | - | - | 2'01'' | 2'28'' |
| T_{totale} (min) | 23' | 25'35'' | 26'30'' | 30'05'' | 26'26'' |
| T_{moy} = $\frac{\sum_{i=1}^5 T_i}{5}$ | 26'19'' | | | | |

Selon le tableau au dessus, on peut déterminer le temps de cycle moyen de ce type de camion est égale à 26 min.

VII.3.3. Calcul le nombre de cycle du camion :

Le nombre de cycle que peut effectuer un camion est déterminé par la formule suivante :

$$N_{\text{cycle}} = \frac{T_p \times K_u}{T_c} ; \text{cycles [VII. 8]}$$

Où:

- **T_p** : durée d'un poste de travail, T_p = 7 heures.
- **K_u** : coefficient d'utilisation du camion, K_u = (0,7 ÷ 0,8) on prend K_u = 0,75.

$$N_{\text{cycle}} = \frac{7 \times 0,8}{0,44}$$

$$N_{\text{cycle}} = 12,73 \approx 13 \text{ Cycles.}$$

VII.3.3. Calcul le rendement effectif du camion :

Il est déterminé par la formule suivante :

$$R_{ca} = \frac{60 \times E_b \times K_u \times T_p \times K_r}{T_c} ; \text{t/poste [VII. 9]}$$

Où:

- **E_b** : capacité de la benne de camion, E_b = 32 tonnes.
- **K_r** : Coefficient de remplissage du camion, K_r = 0,9.

$$R_{ca} = \frac{60 \times 32 \times 0,75 \times 7 \times 0,9}{26}$$

$$R_{ca} = 348,92 \approx 349 \text{ t/poste.}$$

VII.3.4. Calcul le rendement d'exploitation du camion.

VII.3.4.1. Rendement journalier :

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$R_j = R_{ca} \times N_p ; \text{t/jour} \quad [\text{VII. 10}]$$

Où:

- N_p : nombre de poste par jour qu'est égale à deux (02) postes.

$$R_j = 349 \times 2$$

$$R_j = 698 \text{ t/jour.}$$

VII.3.4.2. Rendement annuel :

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$R_{an} = R_j \times N_{jan} ; \text{t/an} \quad [\text{VII. 11}]$$

Où:

- N_{jan} : nombre de jour ouvrable par année qui est égale à 230 jours.

$$R_{an} = 698 \times 230$$

$$R_{an} = 160540 \text{ t/an.}$$

VII.3.4. Calcul le nombre de camions assurant la production :

Le nombre de camions est donné par l'expression suivante :

$$N_c = \frac{Q_{an/j} \times K_{irr}}{R_{c/p} \times N_p} ; \text{camions} \quad [\text{VII. 12}]$$

Où :

- K_{irr} : Coefficient d'irrégularité de travail de la carrière. $K_r = (1,1 \text{ à } 1,2)$, on prend $K_r = 1,1$;
- $Q_{an/j}$: Production de la carrière par jour (t/jour), $Q_{an/j} = 2609 \text{ t/jour}$;
- $R_{c/p}$: Rendement postier du camion (t/poste), $R_c = 349 \text{ t/poste}$.

$$N_c = \frac{2609 \times 1,1}{349 \times 2}$$

$$N_c = 4,11 \approx 5 \text{ Camions.}$$

VII.3.5. Organisation du travail de transport :

L'efficacité de l'utilisation des camions dans les carrières dépend d'une grande mesure du schéma d'accès du camion vers le chantier et sa disposition près de la chargeuse.

Suivant la méthode d'ouverture des gradins, les dimensions de la plate forme du travail et des conditions de travail de la chargeuse, on applique différents types d'accès des camions vers la chargeuse, à savoir : Schéma d'approche directe, Schéma d'approche en boucle et Schéma d'approche en cul de sac.

Dans la carrière d'Adrar Oufernou, il est préférable d'utiliser le schéma d'approche en cul de sac, ce qui exige aux chauffeurs des camions des manœuvres compliquées.

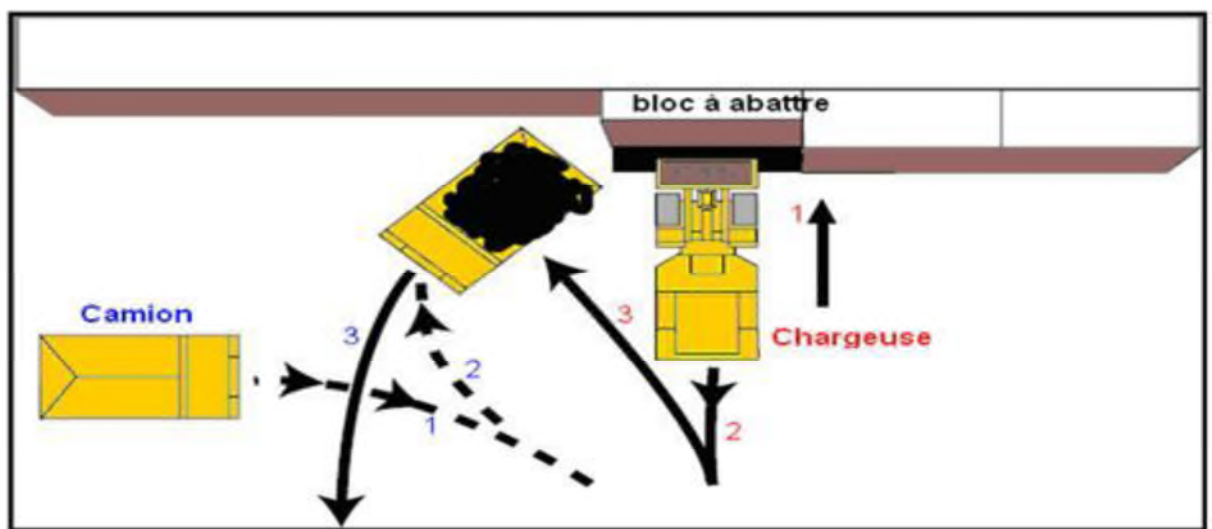


Figure VII. 3 : Système de chargement de tas des roches abattues.

VII.4. Choix d'un système chargement-transport :

Après études préliminaires, il faut également combiner les différentes techniques de chargement et de transport afin d'obtenir le système qui présente le meilleur compromis « prix-contraintes d'exploitation » et notamment les contraintes d'environnement.

Ce choix se définit à partir des paramètres suivants :

- ❖ Nature et dureté des matériaux à extraire ;
- ❖ Production à assurer ;
- ❖ Distance de transport ;
- ❖ Nécessité de concasser les matériaux avant leur reprise pour un traitement ultérieur ;
- ❖ Opportunité de créer des stocks (matériaux commercialisables, minerais, terre végétale) ou de mettre en remblai (stérile).

VII.5. Conclusion :

Au cours de la réalisation de cette partie, on a retenu quelques points sur l'organisation des travaux de chargement et de transport. Parmi les on peut citer :

- ❖ Leur choix dépend pratiquement de celui des autres matériels et leur mise en œuvre ;
- ❖ La chargeuse doit remplir son godet durant la manœuvre du camion et ne peut déverser que lorsque le camion se met en place. Aussitôt qu'un camion quitte le point de chargement, il doit être remplacé par un autre prêt à être chargé ;
- ❖ Dans cette configuration de travail, le camion se placera à l'arrière de tas avec un angle d'environ 45° . La position relative chargeuse/camion sera telle que le parcours (d) soit minimum (figure VII.4) ;
- ❖ L'efficacité de l'utilisation des camions dépend d'une grande mesure du schéma d'accès du camion vers le chantier et sa disposition près de la chargeuse.

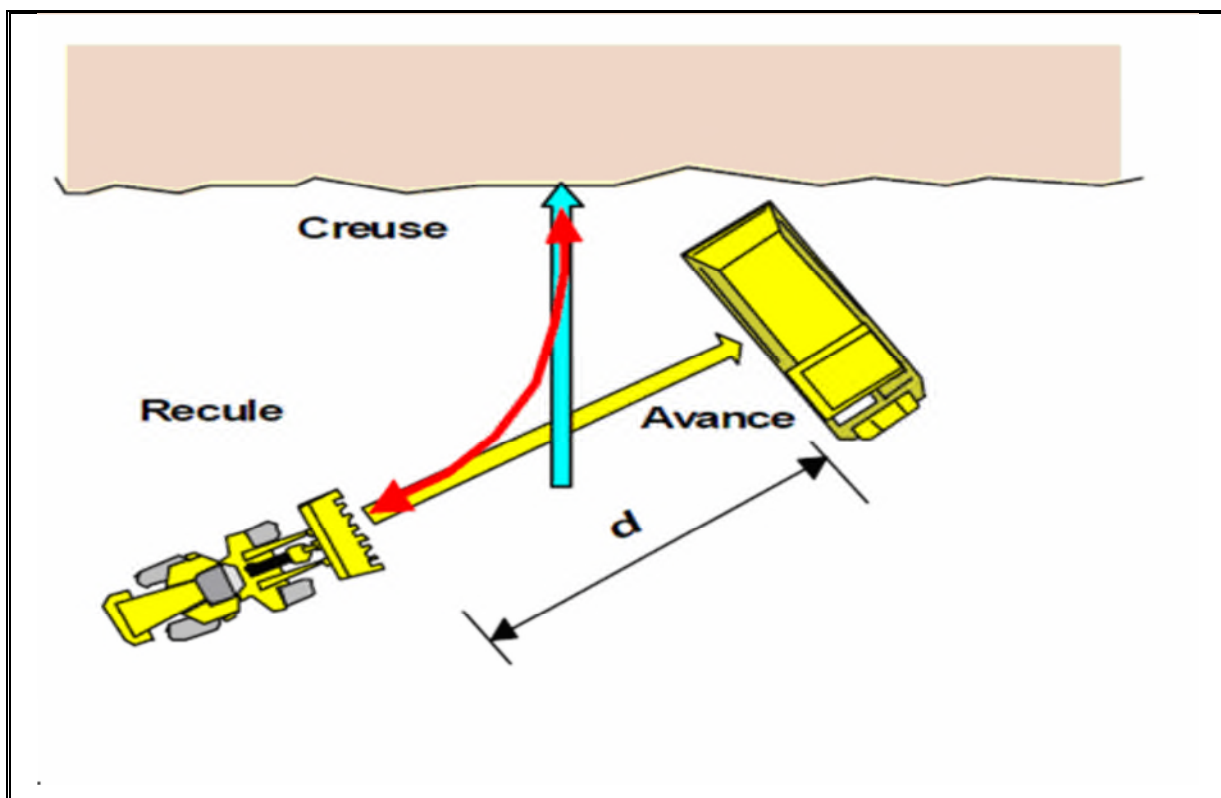


Figure VII.4 : Système de disposition du camion lors de chargement.

VIII.1. Introduction :

La production de la carrière est conditionnée par des engins de forage des roches contenant les minéraux utiles, car le forage représente la clé de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert. Les engins de forage utilisés dans les carrières sont les sondeuses rotatives, percutantes et roto-percutante. Parmi ces sondeuses, on utilise actuellement à Adrar Oufernou, la sondeuse roto-percutante (à marteau hors de trou).

Le choix de la machine lié essentiellement de la production escomptée. Ce paramètre dépend de plusieurs facteurs qui pour les sondeuses roto-percutantes, peuvent être divisés en facteurs reflétant : Les conditions d'exploitation (propriétés physico-mécaniques des roches, diamètre et profondeur des trous forés) et la construction des machines en question (puissance des mécanismes d'avancement et de rotation du perceur, type de l'outil de forage).

En ceux qui caractérisent l'efficacité de l'utilisation des sondeuses pendant le temps. C'est pourquoi il est nécessaire de distinguer les paramètres définissant le degré de la productivité de ce type de la sondeuse.

VIII.2. Détermination de Productivité des sondeuses roto- percutantes :

Jusqu'à présent, de nombreuses recherches ont été faites et ont permis d'aboutir à quelques méthodes de détermination de la productivité des sondeuses y compris celles roto-percutantes, La plus répandue est basée sur des suppositions suivantes ^[09] :

- ❖ La productivité théorique correspond à la vitesse mécanique de forage ;
- ❖ La productivité technique tient compte des pertes de temps qui sont liées à la réalisation des opérations auxiliaires ayant lieu lors du forage du trou, tout en tenant compte de la nécessité d'exercer les opérations préparatoires ;
- ❖ La productivité d'exploitation tient compte des pertes de temps qui portent le caractère Fortuit (pannes imprévues des mécanismes de la sondeuse).

Selon ces suppositions, on peut déterminer : La productivité théorique, technique et d'exploitation.

VII.2.1. Productivité technique :

La productivité technique est déterminée d'après la formule :

$$Q_{\text{tech}} = \frac{T - T_{\text{pr}}}{\left(\frac{1}{V_f} + T_{\text{aux}}\right) \times K_{\text{rep}}} ; \text{ m/poste [VIII. 1]}$$

Où:

- **T** : durée d'un poste de travail, (min) ;
- **T_{pr}** : durée des opérations préparatoires, (min) ;
- **Taux** : durée des opérations auxiliaires réduites pour un mètre de trou foré (min/m) ;
- **K_{rep}** : coefficient tenant compte de la pause des ouvriers ;
- **V_f** : vitesse de forage (m/min).

VIII.2.2. Productivité d'exploitation :

La productivité d'exploitation est exprimée par la formule :

$$Q_{\text{exp}} = Q_{\text{tech}} \times K_u ; \text{ m/poste [VIII. 2]}$$

Où:

- **K_u** : coefficient d'utilisation de la sondeuse durant un poste.

VIII.2.3. Productivité théorique :

Comme dans les cas précédents, nous estimons qu'il est nécessaire de distinguer la productivité théorique, technique et d'exploitation et de calculer celle théorique de la façon suivante :

$$Q_{\text{théo}} = V_f ; \text{ m/min [VIII. 3]}$$

La productivité technique doit tenir compte de l'influence de l'imperfection technique de la sondeuse envisagée sur sa productivité et s'exprime par la formule suivante :

$$Q_{\text{tech}} = 60 \times Q_{\text{théo}} \times K_{\text{tech}} ; \text{ m/h [VIII. 4]}$$

Où:

- **K_{tech}** : Coefficient de l'imperfection technique de la sondeuse, tel que :

$$K_{\text{tech}} = \frac{T_f}{T_f + T_{\text{aux}}} ; \text{ [VIII. 5]}$$

Où:

- **T_f** : Temps de travail productif de la sondeuse pendant un cycle (min), d'où :

$$T_f = \frac{L}{V_f} ; \text{ [VIII. 6]}$$

- **L** : longueur du trou foré, (m).

- **T_{aux}** : pertes sommaires de temps à la réalisation des travaux auxiliaires aux temps d'arrêt de la sondeuse à cause de son imperfection tel que :

$$T_{\text{aux}} = T_{\text{man}} + T_{\text{al}} + T_{\text{dép}} + T_{\text{rep}} + T_{\text{remp}} ; \text{ [VIII. 7]}$$

Où:

- **T_{man}** : temps de manipulation préliminaire avant le forage de chaque trou (min) ;
- **T_{al}** : temps d'allongement et de levage du train des tiges (min) ;

- $T_{d\acute{e}p}$: temps de déplacement de la sondeuse au nouveau trou (min) ;
- T_{rep} : temps de réparation de la sondeuse (min) ;
- T_{remp} : temps de remplacement de l'outil de forage (min).

D'où:

$$K_{tech} = \frac{1}{1 + \frac{T_{aux}}{T_f}} = \frac{1}{1 + \frac{T_{aux}}{L} \times V_f} ; \text{ [VIII. 8]}$$

Afin d'apprécier l'influence de divers facteurs sur la productivité technique, nous admettons que le coefficient K_{tech} est égal à :

$$K_{tech} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{K_{man}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{al}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{d\acute{e}p}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{rep}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{remp}} - 1\right)} ; \text{ [VIII. 9]}$$

Où:

- K_{ma} : coefficient qui tient compte les opérations préliminaires de manipulation :

$$K_{man} = \frac{T_f}{T_f + T_{man}} ; \text{ [VIII. 10]}$$

- K_{al} : coefficient qui tient compte les opérations de rallongement et de levage du train des tiges :

$$K_{al} = \frac{T_f}{T_f + T_{al}} ; \text{ [VIII. 11]}$$

- $K_{d\acute{e}p}$: coefficient qui tient compte les opérations de déplacement de la sondeuse au nouvel trou :

$$K_{d\acute{e}p} = \frac{T_f}{T_f + T_{d\acute{e}p}} ; \text{ [VIII. 12]}$$

- K_{rep} : coefficient qui tient compte les opérations de réparation de la sondeuse :

$$K_{rep} = \frac{T_f}{T_f + T_{rep}} ; \text{ [VIII. 13]}$$

- K_{remp} : coefficient qui tient compte les opérations de remplacement de l'outil de Forage :

$$K_{remp} = \frac{T_f}{T_f + T_{remp}} ; \text{ [VIII. 14]}$$

La productivité d'exploitation dépend du degré d'utilisation des possibilités techniques d'une sondeuse dans les conditions concrètes de l'exploitation.

$$Q_{exp} = 60 \times Q_{th\acute{e}o} \times K_{exp} ; \text{ m/h [VIII. 15]}$$

Où:

- K_{exp} : coefficient tenant compte du travail continu de la sondeuse pendant son exploitation :

$$K_{exp} = \frac{T_f}{T_f + T_{aux} + T_{org}} ; \text{ [VIII. 16]}$$

Où:

- T_{org} : pertes de temps à cause de l'organisation du travail.

Dans ce cas il s'agit nécessairement d'exercer les opérations préparatoires (examen superficiel de la sondeuse, graissage) et de l'existence des pertes de temps à cause de l'organisation de travail (repos des ouvriers, manque de front de taille). Analogiquement nous pouvons écrire :

$$K_{exp} = \frac{1}{1 + \frac{T_{aux} + T_{org}}{T_f}} ; \text{ [VIII. 17]}$$

En utilisant la méthode proposée il est possible d'établir l'influence de divers facteurs sur la productivité des machines en question et de faire les propositions visant leur augmentation.

VIII.3. La pratique du calcul la productivité des sondeuses :

Pendant le choix des machines de forage, la question qui nous préoccupe, a toujours été la productivité que peut assurer la machine dans les conditions bien définies, mais ce facteur reste lié au régime de fonctionnement de la machine, qui à son tour dépend des propriétés de la roche, du type de l'outil, et des paramètres de la machine.

En principe les valeurs de la productivité théorique, technique et d'exploitation peuvent être déterminées à l'aide des calculs correspondants. Par exemple on détermine la vitesse de forage au moyen de formule connue. Mais cette méthode ne nous permet pas d'avoir des résultats reflétant réellement les capacités des sondeuses, vu sa dépendance de certains facteurs qui ne peuvent être précisée que sur le terrain car leur variation est assez grande.

A cet effet, le but de l'étude expérimentale s'insère dans la détermination de l'influence de certains facteurs sur l'efficacité du processus de forage des machines de forage roto-percutant. Une des méthodes permettant de le faire est celle du chronométrage qui suppose la fixation des données caractérisant l'utilisation de telle ou telle sondeuse, à savoir l'heure du commencement et de la fin de chaque opération, nomination de cette dernière, profondeur et métrage de forage.

VIII.3.1. Réalisation de l'expérience :

La réalisation du forage expérimental a été programmée dans les conditions de la carrière de calcaire d'Adrar Oufernou à l'aide de sondeuse ATLAS COPCO de type ECM-580Y, équipée d'une centrale hydraulique. L'expérience étudiée se compose des étapes suivantes :

- ❖ Planification de l'expérience ;
- ❖ Réalisation de l'expérience ;
- ❖ Vérification de la productivité expérimentale ;
- ❖ Interprétation des résultats obtenus ;
- ❖ Solutions et recommandations.

Durant la réalisation de l'expérience on a utilisé comme moyen de mesure l'appareillage suivant : Un chronomètre, des tiges de longueurs de 3,63 m et de 46 mm de diamètre, le taillant ayant 89 mm de diamètre. Les paramètres des limites techniques de la sondeuse sont illustrés dans l'annexe 5.

L'ordre de la réalisation du chronométrage doit répondre aux exigences suivantes véracité, continuité et volume nécessaire des observations.



Figure VII.1 : Type de sondeuse et de taillant utilisé dans la carrière d'Adrar Oufernou.

VIII.3.2. Résultats de chronométrage :


Tout en suivant l'opération, on mesure le temps à l'aide du chronomètre, profondeur et métrage de forage, après cela on détermine la vitesse de forage. La carte de chronométrage est présentée dans l'annexe 6 et l'annexe 7.

VIII.3.2. Généralisation des résultats de chronométrage :

Après la réalisation de l'expérience, nous avons essayé de trouver les paramètres caractérisant celles-ci en traitant les données se rapportant cette sondeuse (temps de forage). Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau VIII.1 : Généralisation des résultats de chronométrage

| N° | Opérations | Désignation | 1 ^{er} poste | 2 ^{ème} poste | Valeur moyen |
|------------|---------------------------------------|------------------------|-----------------------|------------------------|-----------------|
| I | Travaux d'organisation | T_{org} | 78' | 42' | 60' |
| I.1 | Mise en service | T _{ser} | 40' | 42' | 41' |
| I.2 | Repos des travailleurs | T _{rep} | - | - | - |
| I.3 | D'autres | T _{aut} | 38' | - | 19' |
| II | Travaux auxiliaires | T_{aux} | 180' | 225' | 202'30'' |
| II.1 | Manipulations préliminaires | T _{man} | 27'30'' | 20'30'' | 24' |
| II.2 | Allongement, levage de tige | T _{al} | 126'30'' | 182' | 154'15'' |
| II.3 | Déplacement de la sondeuse | T _{dép} | 26' | 22'30'' | 24'15'' |
| II.4 | Réparation de la sondeuse | T _{rép} | - | - | - |
| II.5 | Remplacement de l'outil | T _{remp} | - | - | - |
| III | Travaux de forage | T_f | 161' | 155' | 158' |
| | profondeur des trous forés (m) | L _f | 182 | 168 | 175 |
| | Vitesse de forage, (m/min) | V _f | 1,13 | 1,08 | 1,10 |

 **Remarque :** Généralement la profondeur des trous est de 11m, mais lors de notre stage on a trouvé la foration se fait sur un gradin de 13m c'est-à-dire la profondeur des trous est de 14m.

VIII.3.3. Analyse des résultats :

Dans notre travail de recherche nous avons essayé de trouver les paramètres caractérisant le régime de travail de la sondeuse. Nous avons pris comme valeurs de base les facteurs suivants :

- ❖ Temps de forage ;
- ❖ Vitesse de forage.

L'analyse de ces résultats montre qu'il y a :

- ❖ De pertes de temps causées par une mauvaise organisation du travail (environ 15% de la durée du poste); que pendant le fonctionnement des sondeuses nous n'avons pas enregistré les pertes de temps dues au remplacement de l'outil de forage ou de réparation de la sondeuses ;
- ❖ les résultats montre aussi qu'il ya les pertes de temps lors de l'allongement et récupérations du train des tiges ;

Ceux-ci dépendent en premier lieu des performances des sondeuses, de la qualification du personnel et d'autre.

VIII.3.3. Calcul des productivités de la sondeuses :

Les résultats de calcul des productivités obtenues à l'aide des formules (VIII.2 ==> VIII.17) sont indiqués dans le tableau au dessous :

Tableau VIII.2 : Résultats des calculs des productivités.

| | V_f (m/min) | K_{man} | K_{al} | $K_{dép}$ | K_{remp} | K_{rep} | K_{tech} | Q_{tech} (m/h) | K_{exp} | Q_{exp} (m/h) |
|---------------------------|------------------|-----------|----------|-----------|------------|-----------|------------|---------------------|-----------|--------------------|
| 1 ^{er} poste | 1,13 | 0,85 | 0,56 | 0,86 | 1,00 | 1,00 | 0,47 | 31,86 | 0,38 | 25,76 |
| 2 ^{ème} poste | 1,08 | 0,88 | 0,45 | 0,87 | 1,00 | 1,00 | 0,40 | 25,92 | 0,36 | 23,32 |

A partir du tableau ci-dessus, nous remarquons que malgré l'imperfection technique relative à la sondeuse Atlas-Copco, ce qui est confirmé par les valeurs des coefficients (K_{man} , K_{al} , $K_{dép}$, K_{rep} , K_{tech}), la sondeuse Atlas-Copco dans le premier poste assure une plus grande productivité technique que le deuxième poste. Cela s'explique par la possibilité d'obtenir dans le premier poste une plus grande vitesse de forage, qui en même temps détermine une plus grande productivité d'exploitation.

VIII.4. Conclusion :

L'étude du travail des sondeuses Atlas-Copco au moyen du chronométrage permet de conclure qu'il est nécessaire d'améliorer l'organisation de travail et choisir les paramètres des régimes de travail déterminant la vitesse de forage. Ce dernier paramètre joue un rôle important dans la détermination des productivités des sondeuses.

L'augmentation de la vitesse de forage jusqu'à sa valeur maximal déterminée par le mécanisme d'avancement est possible si nous employons en plus l'aspiration des déblais. Car la présence des déblais au fond du trou limite les valeurs maximales de ces paramètres.

Conclusion générale.

Le travail présenté dans ce mémoire nous permet de souligner l'importance de la mécanisation des processus technologique dans une carrière et en particulier les machines de foration des trous de mines.

Il est à noter que, dans une carrière ou mine à ciel ouvert, le choix d'une machine particulière pour la réalisation de la foration est basé premièrement sur les caractéristiques de la roche comme la forabilité. Deuxièmement, l'identification des variables d'opération pour chaque système à l'étude, y compris le forage, la tige, l'outil de forage et les facteurs de fluide de circulation. Enfin, l'estimation de la foration à le plus bas coût global, proportionné à l'exploitation sûre.

Il est à signaler que, dans les conditions des carrières algériennes de calcaire, l'utilisation des sondeuses à roto percussion est plus dominante. L'utilisation de cette méthode consiste à appliquer à l'outil de forage ou taillant, un couple de rotation et une énergie de frappe, cette dernière est assurée par un marteau hors trou ou par un marteau au fond de trou. La ressemblance entre les sondeuses à marteau fond de trou et celles hors de trou, c'est que les mécanismes de rotation et d'avancement se trouvent à l'extérieure de trou.

L'étude du travail de sondeuses Atlas-Copco et la détermination de ses productivités au moyen du chronométrage présente quelques inconvénients, pour remédier à cela nous recommandons :

- ❖ Qu'il est nécessaire d'améliorer l'organisation de travail, les pertes de temps à cause de l'organisation du travail s'évaluent à 15% de la durée d'un poste ;
- ❖ De faire des formations pour les membres de groupe de foration, car les résultats montre qu'il ya les pertes de temps lors de l'allongement et récupérations du train des tiges ;
- ❖ Assurer la maintenance préventive de la machine de foration.

Enfin nous avons aussi quelques remarques concernant l'utilisation de la machine lors de foration par exemple :

- ❖ Il faut assurer que le taillant doit toujours être en contact en fond de trou sinon les contraintes de traction et de compression vont apparaitre le long du train du tige donc les manchons et filetages seront rapidement détruites et le marteau risque d'être endommagé ;

CONCLUSION GENERALE.

- ❖ Lors du passage d'une faille, on doit annule la poussé et de réduire le soufflage pour ne pas désagréger le terrain dans le cas d'une passé argileuse, ça peut causer le coincement du taillant ;
- ❖ Selon les normes, il est préférable d'utiliser les diamètres tige/taillant en fonction de filetage. Pour notre cas le diamètre de taillants est égale à 89mm ce que explique la nécessité d'utilisation des tiges ayant diamètre de 52mm (filetage T51).
- ❖ L'augmentation de la vitesse de forage jusqu'à sa valeur maximal déterminée par le mécanisme d'avancement est possible si nous employons en plus l'aspiration des déblais.

Références bibliographiques.

- ✓ [01] : ALGRAN, Groupe ENOF (2012). Gisement de calcaire d'Adrar Oufernou. Plan d'exploitation, Algérie.
- ✓ [02] : ALGRAN, Groupe ENOF (2014). Gisement de calcaire d'Adrar Oufernou. Plan d'exploitation, Algérie.
- ✓ [03] : ASSENOV. I, OUADI. M (03/1993). Machines minières « partie I, machines de forage) ». Office des publications universitaires.
- ✓ [04] : Atlas Copco (Fourth edition 2008). Revue « Surface Drilling (The master of productivity) ».
- ✓ [05] : BENFERDI .Y, LAICHAOUI .E (2012). Mémoire d'Ingénieur «problèmes d'ouverture et de déplacement du calcaire dans la carrière d'Ifri (unité de Keddara) ». Ecole nationale polytechnique.
- ✓ [06] : BOUCHAIR .Z, GACEM .S (2012). Mémoire d'Ingénieur «Travaux d'arpentage relatifs à l'exploitation des réserves du contour de la carrière de Keddara ». Ecole nationale polytechnique.
- ✓ [07] : CETIM (2013). Analyses annuelles des calcaires d'Adrar Oufarnou. Rapport, Algérie.
- ✓ [08] : FASSEKH Abed El Werth (2012). Mémoire d'Ingénieur «Analyse des paramètres du plan de tir sur la granulométrie des roches abattus cas du Kef es-Sennoun de Djbel Onk Bir el-Ater W. Tébossa ». Ecole nationale polytechnique.
- ✓ [09] : FREDJ Mohamed (01/2012). Thèse de Magister «Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA) ». Université d'Annaba.
- ✓ [10] : GHARBI Kouider (2006/2007), mémoire d'ingénieur « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie : Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Ecole Nationale polytechnique d'Alger.
- ✓ [11] : KHOCHEMANE Lakhdar, thèse de Doctorat d'Etat « Optimisation des paramètres des machines de forage à mollettes ». Université d'Annaba : 2006/2007.
- ✓ [12] : LALOU Adel (2006). Mémoire d'Ingénieur « Etude de performance de l'utilisation de chargeuse dans les conditions de la carrière de Hadjar-Soud (SKIKDA) ». Université d'Annaba.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- ✓ [13] : MUDIANGA Kamulete Nsensu Pierre. Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert, département des mines, université de Lubumbashi (République démocratique du Congo).
- ✓ [14] : NASRI Fateh (2014). Mémoire de Master II « Les calcaires d'Adrar Oufarnou : étude pétrographique, tectonique et applications ». Université de Constantine.
- ✓ [15] : ONEX. : Guide technique des explosifs et accessoires de tir. Direction des fabrications militaires, Bir el-Arche W. Sétif.
- ✓ [16] : SERRAJ .T (2010). Cours de forage et abattage des roches, Institut Algérien des mines.
- ✓ [17]: Tandanand, S (1973). Principals of Drilling, SME Mining Engineering Handbook, AIME, New York.
- ✓ [18] : Vegard Olsen (2009). Doctoral thesis « Rock quarrying: prediction models and blasting safety ». Norwegian university of science and technology.

Annexe.

➤ ANNEXE 1 : Caractéristiques techniques des explosifs utilisés d'après l'ONEX.

| Paramètres | Marmanit III | Anfomil |
|--------------------------------------------|--------------|---------|
| Densité normale | 1,33 | 0,9 |
| Diamètre d'une cartouche (m) | 65 | - |
| Vitesse de détonation (m/s) | 6500 | 3000 |
| Poids de l'explosif (kg) | 2,5 | 25 |
| Longueur de la cartouche (cm) | 75 | - |
| Résistance à l'eau | Moyenne | faible |
| Aptitude de travail (cm ³ /10g) | 360 | 320 |

➤ ANNEXE 2 : Besoins en explosifs et accessoires.

| Explosifs et accessoires | Nature | Unité | Quantité |
|--------------------------|------------------|--------|----------|
| Nature des explosifs | Marmanit : 65 mm | Kg | 2200 |
| | Anfomil | | 1800 |
| Cordeau détonant. | 20 gr | ML | 1800 |
| D.E.I | N° 0 | Unités | 05 |
| D.M.R | N° de 1 à 12 | | 95 |
| Fil électrique | 02 conducteurs | ML | 500 |

ANNEXE 3 : Caractéristiques techniques de la chargeuse CATERPILLAR 345D.

| Paramètre | Unité | Valeur |
|-------------------------------|--------|--------|
| Type 345D | ----- | ----- |
| Puissance du moteur | KW | 283 |
| Largeur de godet | m | 1,5 |
| Capacité du godet | m | 3,2 |
| Hauteur de versement | m | 7,041 |
| Vitesse de rotation du moteur | tr/min | 1800 |
| Poids | t | 57,87 |
| Force d'extraction | KN | 235 |

ANNEXE 4 : Caractéristiques techniques de la chargeuse JOHN DEERE 824K.

| Paramètre | Unité | Valeur |
|-------------------------------|----------------|--------|
| Type 824K | ----- | ----- |
| Puissance du moteur | KW | 248 |
| Largeur de godet | M | 3,27 |
| Capacité du godet | M ³ | 4,6 |
| Hauteur de versement | M | 4,48 |
| Vitesse de rotation du moteur | tr/min | 1600 |
| Poids | Tonnes | 26,501 |

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

| Paramètres | Valeurs |
|----------------------------------|---------------------|
| Marque | ATLAS COPCO |
| Modèle | 580Y |
| Moteur | Diesel |
| Type de forage | Incliné/Vertical |
| Vitesse de déplacement | 3 km/h |
| Type de mécanisme de translation | Chenille |
| Profondeur de forage maximum | 18 m |
| Diamètre du trou | 64 à 102 mm (89 mm) |
| Longueur de la tige | 3,63 m |
| Poids total | 10,5 tonnes |
| Largeur | 2,42 m |
| Longueur | 9,20 m |
| Hauteur | 3,30 m |
| Angle de forage | 75-90° |
| Force de traction | 78,5 KN |

ANNEXE 6 : Carte chronométrage de 1^{er} poste.


| N° | Temps | Chronométrages | Mètre foré | Opérations |
|----|--------------------------|----------------|------------|--------------------------------|
| 01 | 06h00'00'' ÷ 06h40'00'' | 40' | - | Mise en service |
| 02 | 06h40'00'' ÷ 06h55'00'' | 15' | - | Manipulation préliminaire |
| 03 | 06h55'00'' ÷ 06h58'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 04 | 06h58'00'' ÷ 06h59'00'' | 1' | - | Allongement du train de tiges |
| 05 | 06h59'00'' ÷ 07h01'00'' | 2' | 3,60m | Forage |
| 06 | 07h01'00'' ÷ 07h02'00'' | 1' | - | Allongement du train de tiges |
| 07 | 07h02'00'' ÷ 07h05'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 08 | 07h05'00'' ÷ 07h06'00'' | 1' | - | Allongement du train de tiges |
| 09 | 07h06'00'' ÷ 07h08'00'' | 2' | 3,50m | Forage |
| 10 | 07h08'00'' ÷ 07h12'00'' | 4' | - | Récupération du train de tiges |
| 11 | 07h12'00'' ÷ 07h13'30'' | 1'30'' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 12 | 07h13'30'' ÷ 07h14'00'' | 30'' | - | Manipulation préliminaire |
| 13 | 07h14'00'' ÷ 07h18'00'' | 4' | 3,40m | Forage |
| 14 | 07h18'00'' ÷ 07h20'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 15 | 07h20'00'' ÷ 07h23'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 16 | 07h23'00'' ÷ 07h25'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 17 | 07h25'00'' ÷ 07h28'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 18 | 07h28'00'' ÷ 07h30'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 19 | 07h30'00'' ÷ 07h34'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 20 | 07h34'00'' ÷ 07h 39'00'' | 5' | - | Récupération du train de tiges |
| 21 | 07h39'00'' ÷ 07h42'00'' | 3' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 22 | 07h42'00'' ÷ 07h44'00'' | 2' | - | Manipulation préliminaire |
| 23 | 07h44'00'' ÷ 07h49'00'' | 5' | 3,40m | Forage |
| 24 | 07h49'00'' ÷ 07h51'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 25 | 07h51'00'' ÷ 07h54'00'' | 4' | 3,60 | Forage |
| 26 | 07h54'00'' ÷ 07h56'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 27 | 07h56'00'' ÷ 07h59'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 28 | 07h59'00'' ÷ 08h01'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |

| | | | | |
|----|-------------------------|----|-------|--------------------------------|
| 29 | 08h01'00'' ÷ 08h05'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 30 | 08h05'00'' ÷ 08h13'00'' | 8' | - | Récupération du train de tiges |
| 31 | 08h13'00'' ÷ 08h16'00'' | 3' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 32 | 08h16'00'' ÷ 08h17'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 33 | 08h17'00'' ÷ 08h21'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 34 | 08h21'00'' ÷ 08h23'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 35 | 08h23'00'' ÷ 08h26'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 36 | 08h26'00'' ÷ 08h28'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 37 | 08h28'00'' ÷ 08h31'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 38 | 08h31'00'' ÷ 08h33'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 39 | 08h33'00'' ÷ 08h37'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 40 | 08h37'00'' ÷ 08h43'00'' | 5' | - | Récupération du train de tiges |
| 41 | 08h43'00'' ÷ 08h45'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 42 | 08h45'00'' ÷ 08h47'00'' | 2' | - | Manipulation préliminaire |
| 43 | 08h47'00'' ÷ 08h50'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 44 | 08h50'00'' ÷ 08h52'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 45 | 08h52'00'' ÷ 08h55'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 46 | 08h55'00'' ÷ 08h57'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 47 | 08h57'00'' ÷ 09h00'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 48 | 09h'00'' ÷ 09h02'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 49 | 09h02'00'' ÷ 09h06'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 50 | 09h06'00'' ÷ 09h12'00'' | 6' | - | Récupération du train de tiges |
| 51 | 09h12'00'' ÷ 09h15'00'' | 3' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 52 | 09h15'00'' ÷ 09h16'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 53 | 09h16'00'' ÷ 09h19'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 54 | 09h19'00'' ÷ 09h20'00'' | 1' | - | Allongement du train de tiges |
| 55 | 09h20'00'' ÷ 09h23'00'' | 3' | 3,60m | Forage |

| | | | | |
|----|-------------------------|----|-------|---------------------------------|
| 56 | 09h23'00'' ÷ 09h25'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 57 | 09h25'00'' ÷ 09h28'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 58 | 09h28'00'' ÷ 09h30'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 59 | 09h30'00'' ÷ 09h34'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 60 | 09h34'00'' ÷ 09h42'00'' | 8' | - | Récupération du train des tiges |
| 61 | 09h42'00'' ÷ 09h44'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 62 | 09h44'00'' ÷ 09h46'00'' | 2' | - | Manipulation préliminaire |
| 63 | 09h46'00'' ÷ 09h49'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 64 | 09h49'00'' ÷ 09h51'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 65 | 09h51'00'' ÷ 09h54'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 66 | 09h54'00'' ÷ 09h55'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 67 | 09h55'00'' ÷ 09h59'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 68 | 09h59'00'' ÷ 10h00'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 69 | 10h00'00'' ÷ 10h03'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 70 | 10h03'00'' ÷ 10h06'00'' | 3' | - | Récupération du train des tiges |
| 71 | 10h06'00'' ÷ 10h08'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 72 | 10h08'00'' ÷ 10h09'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 73 | 10h09'00'' ÷ 10h12'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 74 | 10h12'00'' ÷ 10h13'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 75 | 10h13'00'' ÷ 10h15'00'' | 2' | 3,60m | Forage |
| 76 | 10h15'00'' ÷ 10h17'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 77 | 10h17'00'' ÷ 10h20'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 78 | 10h20'00'' ÷ 10h21'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 79 | 10h21'00'' ÷ 10h24'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 80 | 10h24'00'' ÷ 10h29'00'' | 5' | - | Récupération du train des tiges |
| 81 | 10h29'00'' ÷ 10h30'00'' | 1' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 82 | 10h30'00'' ÷ 10h31'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 83 | 10h31'00'' ÷ 10h34'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 84 | 10h34'00'' ÷ 10h35'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 85 | 10h35'00'' ÷ 10h37'00'' | 2' | 3,60m | Forage |
| 86 | 10h37'00'' ÷ 10h38'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |

| | | | | |
|-----|-------------------------|--------|-------|---------------------------------|
| 87 | 10h38'00'' ÷ 10h41'00'' | 2' | 3,50m | Forage |
| 88 | 10h41'00'' ÷ 10h43'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 89 | 10h43'00'' ÷ 10h46'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 90 | 10h46'00'' ÷ 10h51'00'' | 5' | - | Récupération du train des tiges |
| 91 | 10h51'00'' ÷ 10h53'30'' | 2'30'' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 92 | 10h53'30'' ÷ 10h54'00'' | 30'' | - | Manipulation préliminaire |
| 93 | 10h54'00'' ÷ 10h57'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 94 | 10h57'00'' ÷ 10h59'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 95 | 10h59'00'' ÷ 11h01'00'' | 2' | 3,60m | Forage |
| 96 | 11h01'00'' ÷ 11h02'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 97 | 11h02'00'' ÷ 11h05'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 98 | 11h05'00'' ÷ 11h06'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 100 | 11h06'00'' ÷ 11h09'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 101 | 11h09'00'' ÷ 11h13'00'' | 4' | - | Récupération du train des tiges |
| 102 | 11h13'00'' ÷ 11h14'30'' | 2'30'' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 103 | 11h14'30'' ÷ 11h15'00'' | 30'' | - | Manipulation préliminaire |
| 104 | 11h15'00'' ÷ 11h18'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 105 | 11h18'00'' ÷ 11h19'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 106 | 11h19'00'' ÷ 11h22'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 107 | 11h22'00'' ÷ 11h23'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 108 | 11h23'00'' ÷ 11h26'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 109 | 11h26'00'' ÷ 11h27'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 110 | 11h27'00'' ÷ 11h30'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 111 | 11h30'00'' ÷ 11h35'00'' | 5' | - | Récupération du train des tiges |
| 112 | 11h35'00'' ÷ 11h36'30'' | 1'30'' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 113 | 11h36'30'' ÷ 11h37'00'' | 30'' | - | Manipulation préliminaire |
| 114 | 11h37'00'' ÷ 11h40'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 115 | 11h40'00'' ÷ 11h41'00'' | 1' | - | Allongement du train de tiges |
| 116 | 11h41'00'' ÷ 11h44'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 117 | 11h44'00'' ÷ 11h45'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |

| | | | | |
|-----|-------------------------|------|-------|---------------------------------|
| 118 | 11h45'00'' ÷ 11h48'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 119 | 11h'48''00 ÷ 11h49'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 120 | 11h49'00'' ÷ 11h52'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 121 | 11h52'00'' ÷ 11h57'00'' | 5' | - | Récupération du train des tiges |
| 122 | 11h57'00'' ÷ 11h59'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 123 | 11h59'00'' ÷ 11h59'30'' | 30'' | - | Manipulation préliminaire |
| 124 | 11h59'30'' ÷ 12h02'30'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 125 | 12h02'30'' ÷ 12h03'00'' | 30' | - | Allongement du train des tiges |
| 126 | 12h03'00'' ÷ 12h06'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 127 | 12h06'00'' ÷ 12h08'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 128 | 12h08'00'' ÷ 12h11'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 129 | 12h51'00'' ÷ 12h12'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 130 | 12h12'00'' ÷ 12h16'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 140 | 12h16'00'' ÷ 12h22'00'' | 6' | - | Récupération du train des tiges |
| 141 | 12h22'00'' ÷ 13h00'00'' | 38' | - | Temps perdu |

 ANNEXE 7 : Carte chronométrage de 2^{ème} poste.

| N° | Temps | Chronométrages | Mètre foré | Opérations |
|----|-------------------------|----------------|------------|--------------------------------|
| 01 | 13h00'00'' ÷ 13h42'00'' | 42' | - | Mise en service |
| 02 | 03h42'00'' ÷ 13h50'00'' | 8' | - | Manipulation préliminaire |
| 03 | 13h50'00'' ÷ 13h53'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 04 | 13h53'00'' ÷ 13h54'00'' | 1' | - | Allongement du train de tiges |
| 05 | 13h54'00'' ÷ 13h58'00'' | 4' | 3,60m | Forage |
| 06 | 13h58'00'' ÷ 14h00'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 07 | 14h00'00'' ÷ 14h04'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 08 | 14h04'00'' ÷ 14h06'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 09 | 14h06'00'' ÷ 14h09'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 10 | 14h09'00'' ÷ 14h19'00'' | 10' | - | Récupération du train de tiges |
| 11 | 14h19'00'' ÷ 14h21'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 12 | 14h21'00'' ÷ 14h22'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 13 | 14h22'00'' ÷ 14h26'00'' | 4' | 3,40m | Forage |
| 14 | 14h26'00'' ÷ 14h28'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 15 | 14h28'00'' ÷ 14h32'00'' | 4' | 3,60m | Forage |
| 16 | 14h32'00'' ÷ 14h34'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 17 | 14h34'00'' ÷ 14h37'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 18 | 14h37'00'' ÷ 14h39'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 19 | 14h39'00'' ÷ 14h41'00'' | 2' | 3,50m | Forage |
| 20 | 14h41'00'' ÷ 14h49'00'' | 8' | - | Récupération du train de tiges |
| 21 | 14h49'00'' ÷ 14h51'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 22 | 14h51'00'' ÷ 14h52'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 23 | 14h52'00'' ÷ 14h55'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 24 | 14h55'00'' ÷ 14h57'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 25 | 14h57'00'' ÷ 15h00'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 26 | 15h00'00'' ÷ 15h02'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 27 | 15h02'00'' ÷ 15h06'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 28 | 15h06'00'' ÷ 15h08'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 29 | 15h08'00'' ÷ 15h12'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 30 | 15h12'00'' ÷ 15h22'00'' | 10' | - | Récupération du train de tiges |
| 31 | 15h22'00'' ÷ 15h24'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |

| | | | | |
|----|-------------------------|--------|-------|---------------------------------|
| 32 | 15h24'00'' ÷ 15h25'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 33 | 15h25'00'' ÷ 15h28'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 34 | 15h28'00'' ÷ 15h30'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 35 | 15h30'00'' ÷ 15h33'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 36 | 15h33'00'' ÷ 15h35'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 37 | 15h35'00'' ÷ 15h38'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 38 | 15h38'00'' ÷ 15h40'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 39 | 15h40'00'' ÷ 15h43'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 40 | 15h43'00'' ÷ 15h47'00'' | 4' | - | Récupération du train de tiges |
| 41 | 15h47'00'' ÷ 15h48'30'' | 1'30'' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 42 | 15h48'30'' ÷ 15h50'00'' | 1'30'' | - | Manipulation préliminaire |
| 43 | 15h50'00'' ÷ 15h53'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 44 | 15h53'00'' ÷ 15h54'00'' | 1' | - | Allongement du train de tiges |
| 45 | 15h54'00'' ÷ 15h56'00'' | 2' | 3,60m | Forage |
| 46 | 15h56'00'' ÷ 15h58'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 47 | 15h58'00'' ÷ 16h01'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 48 | 16h01'00'' ÷ 16h03'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 49 | 16h03'00'' ÷ 16h07'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 50 | 16h07'00'' ÷ 16h12'00'' | 5' | - | Récupération du train de tiges |
| 51 | 16h12'00'' ÷ 16h14'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 52 | 16h14'00'' ÷ 16h15'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 53 | 16h15'00'' ÷ 16h18'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 54 | 16h18'00'' ÷ 16h20'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 55 | 16h20'00'' ÷ 16h23'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 56 | 16h23'00'' ÷ 16h25'00'' | 2' | - | Allongement du train de tiges |
| 57 | 16h25'00'' ÷ 16h27'00'' | 2' | 3,50m | Forage |
| 58 | 16h27'00'' ÷ 16h28'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 59 | 16h28'00'' ÷ 16h32'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 60 | 16h32'00'' ÷ 16h39'00'' | 7' | - | Récupération du train des tiges |

| | | | | |
|----|-------------------------|-----|-------|---------------------------------|
| 61 | 16h39'00'' ÷ 16h41'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 62 | 16h41'00'' ÷ 16h42'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 63 | 16h42'00'' ÷ 16h44'00'' | 2' | 3,40m | Forage |
| 64 | 16h44'00'' ÷ 16h46'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 65 | 16h46'00'' ÷ 16h50'00'' | 4' | 3,60m | Forage |
| 66 | 16h50'00'' ÷ 16h52'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 67 | 16h52'00'' ÷ 16h55'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 68 | 16h55'00'' ÷ 16h57'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 69 | 16h57'00'' ÷ 17h00'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 70 | 17h00'00'' ÷ 17h09'00'' | 9' | - | Récupération du train des tiges |
| 71 | 17h09'00'' ÷ 17h11'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 72 | 17h11'00'' ÷ 17h12'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 73 | 17h12'00'' ÷ 17h15'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 74 | 17h15'00'' ÷ 17h17'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 75 | 17h17'00'' ÷ 17h20'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 76 | 17h20'00'' ÷ 17h22'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 77 | 17h22'00'' ÷ 17h26'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 78 | 17h26'00'' ÷ 17h28'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 79 | 17h28'00'' ÷ 17h32'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 80 | 17h32'00'' ÷ 17h43'00'' | 11' | - | Récupération du train des tiges |
| 81 | 17h43'00'' ÷ 17h45'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 82 | 17h45'00'' ÷ 17h46'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 83 | 17h46'00'' ÷ 17h50'00'' | 4' | 3,40m | Forage |
| 84 | 17h50'00'' ÷ 17h53'00'' | 3' | - | Allongement du train des tiges |
| 85 | 17h53'00'' ÷ 17h56'00'' | 3' | 3,60m | Forage |
| 86 | 17h56'00'' ÷ 17h58'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 87 | 17h58'00'' ÷ 18h02'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 88 | 18h02'00'' ÷ 18h05'00'' | 3' | - | Allongement du train des tiges |
| 89 | 18h05'00'' ÷ 18h08'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 90 | 18h08'00'' ÷ 18h29'00'' | 21' | - | Récupération du train des tiges |
| 91 | 18h21'00'' ÷ 18h31'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 92 | 18h31'00'' ÷ 18h33'00'' | 2' | - | Manipulation préliminaire |
| 93 | 18h33'00'' ÷ 18h36'00'' | 3' | 3,40m | Forage |

| | | | | |
|-----|-------------------------|-----|-------|---------------------------------|
| 94 | 18h36'00'' ÷ 18h38'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 95 | 18h38'00'' ÷ 18h42'00'' | 4' | 3,60m | Forage |
| 96 | 18h42'00'' ÷ 18h45'00'' | 3' | - | Allongement du train des tiges |
| 97 | 18h45'00'' ÷ 18h48'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 98 | 18h48'00'' ÷ 18h50'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 99 | 18h50'00'' ÷ 18h54'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 100 | 18h54'00'' ÷ 19h04'00'' | 10' | - | Récupération du train des tiges |
| 101 | 19h04'00'' ÷ 19h06'00'' | 3' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 102 | 19h06'00'' ÷ 19h7'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 103 | 19h7'00'' ÷ 19h10'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 104 | 19h10'00'' ÷ 19h12'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 105 | 19h12'00'' ÷ 19h16'00'' | 4' | 3,60m | Forage |
| 106 | 19h16'00'' ÷ 19h19'00'' | 3' | - | Allongement du train des tiges |
| 107 | 19h19'00'' ÷ 19h21'00'' | 2' | 3,50m | Forage |
| 108 | 19h21'00'' ÷ 19h24'00'' | 3' | - | Allongement du train des tiges |
| 109 | 19h24'00'' ÷ 19h27'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 110 | 19h27'00'' ÷ 19h34'00'' | 7' | - | Récupération du train des tiges |
| 111 | 19h34'00'' ÷ 19h36'00'' | 2' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 112 | 19h36'00'' ÷ 19h37'00'' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 113 | 19h37'00'' ÷ 19h40'00'' | 3' | 3,40m | Forage |
| 114 | 19h40'00'' ÷ 19h42'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 115 | 19h42'00'' ÷ 19h44'00'' | 2' | 3,60m | Forage |
| 116 | 19h44'00'' ÷ 19h45'00'' | 1' | - | Allongement du train des tiges |
| 117 | 19h45'00'' ÷ 19h48'00'' | 3' | 3,50m | Forage |
| 118 | 19h48'00'' ÷ 19h50'00'' | 2' | - | Allongement du train des tiges |
| 119 | 19h50'00'' ÷ 19h54'00'' | 4' | 3,50m | Forage |
| 120 | 19h54'00'' ÷ 20h02'00'' | 8' | - | Récupération du train des tiges |

RESUME :

L'efficacité de forage des roches est importante pour toute exploitation minière, devrait être conduite de manière optimale afin d'atteindre les objectifs fixés à moindre cout et dans les meilleurs conditions de sécurité. D'après les caractéristiques des carrières de calcaire algérienne, celles-ci utilisent Les machines de forage roto-percutant. L'utilisation de ces moyens de forage exige d'une part une bonne productivité et d'autre part une longue durée de vie.

Notre travail propose comment évaluer quantitativement la productivité des sondeuses roto-percutantes dans les conditions de la carrière du calcaire d'Adrar Oufernou (BEJAIA). Ce paramètre dépend de plusieurs facteurs qui peuvent être divisés en ceux reflétant les conditions d'exploitation, la construction des machines, le régime de destruction des roches.

L'analyse des résultats montre que les productivités théoriques, techniques et d'exploitation dépend en premier lieu des paramètres du régime de forage parce que ces dernier déterminent la valeur de la vitesse de forage. Ainsi on peut conclure que la vitesse de forage influe considérablement sur la productivité des sondeuses.

Mots clés : Forage roto-percutant, vitesse de forage, productivité, carrière Adrar Oufernou.

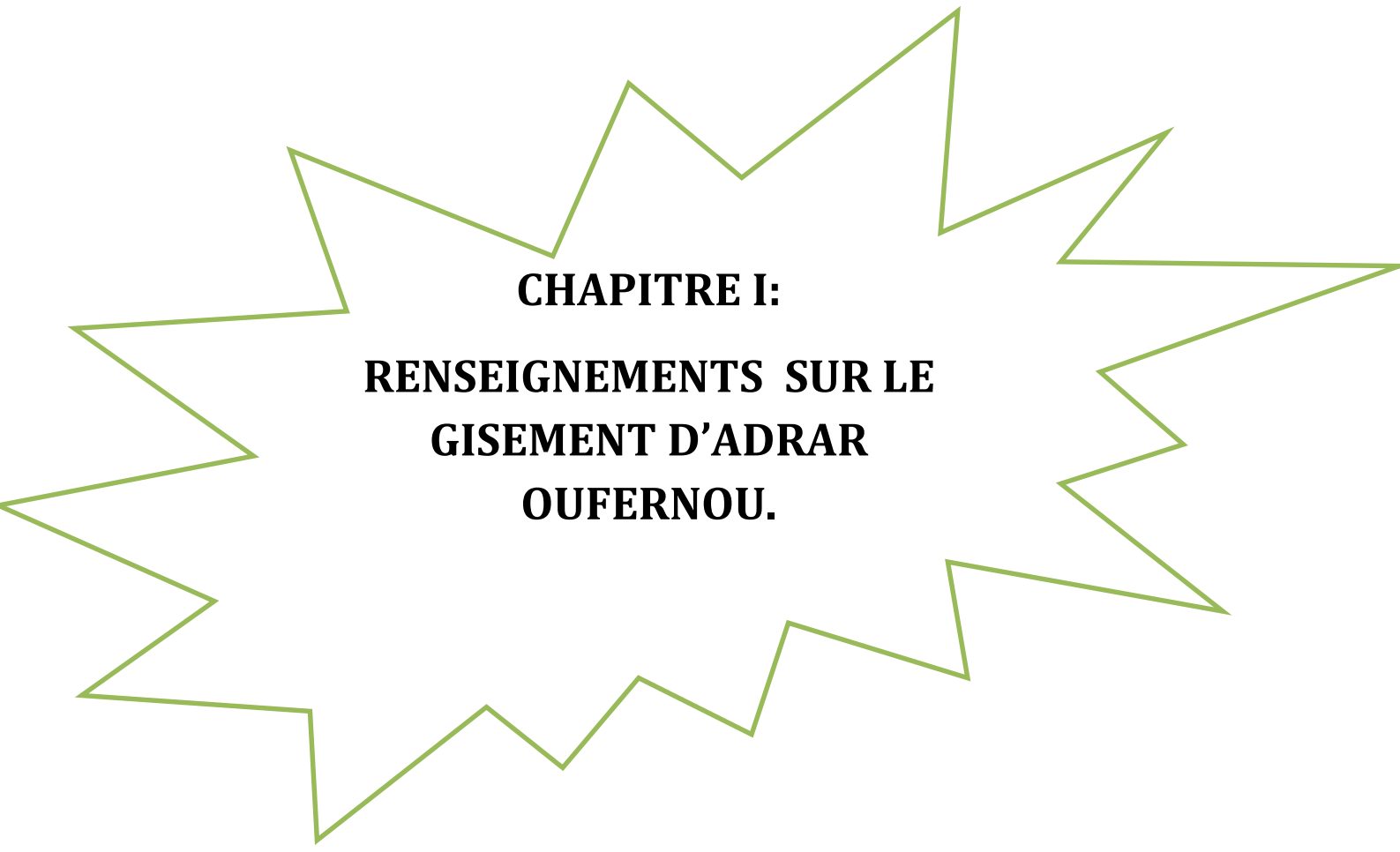
ABSTRACT:

The rock drilling efficiency is important for any mining operation, should be conducted in an optimal way in order to achieve the objectives at lower cost and in the best conditions of security. According to the characteristics of the Algerian limestone quarries, they use the rotary percussive drilling machines. The use of these means of drilling requires on the one hand a good productivity and on the other hand a long service life.

Our work proposes how to quantify the productivity of the rotary percussive drilling under the conditions of the Adrar Oufernou (BEJAIA) limestone quarry. This parameter depends on several factors which can be divided into those reflecting operating conditions, the construction of machines, and the regime's destruction of rock.

The analysis of results shows that the productivity, technical and operating depends primarily on parameters of the drilling because the latter determine the value of speed drilling. Thus we can conclude that the speed of drilling impact on productivity machines.

Key words: Rotary percussive drilling, speed drilling, productivity, Adrar Oufernou quarry.



**CHAPITRE I:
RENSEIGNEMENTS SUR LE
GISEMENT D'ADRAR
OUFERNOU.**



**Chapitre II : GENERALITES SUR
LES TRAVAUX DE FORAGE.**



**Chapitre III : FORAGE
ROTO- PERCUTANT.**



CHAPITRE IV :
MODE D'OUVERTURE.



CHAPITRE V :
METHODE D'EXPLOITATION.



CHAPITRE VI :
TRAVAUX DE FORAGE ET DE
TIR.



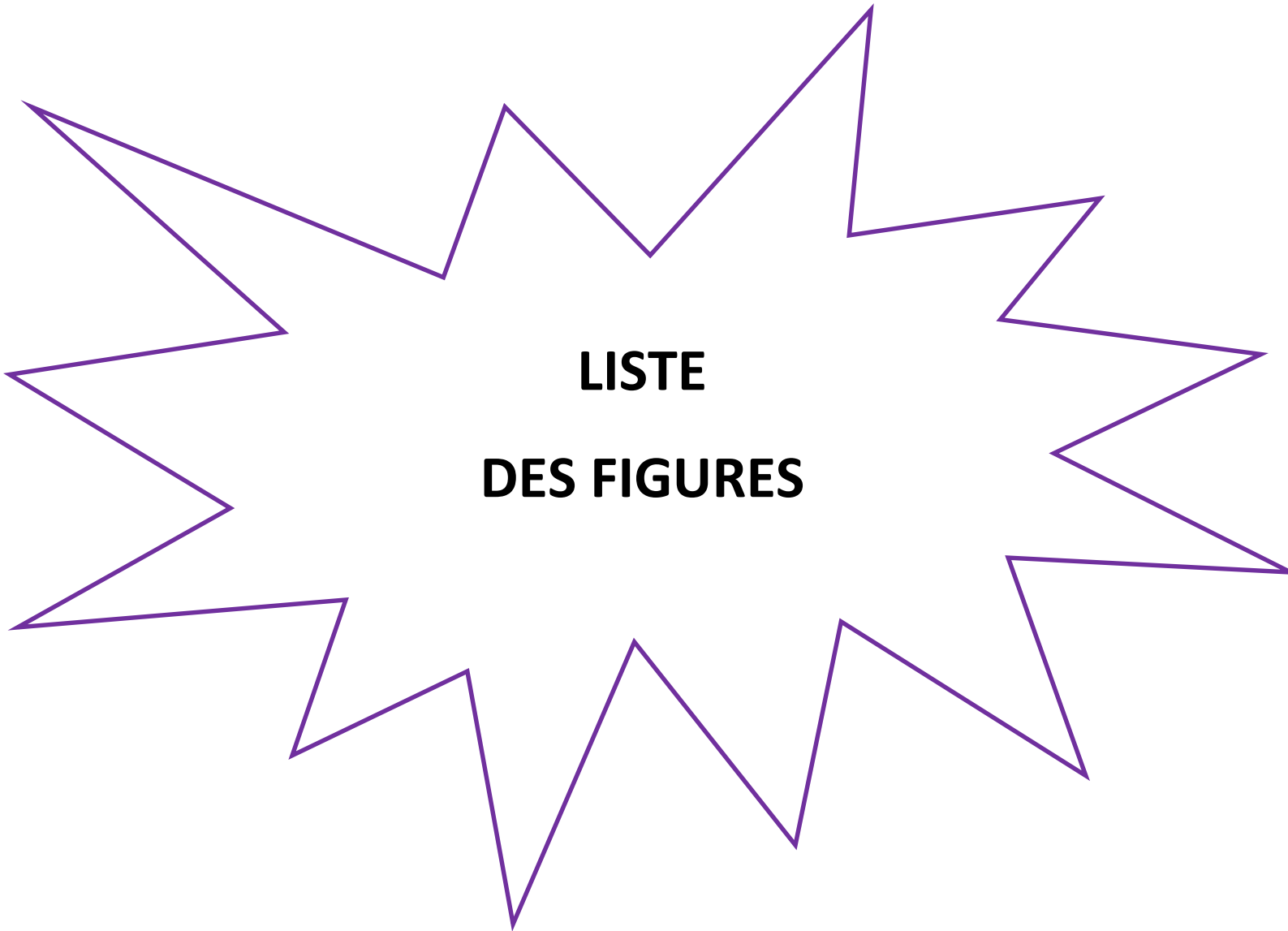
CHAPITRE VII:
PROCESSUS TECHNOLOGIQUE
DE CHARGEMENT ET DE
TRANSPORT.



**CHAPITRE VIII:
PARTIE SPECIALE.**



**LISTE
DES TABLEAUX**



**LISTE
DES FIGURES**



**LISTE
DES ABREVIATIONS**



ANNEXE



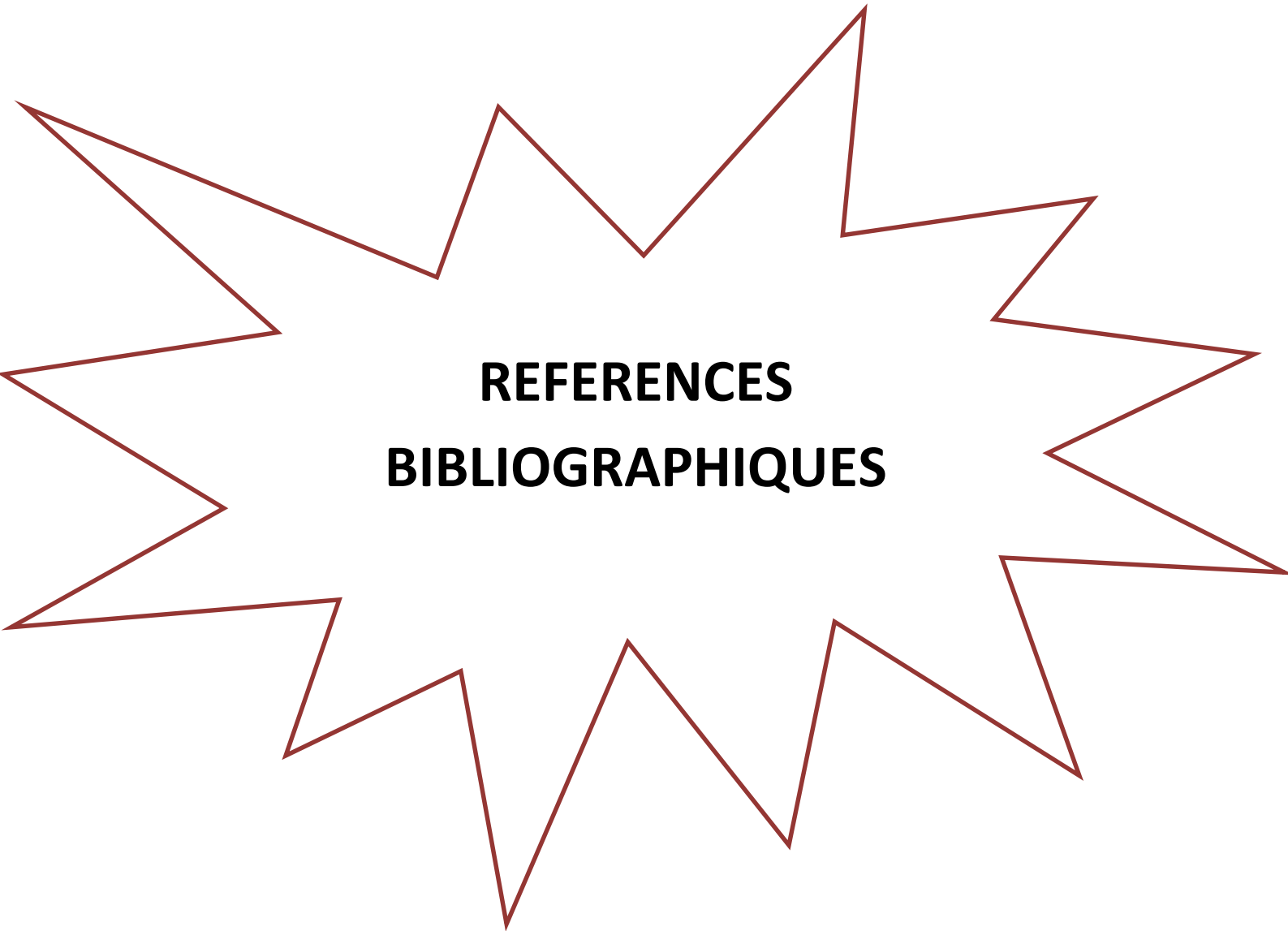
INTRODUCTION GENERALE



CONCLUSION GENERALE



TABLES DES MATIERES



**REFERENCES
BIBLIOGRAPHIQUES**



REMERCIEMENTS



DEDECACES