

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR 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

Filière : Génie Minier

Option : Exploitation des Mines

Présenté par

*Fourar Bilal*

*Kouadri youcef*

## Thème

*Optimisation de la production dans les nouvelles conditions de la carrière de sidi ali benyoub(W.Sidi bel abbes)*

Soutenu le 27/ 06/2018 devant le jury composé de:

|            |               |     |              |
|------------|---------------|-----|--------------|
| Président  | Mr.k.MEGHERFI | MAB | U.A.M.Bejaia |
| Promotrice | Mme. K.KICHER | MAA | U.A.M.Bejaia |
| Examineur  | Mr.A.GUELMAMI | MAA | U.A.M.Bejaia |

*Promotion: 2017-2018*

## **Remerciements**

Tous d'abord, nous remercions ALLAH le tout puissant de nous avoir donné le courage, la volonté et la patience de mener à terme le présent travail.

Nous remercions vivement et sincèrement notre promotrice Mme Kahina KICHER, pour son soutien, ses conseils, ainsi pour l'inspiration, l'aide et le temps qu'elle a bien voulu nous consacrer et sans qui ce mémoire n'aurait jamais vu le jour. Nos sincères remerciements vont aussi à Monsieur Megherfi pour avoir accepté de présider le jury de notre mémoire. Un grand merci à Monsieur GUELMAMI Ali pour avoir accepté d'examiner ce mémoire. On le remercie pour son aide et sa gentillesse Nous avons eu l'honneur et une grande chance d'être entourés par les membres de direction de la carrière de l'entreprise UMABT W SIDI BEL ABBES. Nous tenons donc à remercier de tout cœur tous les travailleurs de la carrière de UMABT en particulier :

**Mr.L.ZINE et boubeker benamimour**

Nous tenons à remercier aussi les personnes qui auront contribuées de près ou de loin à l'élaboration de ce mémoire. Enfin, nous sommes reconnaissants à tous nos enseignants et l'ensemble du personnel du département mines et géologie.

# *Dédicaces*

*Je dédie ce modeste travail :*

- A mes chers parents ;*
- A mes frères et ma sœur ;*
- A tous les membres de ma famille ;*
- A tous mes amis en particulier ; Fatah, Abd el-kader, Nour-eddin, Abdou, Bachir, Yusef, MAD...*

*A tous ceux qui, par un mot, m'ont donné la force de  
continuer .....*

*Bilal*



# *Dédicaces*

*Je dédie ce modeste travail*

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

*A mes très chers frères : hadji, Walid, Mohamed*

*A mes très chères sœurs*

*A tout ma famille*

*A tous mes chers amis*

*A mon binôme fourar bilal et sa famille.*

*On remercie également notre promotrice m. Kicher*

*A tous les étudiants du département Mine et Géologie de la promo 2018.*

*youcef*

## **Liste des tableaux**

### **Chapitre I : partie géologique**

|  |    |
|--|----|
| <b>Tableau I.1.</b> Périmètre du site représenté par différents systèmes de coordonnées..... | 3  |
| <b>Tableau I.2.</b> Caractéristiques chimiques du calcaire de gisement de Kraoula .....      | 8  |
| <b>Tableau I.3.</b> Les résultats d'un essai Los Angeles .....                               | 8  |
| <b>Tableau I.4.</b> Les résultats d'un essai MICRO-DEVAL. ....                               | 9  |
| <b>Tableau I.5.</b> Les résultats des analyses pétrographiques .....                         | 9  |
| <b>Tableau I.6.</b> Les résultats des essais de compression .....                            | 10 |
| <b>Tableau I.7.</b> Les réserves géologique du gisement d'étude .....                        | 11 |
| <b>Tableau I.8.</b> Les réserves exploitables du gisement.....                               | 12 |

### **Chapitre II : Ouverture du gisement et Méthode d'exploitation**

|  |    |
|--|----|
| <b>Tableau II.1.</b> Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté ..... | 15 |
|--|----|

### **Chapitre III : Description technique et mécanique de carrière**

|   |    |
|---|----|
| <b>Tableau III.1.</b> Le régime de production de la carrière en2017.....                              | 24 |
| <b>Tableau III.2.</b> Les principaux caractéristiques des concasseurs utilisés dans la carrière ..... | 25 |
| <b>Tableau III.3.</b> Caractéristique technique de la sondeuse ATLAS ROC D9 .....                     | 27 |
| <b>Tableau III.4.</b> Caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X .....               | 29 |
| <b>Tableau III.5.</b> Paramètre de forage et de tir existant dans la carrière .....                   | 29 |
| <b>Tableau III.6.</b> Caractéristiques techniques de la Pelles hydrauliques CATER PILLAR 345C ...     | 30 |
| <b>Tableau III.7.</b> Caractéristiques techniques du camion ASTRA RD 40C .....                        | 32 |
| <b>Tableau III.8.</b> Caractéristiques techniques du camion STEYR .....                               | 33 |

### **Chapitre IV : Processus d'exploitation du gisement de kraoula**

|  |    |
|--|----|
| <b>Tableau IV.1.</b> Réserves géologiques exploitables .....                     | 36 |
| <b>Tableau IV.2.</b> Caractéristiques des équipements de la zone mécanique ..... | 38 |
| <b>Tableau IV.3.</b> La chargeuse CATER PILLAR 345C .....                        | 40 |

|  |    |
|--|----|
| <b>Tableau IV.4.</b> Chronométrage du temps de cycles du camion STEYR .....                        | 43 |
| <b>Tableau IV.5.</b> Chronométrage du temps de cycles du camion ASTRA .....                        | 43 |
| <b>Tableau IV.6.</b> Résistance au tirage de quelques roches .....                                 | 49 |
| <b>Tableau IV.7.</b> La valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou ..... | 49 |

## Liste des figures

### Chapitre I : partie géologique.

|   |   |
|---|---|
| <b>Figure I.1 :</b> Plan de situation de la carrière – feuille topographique de telagh ni 30 xviii ouest au 1/50000 ..... | 2 |
| <b>Figure I.2 :</b> forme géométrique du site .....   | 3 |
| <b>Figure I.3 :</b> colonne litho-stratigraphique du Dj. kreloua .....  | 5 |
| <b>Figure I.4 :</b> carte géologique de gisement ECHELLE 1/50 000 .....   | 6 |

### Chapitre II : Ouverture du gisement et Méthode d'exploitation.

|  |    |
|--|----|
| <b>Figure II.1.</b> Schéma de dimensionnement de la piste .....  | 15 |
| <b>Figure II.2.</b> Les principaux paramètres d'une tranchée d'accès .....   | 16 |
| <b>Figure II.3.</b> Les étapes de construction de la tranchée d'accès .....  | 17 |
| <b>Figure II.4.</b> Levé topographique actualisée du de calcaire de djebel kraoula échelle 1/1000 (l'année 2017) ..... | 18 |
| <b>Figure II.5.</b> La largeur de la plate forme de travail .....  | 21 |

### Chapitre III : Description technique et mécanique de carrière.

|  |    |
|--|----|
| <b>Figure III.1.</b> Sondeuse ATLAS ROC D9 .....   | 27 |
| <b>Figure III.2.</b> Schéma générale montrant les différents paramètres du plan de tir ..... | 30 |
| <b>Figure III.3.</b> Schéma du plan de tir en « V » ouvert .....                             | 31 |
| <b>Figure III.4.</b> Pelles hydrauliques CATER PILLAR 345C .....                             | 32 |
| <b>Figure III.5.</b> Camion ASTRA RD40C .....  | 34 |
| <b>Figure III.6.</b> Camion STEYER VR354 .....   | 35 |

### Chapitre IV : Processus d'exploitation du gisement de kraoula.

|  |    |
|--|----|
| <b>Figure IV.1.</b> Choix du couple diamètre-hauteur de front .....  | 46 |
| <b>Figure IV.2.</b> Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison ..... | 47 |
| <b>Figure IV.3.</b> Schéma de disposition des trous en quinconce avec liaison des détonateurs électriques à micro retards en V (en série) .....    | 55 |

## Liste des abréviations

**CETIM** : Centre d'Etude et de service Technologique de l'Industrie des Matériaux de construction.

**DMR** : Détonateur Micro- Retard.

**DER** : Détonateur Electrique Retard.

**IAC** : l'indice d'abrasivité Cerchar.

**L.A** : Los Angeles.

**M.D** : MICRO-DEVAL.

**UMABT** : Union Magueribine de Briques et de Tuiles.

**U.T.M** : Universel transversal Mercator.

# Sommaire

|                                     |            |
|-------------------------------------|------------|
| <b>Liste des Tableaux</b> .....     | <b>i</b>   |
| <b>Liste des figures</b> .....      | <b>ii</b>  |
| <b>Liste des abréviations</b> ..... | <b>iii</b> |

|                                    |          |
|------------------------------------|----------|
| <b>Introduction générale</b> ..... | <b>1</b> |
|------------------------------------|----------|

## Chapitre I: Partie géologique

|  |           |
|--|-----------|
| <b>Introduction</b> .....  | <b>2</b>  |
| <b>I.1.Généralités sur la région d'étude</b> .....                     | <b>2</b>  |
| I.1.1. Localisation et délimitation de la carrière .....               | 2         |
| I.1.2. Cadre géologique de la région d'étude .....                     | 4         |
| I.1.3. Litho-stratigraphie .....                                       | 4         |
| I.1.4. Cadre structural .....  | 5         |
| I.1.5. Hydrogéologie régional Hydrogéologie régional .....             | 6         |
| I.1.6. Les Propriétés structurels de massif rocheux.....               | 7         |
| <b>I.2. Caractéristiques qualitatives de la matière première</b> ..... | <b>7</b>  |
| I.2.1 Travaux d'étude .....  | 7         |
| I.2.2. Echantillonnage .....   | 7         |
| I.2.3. Travaux de laboratoire .....                                    | 7         |
| I.2.3.1. Les caractéristiques chimiques.....                           | 7         |
| I.2.3.2. Essai LOS ANGELES .....                                       | 8         |
| I.2.3.3. Essai MICRO-DEVAL .....                                       | 9         |
| I.2.4. Etude pétrographique .....                                      | 9         |
| I.2.5. Résistance à la compression .....                               | 10        |
| <b>I.3.L'évaluation des réserves</b> .....                             | <b>11</b> |
| I.3.1. Réserves géologiques .....                                      | 11        |

|                                    |           |
|------------------------------------|-----------|
| I.3.2. Réserves exploitables ..... | 12        |
| <b>Conclusion .....</b>            | <b>12</b> |

## **Chapitre II : Ouverture du gisement et Méthode d'exploitation**

|   |           |
|---|-----------|
| <b>Introduction .....</b>   | <b>13</b> |
| <b>II.1. L'ouverture du gisement .....</b>                        | <b>13</b> |
| <b>II.1.1. Les paramètres technologiques de la carrière .....</b> | <b>13</b> |
| II.1.1.1. Les paramètres technologiques de piste .....            | 13        |
| II.1.1.1.1. La longueur de piste principale .....                 | 14        |
| II.1.1.1.2. La largeur de la piste principale .....               | 14        |
| II.1.1.2. La pente de la piste .....                              | 15        |
| II.1.1.3. L'angle du talus de la demi-tranchée .....              | 15        |
| II.1.1.4. Le volume de la demi-tranchée d'accès .....             | 15        |
| II.1.1.5. Les phases de creusement de la tranchée d'accès .....   | 16        |
| <b>II.2. Méthode d'exploitation .....</b>                         | <b>19</b> |
| II.2.1. Généralités .....   | 19        |
| II.2.2. Choix de la méthode d'exploitation.....                   | 19        |
| II.2.3. Principaux paramètres de l'exploitation .....             | 20        |
| <b>Conclusion .....</b>   | <b>22</b> |

## **Chapitre III : Description technique et mécanique de carrière**

|  |           |
|--|-----------|
| <b>Introduction .....</b>  | <b>23</b> |
| <b>III.1. Organisation de travail au niveau de la carrière .....</b> | <b>23</b> |
| III.1.1. Régime de fonctionnement de la carrière .....               | 23        |
| III.1.2. La capacité de production .....                             | 23        |
| III.1.3. Station de concassage .....                                 | 25        |
| <b>III.2. Travaux de forage et de tir .....</b>                      | <b>26</b> |

|  |           |
|--|-----------|
| III.2.1. Généralités sur les méthodes de préparation de roche à l'abattage ..... | 26        |
| III.2.2 Exigences technologiques des travaux de forage et de tir .....           | 26        |
| III.2.3. Mode de forage existant dans la carrière d'UMABT .....                  | 26        |
| III.2.4. Travaux de tir .....  | 28        |
| III.2.4.1. Généralité .....  | 28        |
| III.2.4.2. Explosifs utilisés dans la carrière .....                             | 28        |
| <b>III.3. Chargement .....</b>   | <b>31</b> |
| III.3.1. Généralité .....  | 31        |
| <b>III.4. Transport .....</b>  | <b>33</b> |
| III.4.1. Généralité .....  | 33        |
| <b>Conclusion .....</b>  | <b>35</b> |
| <br><b>Chapitre IV : Processus d'exploitation du gisement de kraoula</b>         |           |
| <b>Introduction .....</b>  | <b>36</b> |
| <b>IV.1. Les réserves géologiques exploitable de la carrière UMABT .....</b>     | <b>36</b> |
| <b>IV.2. Calcul de durée de vie de la carrière .....</b>                         | <b>36</b> |
| <b>IV.3. Production planifiée .....</b>  | <b>37</b> |
| <b>IV.4. Caractéristiques de la zone mécanique de la carrière .....</b>          | <b>38</b> |
| IV.4.1. Capacité pratique de station de concassage .....                         | 38        |
| <b>IV.5. Travaux de forage .....</b>   | <b>39</b> |
| IV.5.1. Rendement de foreuse .....   | 39        |
| IV.5.2. Nombre de foreuse .....  | 39        |
| <b>IV.6. Chargement .....</b>  | <b>40</b> |
| IV.6.1. Calcule la productivité de la chargeuse .....                            | 40        |
| IV.6.1.1. Temps de cycle de la chargeuse .....                                   | 40        |
| IV.6.1.2. Calcul de la production théorique (Pth) .....                          | 41        |
| IV.2. Le rendement de la chargeuse .....   | 41        |
| IV.6.2. Rendement annuel de la chargeuse .....                                   | 41        |

|  |           |
|--|-----------|
| IV.6.3. Nombre de chargeuses .....   | 42        |
| IV.6.4. Nombre total de chargeuses .....                                       | 42        |
| IV.6.5. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion .....     | 42        |
| <b>IV.7. Transport.....</b>  | <b>43</b> |
| IV.7.1. Le temps de cycle de camion .....                                      | 43        |
| IV.7.2. Rendement des camions.....   | 44        |
| IV.7.3. Nombre des camions nécessaires pour assurer la production .....        | 44        |
| <b>IV.8. Travaux d'abattage a l'explosif .....</b>                             | <b>45</b> |
| IV.8.1. La conception d'un plan de tir .....                                   | 45        |
| IV.8.2. Les paramètres d'un plan de tir .....                                  | 46        |
| IV.8.2.1. Diamètre des trous .....   | 46        |
| IV.8.2.2. L'inclinaison des trous .....  | 47        |
| IV.8.2.3. La ligne de moindre résistance.....                                  | 47        |
| IV.8.2.3.1. Coefficient de puissance de l'explosif.....                        | 48        |
| IV.8.2.3.2. Résistance au tirage 'c' .....                                     | 48        |
| IV.8.2.3.3. Facteur de contrainte ' f ' .....                                  | 49        |
| IV.8.2.4. Rapport Espacement/Banquette E/B .....                               | 49        |
| IV.8.2.5. Correction de la banquette du fait de la déviation des forages ..... | 50        |
| IV.8.2.6. L'espacement entre les trous .....                                   | 50        |
| IV.8.2.7 L'excès de forage (sous forage) .....                                 | 50        |
| IV.8.2.8 La longueur de foration k .....                                       | 51        |
| IV.8.2.9. La hauteur de la charge du pied .....                                | 51        |
| IV.8.2.10. Charge linéaire du fond .....                                       | 51        |
| IV.8.2.11. Quantité d'explosif au pied du gradin .....                         | 52        |
| IV.8.2.12. La hauteur du bourrage .....  | 52        |
| IV.8.2.13. La hauteur de la charge de colonne .....                            | 52        |
| IV.8.2.14. Charge linéaire de colonne .....                                    | 52        |

|  |    |
|--|----|
| IV.8.2.15. Quantité d'explosif en colonne .....              | 53 |
| IV.8.2.16. Quantité de charge d'explosifs dans un trou ..... | 53 |
| IV.8.2.17. Consommation spécifique d'explosif .....          | 53 |
| IV.8.2.18. Volume de roche abattu par un trou .....          | 53 |
| IV.8.2.19. Nombre de trous forés nécessaire par tir .....    | 54 |
| IV.8.2.20. Nombre de rangées .....                           | 54 |
| IV.8.2.21. Volume de roche abattu par deux volées .....      | 54 |
| IV.8.3. Amorçage .....                                       | 54 |
| <b>Conclusion</b> .....                                      | 55 |
| <b>Conclusion générale</b> .....                             | 56 |
| <b>Références bibliographiques</b>                           |    |
| <b>Annexes</b>   |    |

## Introduction générale

L'exploitation minière est devenue de nos jours l'une des principales industries qui règnent dans le monde entier. Suite à la demande excessive des substances minérales sur le marché, Le secteur minier s'est intégré directement dans l'économie des pays et a pris une place importante vis-à-vis la perspective du développement durable. Le calcaire est l'un des substances minérales principales pour la production des granulats utilisés dans différents projets de construction et de travaux publics.

La carrière de djebel kraoula sise à Sidi Ali Benyoub est une nouvelle carrière de granulats dans la région de l'Ouest d'Algérie. Elle représente l'une des plus importantes en termes de capacité de production de 1,5 million de tonne par an de granulat.

Mais actuellement elle n'est pas capable d'assurer cette production à cause des problèmes de pannes mécaniques très remarquées au niveau de la station de concassage. Pour cela et pour couvrir la demande croissante de granulat sur le marché, l'entreprise a décidé de soutenir cette dernière par une nouvelle station de concassage d'une capacité de 400t/h afin d'arriver à une production annuelle de 2,5 million de tonne par an.

Donc notre travail consiste à adopter un nouveau plan d'exploitation qui consiste en des modifications sur la totalité de la chaîne d'exploitation (travaux de forage et de tir, chargement et transport) pour atteindre à cet objectif.

Notre mémoire est structuré en quatre chapitres principaux, de la manière suivante :

- Le premier chapitre présente les conditions naturelles et la situation géographique et géologique du gisement et les caractéristiques de la roche du gisement.
- Le deuxième chapitre et le troisième sont rapportés au processus et la technologie d'exploitation du gisement où nous définirons la méthode d'exploitation, la conduite des travaux miniers, le plan de tir et la mécanisation de ces travaux.
- Le quatrième chapitre est consacré à la réalisation d'un plan d'exploitation de la carrière de djebel kraoula, nous utiliserons les informations parvenues du site objet de notre étude.
- Le mémoire s'achève par une conclusion générale et quelques recommandations pour l'entreprise exploitante.

# CHAPITRE I

## Partie géologique

## Introduction

Le présent chapitre expose les résultats de recherches obtenues par les travaux d'exploration menés à l'échelle du gisement kraoula Wilaya de Sidi Bel Abbès, Les investigations qui ont été réalisées à l'échelle du périmètre sont :

- Levé topographique (1/1000) et géologique (35 hectares) ;
- Coupes géologiques (06) ;
- Sondages carottés (14) l'Annexe (1).

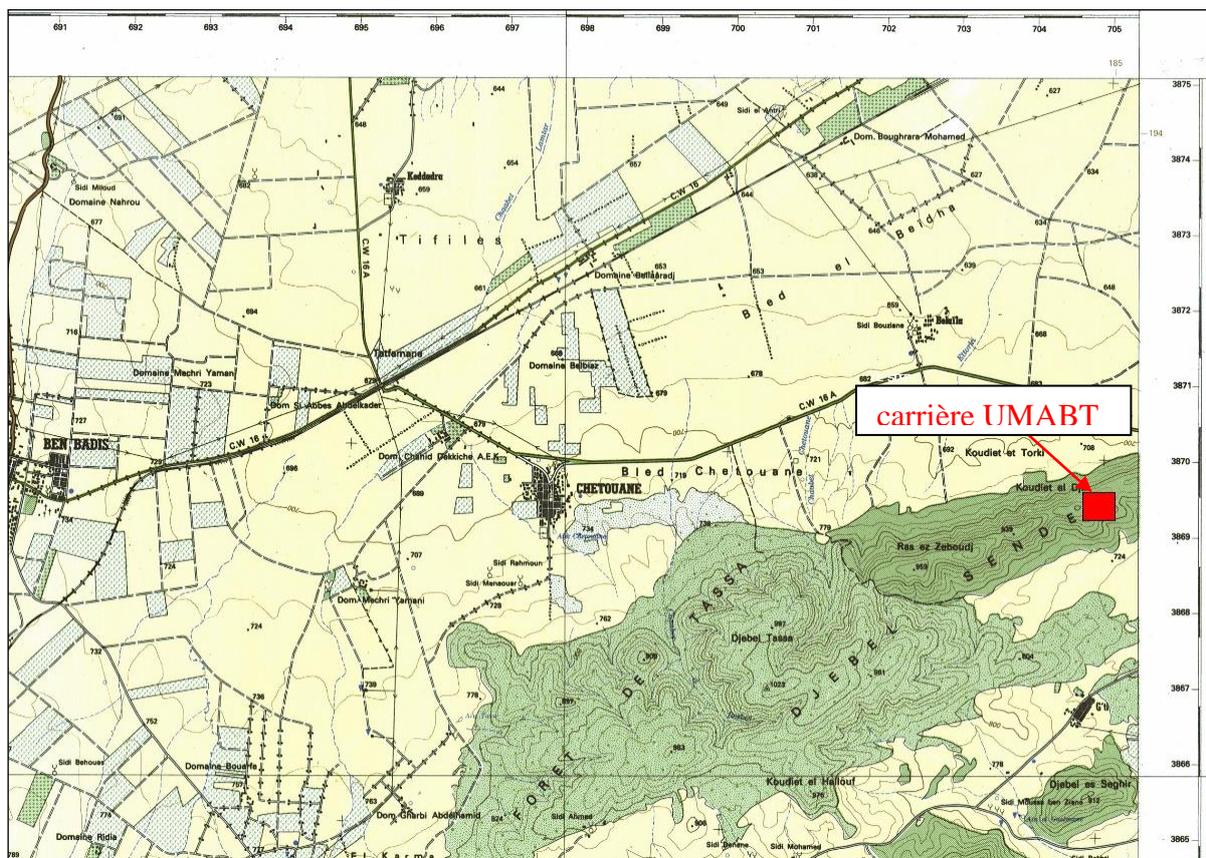
### I.1. Généralités sur la région d'étude

#### I.1.1. Localisation et délimitation de la carrière

Le gisement de kraoula, objet de cette étude, est situé à 3 Km à l'ouest de la commune de Sidi Ali Benyoub Wilaya de Sidi Bel Abbès, à 30 kilomètres au sud du chef-lieu de Wilaya.

Le gisement est localisé dans une zone anciennement boisée dégradée, à une altitude de 950m sur le flanc sud du Djebel Kraoula. Elle est accessible par une piste carrossable bien entretenue.

Le site est situé sur la feuille topographique de Telagh NI 30 XVIII Ouest, échelle : 1/50 000.

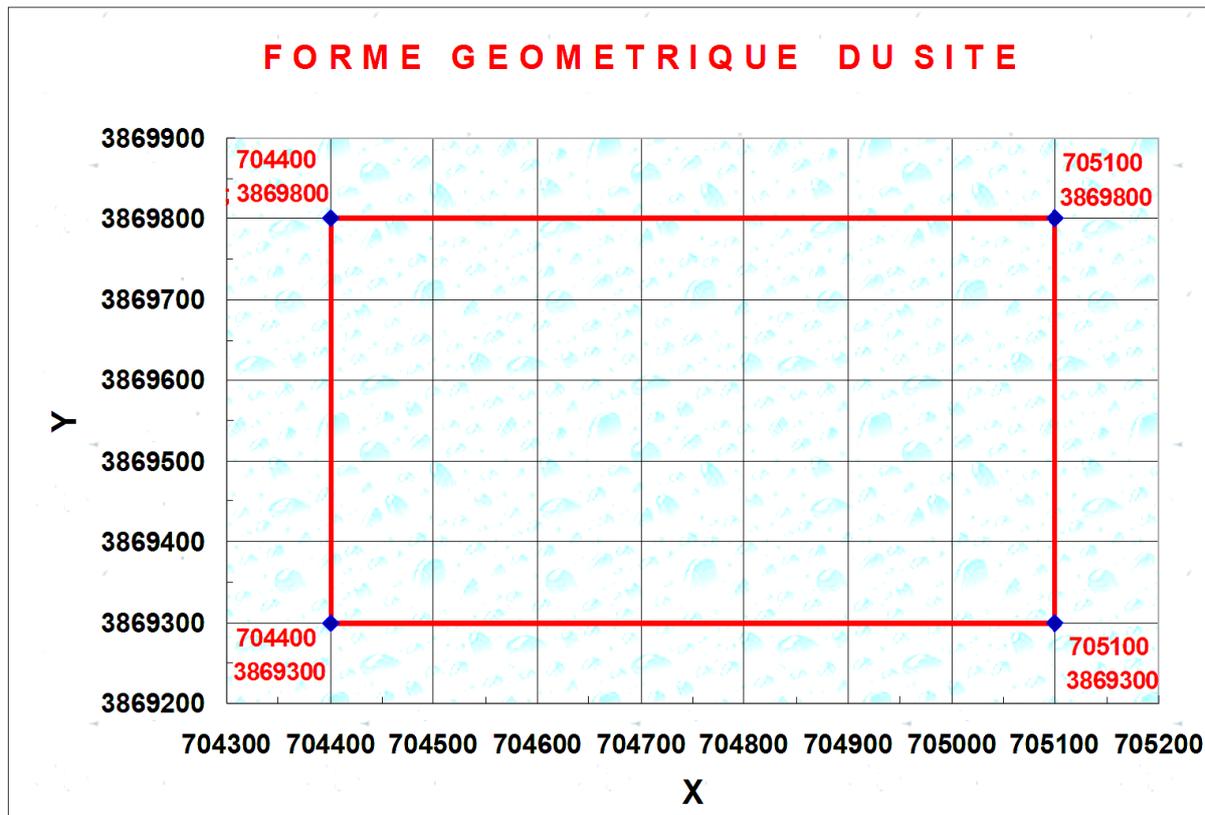


**Figure I.1 :** Plan de situation de la carrière – feuille topographique de Telagh NI 30 XVIII ouest au 1/50 000

Les coordonnées de la carrière du calcaire sont exprimées en Lambert et en U.T.M sont Présentées dans le tableau suivant :

**Tableau I.1** : Périmètre du site représenté par différents systèmes de coordonnées [1]

|   | X UTM<br>(m) | Y UTM<br>(m) | X LAMB<br>(m) | Y LAMB<br>(m) | LAT            | LONG            |
|---|--------------|--------------|---------------|---------------|----------------|-----------------|
| 1 | 704 400      | 3 869 800    | 184 070.84    | 189 544.78    | 34°57'9.6557"  | 0°-45'-41.7795" |
| 2 | 705 100      | 3 869 800    | 184 769.44    | 189 504.29    | 34°57'9.1464"  | 0°-45'14.2017"  |
| 3 | 705 100      | 3 869 300    | 184 740.52    | 189 005.2.9   | 34°56'52.9267" | 0°-45'-14.6442" |
| 4 | 704 400      | 3 869 300    | 184 041.92    | 189 045.78    | 34°56'53.4360" | 0°-45'-42.2206" |



**Figure I.2** : forme géométrique du site [1]

### I.1.2. Cadre géologique de la région d'étude

L'aperçu géologique ci-après résumé se réfère aux travaux classiques de recherche géologique qui ont été effectués dans cette région.

- Publication de la carte géologique de l'Algérie de Nordau 1/500000 par le service de la carte géologique l'Algérie (1952) ;
- D.AUCLAIR et M.F.DOUMERGUE(1910) ;
- BIEHLER(1967) ;
- AUGIER(1967).

Une seule étude dans le domaine de la recherche minière a été entreprise par le géologue Vassiliev (division recherche de la DREG SNMC).

### I.1.3. litho-stratigraphie

La carte de sidi ali benyoub au 1/50000 réalisée par D.AUCLAIR et J.BIEHLER (1963) est publiée en 1965 par la direction des Mines et de la géologie de l'Algérie, se caractérise par la présence d'une puissante formation carbonatée appelée <<calcaires de rémailin>> l'évolution spatio-temporelle de cette formation d'âge Jurassique supérieur Crétacé inférieur permet d'individualiser trois principaux membres. Il s'agit de bas en haut.

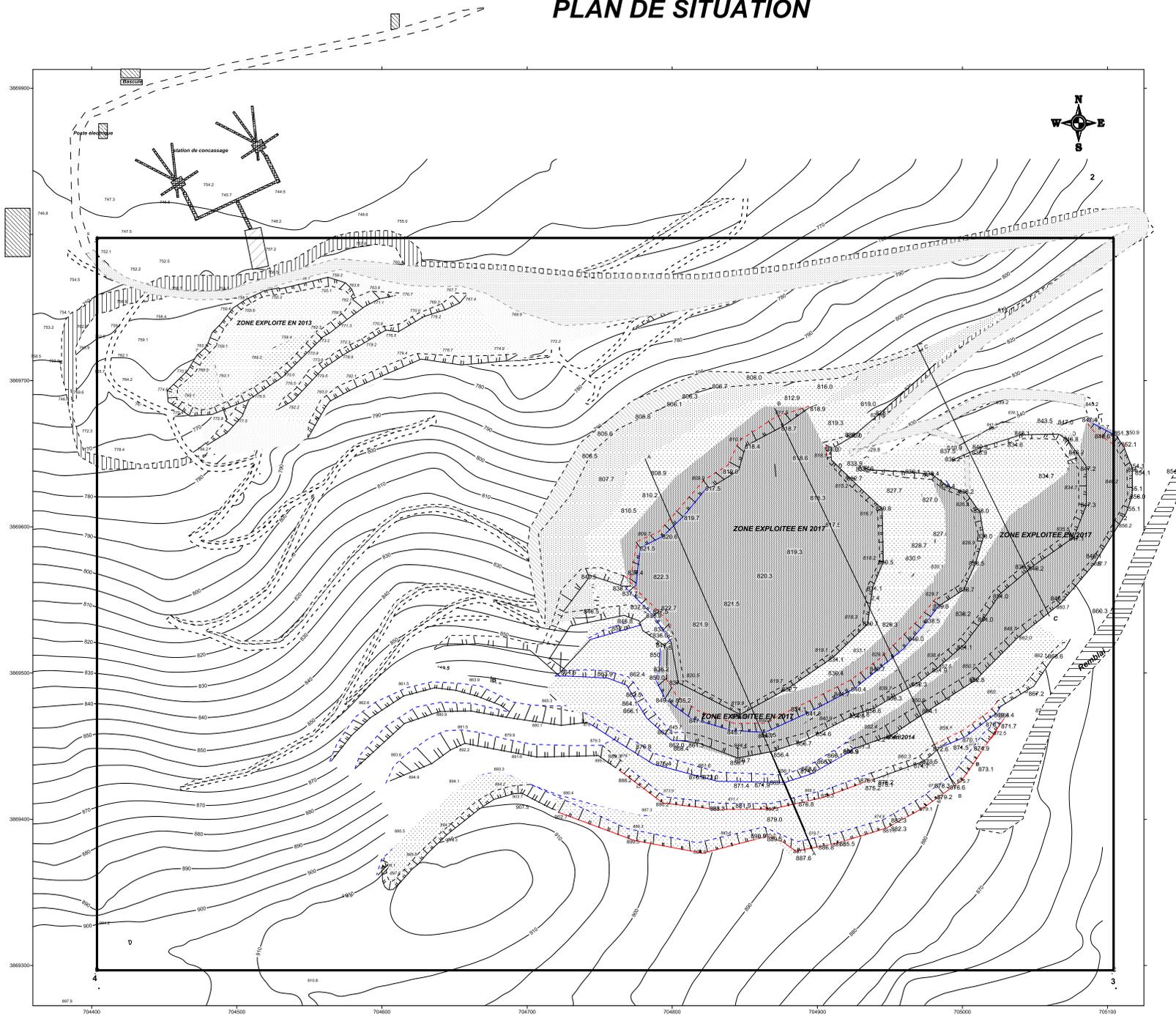
- Membre A des calcaires de Rémailia (calcaro-dolomitique) (Kimméridgien supérieur portlandien) ;
- Membre B des calcaires de Rémailia (marno- calcaire) (Portlandien purbeckien) ;
- Membre C des calcaires de Rémailia (marno- calcaire) (berriasien-valanginer) ;
- Membre B des calcaires de Rémailia (calcaro-gréseux).

Le gisement faisant l'objet d'exploitation se situe dans le membre B des calcaires de rémailia qui forme l'ensemble de Djebel EL Kreloua et DJ, Shane et DJ. Zeboudj [2].

#### ✓ Litho- stratigraphie du membre « B »des calcaires de remailia

Dans le but d'avoir une idée aussi complète sur l'évolution verticale du membre B des calcaires de remailia, plusieurs sondages mécaniques de prospection et de reconnaissance au niveau de la région ont été réalisés et ont donné les nouveaux stratigraphiques suivant :

# PLAN DE SITUATION





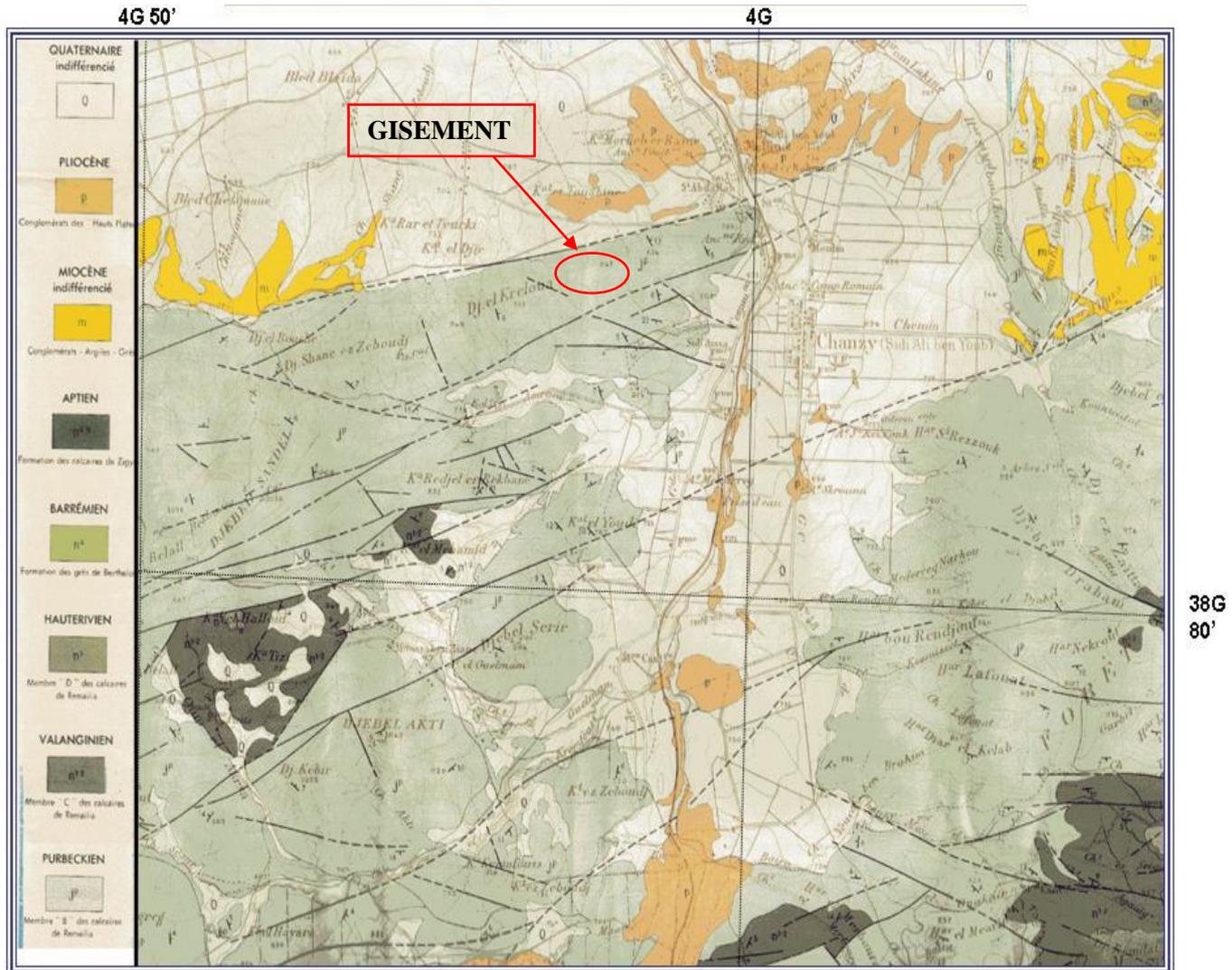


Figure I.4 : cadre géologique de gisement ECHELLE 1/50 000.

### I.1.5. Hydrogéologie régionale

Concernant l’hydrogéologie, la région de Sidi Bel Abbés est défavorisée en eau. La pluviométrie est médiocre et la précipitation ne dépasse pas les 400 mm/an, celle-ci est absorbée par les terrains perméable Oligocènes et pliocènes. La présence des chlorures en beaucoup points dans les marnes, causer l’abondement de la nappe qu’existe en dessous.

Le réseau hydrographique est représenté par deux oueds principaux l’oued Sarno au nord et la Mekerra, les eaux de ce dernier sont dirigés essentiellement pour l’irrigation, leurs débit est faible et il est renforcé par l’apport d’une série des sources qui jaillissent le long des berges, à la base des grés oligocènes et des conglomérats [4].

### **I.1.6. Les Propriétés structurels de massif rocheux**

Le massif rocheux dans le gisement sidi ali benyoub est présenté sous forme de couches stratifiées les uns sur les autres, avec une certaine inclinaison remarqué surtout dans les plus hauts niveaux d'exploitation.

Le pli est légèrement asymétrique, son flanc Nord étant moins accentué que le flanc Sud.

## **I.2. Caractéristiques qualitatives de la matière**

### **I.2.1. Travaux d'étude**

Le gisement de calcaire de Sidi Ali Benyoub a été étudié en surface par itinéraire-géologique de direction Est-Ouest.

Quatorze sondages numérotés de 1 jusqu'à 14 ont été réalisés à la foreuse. Ces derniers ont permis d'établir six coupes de direction Est-Ouest.

### **I.2.2. Echantillonnage**

Tous les profils géologiques réalisés ont fait l'objet d'un échantillonnage continu suivant la direction des profils, dont l'intervalle d'échantillonnage est choisi en fonction de la lithologie du gisement.

### **I.2.3. Travaux de laboratoire**

Ces travaux qui sont réalisés au niveau de laboratoire CETIM, comporte tous les essais qui doivent être effectués sur les échantillons, pour savoir si le produit de gisement de Sidi Ali Benyoub peut être utilisé dans le revêtement routier et les bétons hydrauliques.

Parmi les travaux :

- Analyse chimique complètes ;
- Résistance au choc : essai de Los Angeles ;
- Résistance à l'usure : essai de Micro-Deval ;
- Résistance à la compression ;
- Etude pétrographique.

#### **I.2.3.1. Les caractéristiques chimiques**

Les résultats des analyses chimiques effectuées sur des échantillons de calcaire de Sidi Ali Benyoub sont représentés dans le tableau suivant :

**Tableau I.2** : Caractéristiques chimiques du calcaire de gisement de Kraoula. [1]

| N°<br>Echantillon | Teneur %                |                                       |                                       |            |            |                        |                         |                          |            |
|-------------------|-------------------------|---------------------------------------|---------------------------------------|------------|------------|------------------------|-------------------------|--------------------------|------------|
|                   | SiO <sub>2</sub><br>(%) | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub><br>(%) | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub><br>(%) | CaO<br>(%) | MgO<br>(%) | SO <sub>3</sub><br>(%) | K <sub>2</sub> O<br>(%) | Na <sub>2</sub> O<br>(%) | P.F<br>(%) |
| Echantillon<br>01 | 1.86                    | 0.54                                  | 0.46                                  | 52.92      | 1.08       | 0.17                   | 0.14                    | 0.01                     | 42.77      |
| Echantillon<br>09 | 1.81                    | 0.51                                  | 0.36                                  | 53.25      | 0.93       | 0.12                   | 0.14                    | 0.01                     | 41.82      |
| Echantillon<br>15 | 2.57                    | 0.69                                  | 0.39                                  | 52.57      | 0.71       | 0.16                   | 0.27                    | 0.02                     | 42.42      |

### I.2.3.2. Essai LOS ANGELES

L'essai Los Angeles sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyant composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier. On mesure le pourcentage des fines inférieures à 1,6 mm produites après un certain temps de broyage. Le coefficient L.A est donné par :

$$L_A = \frac{m}{M} \times 100$$

Avec :

m : masse des particules fines ( $m \leq 1,6$  mm) ;

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

La résistance aux chocs des gravillons a été testée par l'essai Los Angeles (LA) d'après la norme (NFP 18-573). Les résultats effectués sur trois échantillons sont dressés dans le tableau suivant :

**Tableau I.3** : Les résultats d'un essai Los Angeles [5]

| N° Echantillon | Fraction utilisée<br>(mm) | Masse initiale<br>(g) | Masse finale<br>(g) | Coef Los Angeles (%) |
|----------------|---------------------------|-----------------------|---------------------|----------------------|
| Echantillon 01 | 10/25                     | 500.0                 | 3838.0              | 32.24                |
| Echantillon 09 | 10/25                     | 500.0                 | 3701.0              | 25.98                |
| Echantillon 15 | 10/25                     | 500.0                 | 3812.0              | 23.76                |

### I.2.3.3. Essai MICRO-DEVAL

Cet essai permet de mesurer la résistance à l'usure par frottements entre les granulats et une charge abrasive. Il consiste à placer un échantillon de granulats dans un cylindre métallique tournant à une vitesse de 100 tours/min pendant deux heures de temps. Cette durée dépend de la machine utilisée et des charges abrasives, le principe de l'essai est de mesurer les éléments inférieurs à 1.6 mm produits par fragmentation due aux charges abrasives et par frottement dans la machine M.D [7].

La résistance à l'usure des gravillons a été appréciée par l'essai Micro-Deval (humide)

M.D d'après la norme (NFP 18-572) :

**Tableau I.4 :** Les résultats d'un essai MICRO-DEVAL [5].

| N° Echantillon | Fraction utilisée<br>(mm) | Masse initiale<br>(g) | Masse finale<br>(g) | Micro-Deval<br>(%) |
|----------------|---------------------------|-----------------------|---------------------|--------------------|
| Echantillon 01 | 6.3/25                    | 500.0                 | 402.0               | 14.60              |
| Echantillon 09 | 6.3/25                    | 500.0                 | 407.0               | 19.60              |
| Echantillon 15 | 6.3/25                    | 500.0                 | 416.0               | 16.80              |

### I.2.4. Etude pétrographique

La pétrographie est une des Sciences de la Terre qui s'intéresse à la description et à la classification des roches. Il existe deux méthodes d'identification en pétrographie :

#### Méthodes descriptives

Elles se basent sur :

- L'identification des minéraux dans les roches ;
- La détermination de la proportion des minéraux dans les roches ;
- La détermination de la structure et la texture des roches.

#### Méthodes géochimiques

Elles consistent à déterminer à l'aide de différents instruments analytiques la composition chimique de la roche [6].

**Tableau I.5 :** Les résultats des analyses pétrographiques [5]

| N° d'échantillon | La composition<br>minéralogique | Le pourcentage<br>(%) | Type de<br>formation  |
|------------------|---------------------------------|-----------------------|-----------------------|
| Echantillon 17   | Calcaire                        | 96                    | Roche<br>sédimentaire |
|                  | Oxyde de fer                    | < 0,1                 |                       |
|                  | Dolomite                        | 03                    |                       |
|                  | Quartz                          | 01                    |                       |

## I.2.5. Résistance à la compression

Tableau I.6 : Les résultats des essais de compression

| Code de l'échantillon | Format(cm) | Masse(g) | Résistance en compression simple |                  |               |
|-----------------------|------------|----------|----------------------------------|------------------|---------------|
|                       |            |          | Force (KN)                       | Résistance (Mpa) | Moyenne (Mpa) |
| <b>CA06.02566</b>     | 5*5*5      | 346,3    | 195,76                           | 78,3             | <b>119,1</b>  |
|                       | 5*5*5      | 352,2    | 392,65                           | 157,1            |               |
|                       | 5*5*5      | 353,2    | 304,91                           | 122,0            |               |
| <b>CA06.02567</b>     | 5*5*5      | 348,8    | 223,36                           | 89,3             | <b>78,9</b>   |
|                       | 5*5*5      | 342,7    | 186,59                           | 74,6             |               |
|                       | 5*5*5      | 342,5    | 182,13                           | 72,9             |               |
| <b>CA06.02568</b>     | 5*5*5      | 358,3    | 429,75                           | 171,9            | <b>179,5</b>  |
|                       | 5*5*5      | 354,0    | 476,43                           | 190,6            |               |
|                       | 5*5*5      | 354,0    | 439,81                           | 175,9            |               |
| <b>CA06.02569</b>     | 5*5*5      | 352,3    | 469,59                           | 187,8            | <b>162,3</b>  |
|                       | 5*5*5      | 350,7    | 373,45                           | 149,4            |               |
|                       | 5*5*5      | 354,8    | 374,05                           | 149,6            |               |
| <b>CA06.02570</b>     | 5*5*5      | 359,9    | 372,00                           | 148,8            | <b>155,1</b>  |
|                       | 5*5*5      | 356,7    | 359,31                           | 143,7            |               |
|                       | 5*5*5      | 358,5    | 432,07                           | 172,8            |               |
| <b>CA06.02571</b>     | 5*5*5      | 357,5    | 313,04                           | 125,2            | <b>139,4</b>  |
|                       | 5*5*5      | 354,5    | 392,75                           | 157,1            |               |
|                       | 5*5*5      | 353,1    | 339,69                           | 135,9            |               |
| <b>CA06.02572</b>     | 5*5*5      | 359,2    | 214,39                           | 85,8             | <b>114,2</b>  |
|                       | 5*5*5      | 350,8    | 349,99                           | 140,0            |               |
|                       | 5*5*5      | 352,5    | 292,15                           | 116,9            |               |
| <b>CA06.02573</b>     | 5*5*5      | 353,7    | 206,72                           | 82,7             | <b>102,4</b>  |
|                       | 5*5*5      | 347,0    | 236,13                           | 94,5             |               |
|                       | 5*5*5      | 348,1    | 324,87                           | 130,0            |               |
| <b>CA06.02574</b>     | 5*5*5      | 354,2    | 276,73                           | 110,7            | <b>130,7</b>  |
|                       | 5*5*5      | 353,9    | 370,14                           | 148,1            |               |
|                       | 5*5*5      | 353,8    | 333,19                           | 133,3            |               |
| <b>CA06.02575</b>     | 5*5*5      | 356,1    | 360,07                           | 144,0            | <b>140,5</b>  |
|                       | 5*5*5      | 348,0    | 352,16                           | 140,9            |               |
|                       | 5*5*5      | 350,2    | 341,66                           | 136,7            |               |

### I.3. L'évaluation des réserves

#### I.3.1. Réserves géologiques

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

Les résultats obtenue sont représentés dans le tableau suivant :

**Tableau I.7** : Les réserves géologique du gisement d'étude.

| N° du bloc    | Les coupes | Surface des sections (m <sup>2</sup> ) | Distance entre les profils L(m) | Volume du bloc (m <sup>3</sup> ) | La masse volumique ρ (t/m <sup>3</sup> ) | Tonnage (T) |
|---------------|------------|--|---------------------------------|----------------------------------|--|-------------|
| <b>Bloc 1</b> | A-A'       | 100270,29                              | 100                             | 9320617                          | 2.6                                      | 24233604,2  |
|               | B-B'       | 86142,05                               |                                 |                                  | 2.6                                      |             |
| <b>Bloc 2</b> | B-B'       | 86142,05                               | 100                             | 7763355,5                        | 2.6                                      | 20184724,3  |
|               | C-C'       | 69125,06                               |                                 |                                  | 2.6                                      |             |
| <b>Bloc 3</b> | C-C'       | 69125,06                               | 100                             | 5691180                          | 2.6                                      | 14797068    |
|               | D-D'       | 44698,54                               |                                 |                                  | 2.6                                      |             |
| <b>Bloc 4</b> | D-D'       | 44698,54                               | 100                             | 3188277                          | 2.6                                      | 8289520,2   |
|               | E-E'       | 19067,00                               |                                 |                                  | 2.6                                      |             |
| <b>Bloc 5</b> | E-E'       | 19067,00                               | 100                             | 1221620                          | 2.6                                      | 3176212     |
|               | F-F'       | 5365,40                                |                                 |                                  | 2.6                                      |             |
| Total         |            |  |                                 | <b>27185049,5</b>                |  | 70681128,7  |

### I.3.2. Réserves exploitables

Les réserves exploitables sont représentées dans le tableau suivant :

**Tableau I.8** : Les réserves exploitables du gisement.

| Niveau d'exploitation | Volume du bloc à exploiter (m <sup>3</sup> ) | La masse $\rho$ volumique (t/m <sup>3</sup> ) | Tonnage (T)        |
|-----------------------|--|---|--------------------|
| <b>900–885</b>        | 559248,3                                     | 2,6   | 1454045,58         |
| <b>885–870</b>        | 1154058,3                                    | 2,6   | 3000551,58         |
| <b>870–855</b>        | 1638842,7                                    | 2,6   | 4260991,02         |
| <b>855–840</b>        | 2083917,75                                   | 2,6   | 5418186,15         |
| <b>840–825</b>        | 2312840,25                                   | 2,6   | 6013384,65         |
| <b>825–810</b>        | 2508054                                      | 2,6   | 6520940,4          |
| <b>810–795</b>        | 2720429,7                                    | 2,6   | 7073117,22         |
| <b>795–780</b>        | 2948058,6                                    | 2,6   | 7664952,36         |
| <b>780–765</b>        | 3218415,75                                   | 2,6   | 8367880,95         |
| <b>765–750</b>        | 3346481,85                                   | 2,6   | 8700852,81         |
| <b>Totale</b>         | <b>22490347,2</b>                            |   | <b>58474902,72</b> |

## Conclusion

Suite aux différents travaux réalisés au niveau du site d'étude, on remarque que le gisement présente un tonnage important du calcaire, avec une proportion faible des certains éléments comme Dioxyde de silicium (SiO<sub>2</sub>), L'alumine (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), Oxyde de potassium (K<sub>2</sub>O).

La valeur moyenne de l'essai Los Angeles de la classe granulaire 10/25 est 25.5%, et celui de l'essai Micro Deval de la classe granulaire 6.3/10 est 21%.

Les réserves exploitables de gisement de kraoula sont estimées à **58 474 903** Tonne par la méthode des coupes géologiques.

D'après tous les résultats obtenus, on peut dire que le calcaire du site d'étude peuvent être utilisé en qualité des granulats dans la confection des bétons et les différents travaux de génie civil suivant les normes (NFP 18-572) et (NFP 18-573).

# CHAPITRE II

## **Ouverture du gisement et Méthode d'exploitation**

## Introduction

Après avoir élaboré le projet d'exploitation sur la base des documents géologiques et topographiques et après avoir défini la profondeur finale d'exploitation du gisement et les contours supérieur et inférieur du champ de la carrière, on passe à la réalisation qui consiste en un premier temps à la construction de la carrière à ciel ouvert.

### II.1. L'ouverture du gisement

L'ouverture d'un gisement a pour objet de réaliser l'accès pour les engins miniers et de transport, de la surface vers les fronts.

L'ouverture du champ de la carrière s'effectue à l'aide des ouvrages spéciaux appelés les demi-tranchées, tout en commençant du bas vers le haut dans le cas d'un relief montagneux.

Une tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur, que l'on mène dans le but de la mise à jour du gisement ainsi que pour faciliter l'accès aux engins de transport. [8]

On distingue :

- Les demi-tranchées principales qui donnent accès au gisement ;
- Les demi-tranchées de découpage qui préparent le champ de la mine à l'exploitation ;

Le choix du mode d'ouverture dépend de plusieurs facteurs :

- Relief de la surface du sol ;
- Caractéristique géologique et hydrogéologique du site ;
- Méthode d'exploitation projetée ;
- Mécanisations des travaux miniers ;
- Dimension de la carrière.

L'ouverture choisie doit assurer :

- L'exploitation du gisement la plus rentable ;
- Le bon fonctionnement des engins ;
- La productivité planifiée ;
- La sécurité du travail.

#### II.1.1. Les paramètres technologiques de la carrière

##### II.1.1.1. Les paramètres technologiques de piste

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

- La longueur de la demi-tranchée ;
- La largeur de la demi-tranchée ;
- La pente longitudinale ;
- L'angle du talus de la demi-tranchée ;

- Le volume de la demi-tranchée.

#### II.1.1.1.1. La longueur de piste principale

La piste principale commence à partir de la station de concassage (point de départ) au niveau 750 m jusqu'au point de la construction de la plateforme de travail (limite supérieure) au niveau 900 m, la longueur de la piste sera calculé par la formule suivante :

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

Avec :

$H_f$ : Le niveau supérieur de la piste principale (m) ;

$H_i$ : Le niveau de base de la piste principale (m) ;

$i$  : La pente de la piste d'accès ;

$K_a$ : Coefficient d'allongement du tracé ( $K_a = 1,1$  pour le raccordement à pente directrice).

$$\text{AN : } L = \frac{900 - 750}{0,10} \times 1,1$$

$$\boxed{L = 1650 \text{ m}}$$

#### II.1.1.1.2. La largeur de la piste principale

La largeur de la demi-tranchée d'accès dépend de celle des engins transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Elle est déterminée d'après la formule suivante :

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

Tel que :

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

$X$  : Distance entre les bennes des camions ;

$E$  : La largeur de la digue de protection (1,5 m);

$a$  : Largeur de la benne du camion, ( $a = 4,5$  m) ;

$C$  : Largeur de la bande de sécurité, ( $C = 0,65$  m).

$$X = 2 \times C$$

$$X = 1,3 \text{ m}$$

$$\text{Alors : } T = 2 \times (4,5 + 0,65) + 1,3 + 0,4$$

$$\boxed{T = 13,5 \text{ m}}$$

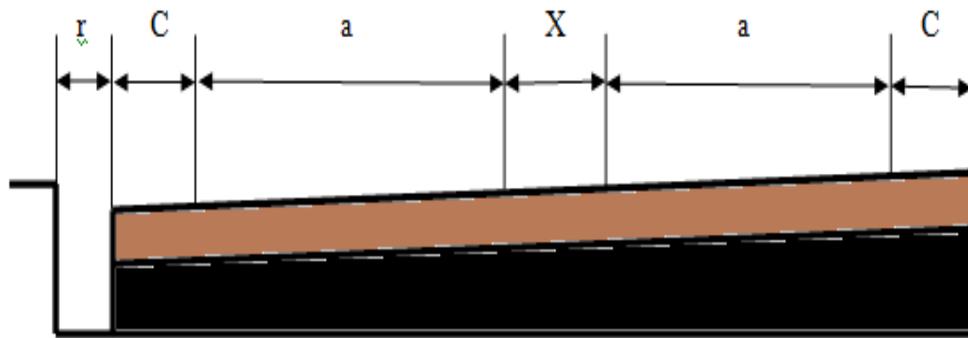


Figure II 1 : Schéma de dimensionnement de la piste.

### II.1.1.2. La pente de la piste

La pente des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile des fronts d'exploitation vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des camions pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée, elle ne doit pas dépasser 12 % en ligne droite, avec une variation moins de 5 à 6% dans les virages [10].

### II.1.1.3. L'angle du talus de la demi-tranchée

L'angle du talus de la tranchée dépend des propriétés physico-mécaniques de la roche, La valeur approximative est donnée en fonction de la dureté de la roche (tableau suivant).

Tableau II.1 : Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté [9].

| Types des tranchées | Angles des talus des tranchées |       |         |           |
|---------------------|--------------------------------|-------|---------|-----------|
|                     | Dureté des roches              |       |         |           |
|                     | 2 - 4                          | 5 - 9 | 10 - 14 | 15 - 20   |
| Accès               | 60°                            | 65°   | 70°     | 80°       |
| Découpage           | 60°                            | 70°   | 75°     | 80° - 85° |

Dans notre cas d'étude, la roche calcaire ayant une dureté égale à 13, donc les angles des talus de la tranchée d'accès et de découpage sont respectivement égale à 70° et 75°.

### II.1.1.4. Le volume de la demi-tranchée d'accès

La demi-tranchée d'accès est une principale voie de communication de la carrière, elle commence du bas jusqu'au sommet de la montagne afin de procéder l'extraction de la roche calcaire. Le volume de la tranchée est déterminé par la formule suivante :

$$V = \frac{T^2 \times \sin \alpha \times \sin \beta \times L}{2 \times \sin(\alpha - \beta)}$$

Tel que :

$T^2$  : La largeur de la tranchée (m) ;

$\alpha$  : Angle du bord de la tranchée d'accès ( $^\circ$ ) ;

$\beta$  : Angle du flanc de coteau ( $^\circ$ ) ;

L : La longueur de la tranchée d'accès (m).

AN:

$$V = \frac{13.5^2 \times \sin 70 \times \sin 27 \times 1630}{2 \times \sin(\alpha - \beta)}$$

$$V = 73412,39 \text{ m}^3$$

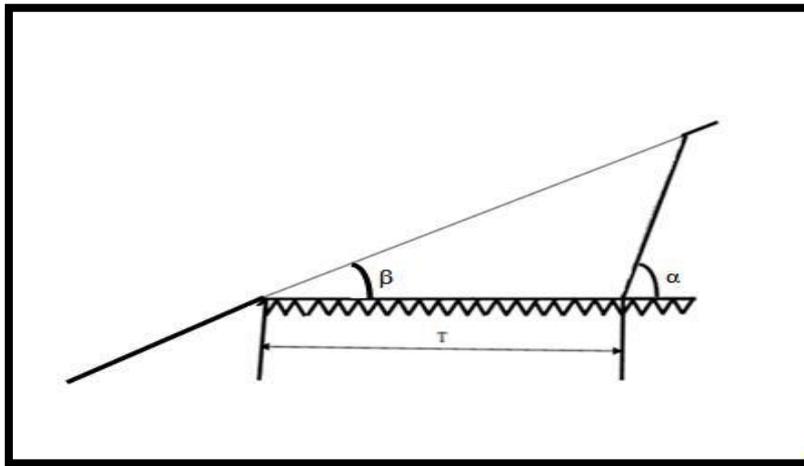


Figure II.2 : Les principaux paramètres d'une tranchée d'accès.

### II.1.2. Les phases de creusement de la tranchée d'accès

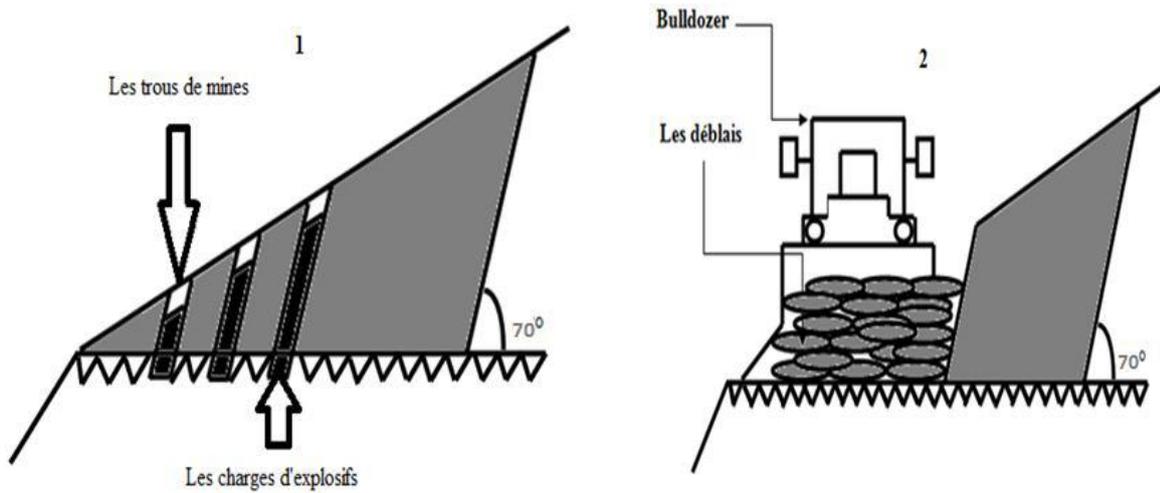
- **La phase 01**

Dans cette étape, on fore des trous de mine d'une profondeur varie de 1 jusqu'à 5m à l'aide d'un marteau perforateur, puis on les charge et on les tire par explosif.

- **La phase 02**

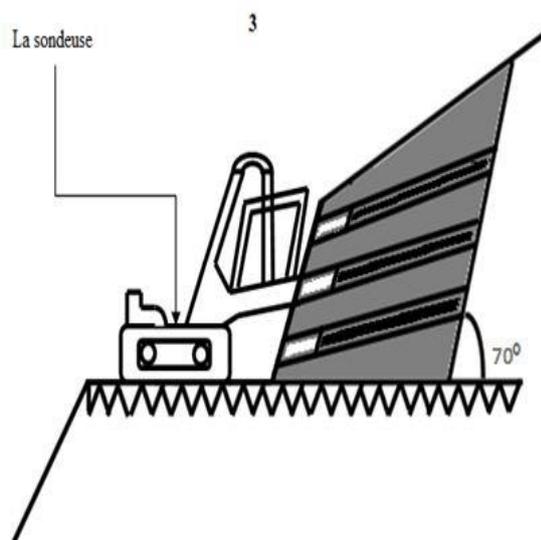
Les déblais vont être évacué à l'aide du bulldozer pour préparer une plate-forme de travail, là où la sondeuse peut forer des trous inclinés et horizontaux afin d'effectuer un élargissement égal à la largeur de la tranchée d'accès.

Ces procédures sont répétées plusieurs jusqu'à atteindre le sommet du gisement.

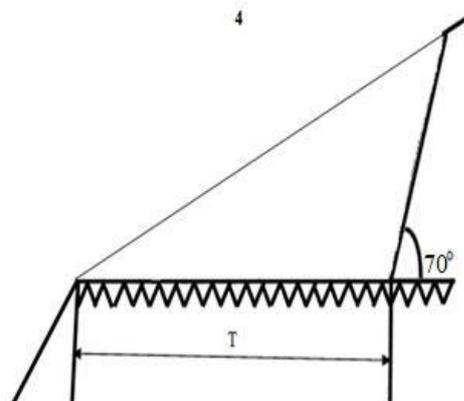


**Phase 01:** Creusement des trous de mines

**phase 02 :** Evacuation des déblais



**Phase 03 :** Foration des trous inclinés



**phase 04 :** tir et chargement des déblais

**Figure 3 :** Les étapes de construction de la tranchée d'accès.

PLAN DE SITUATION

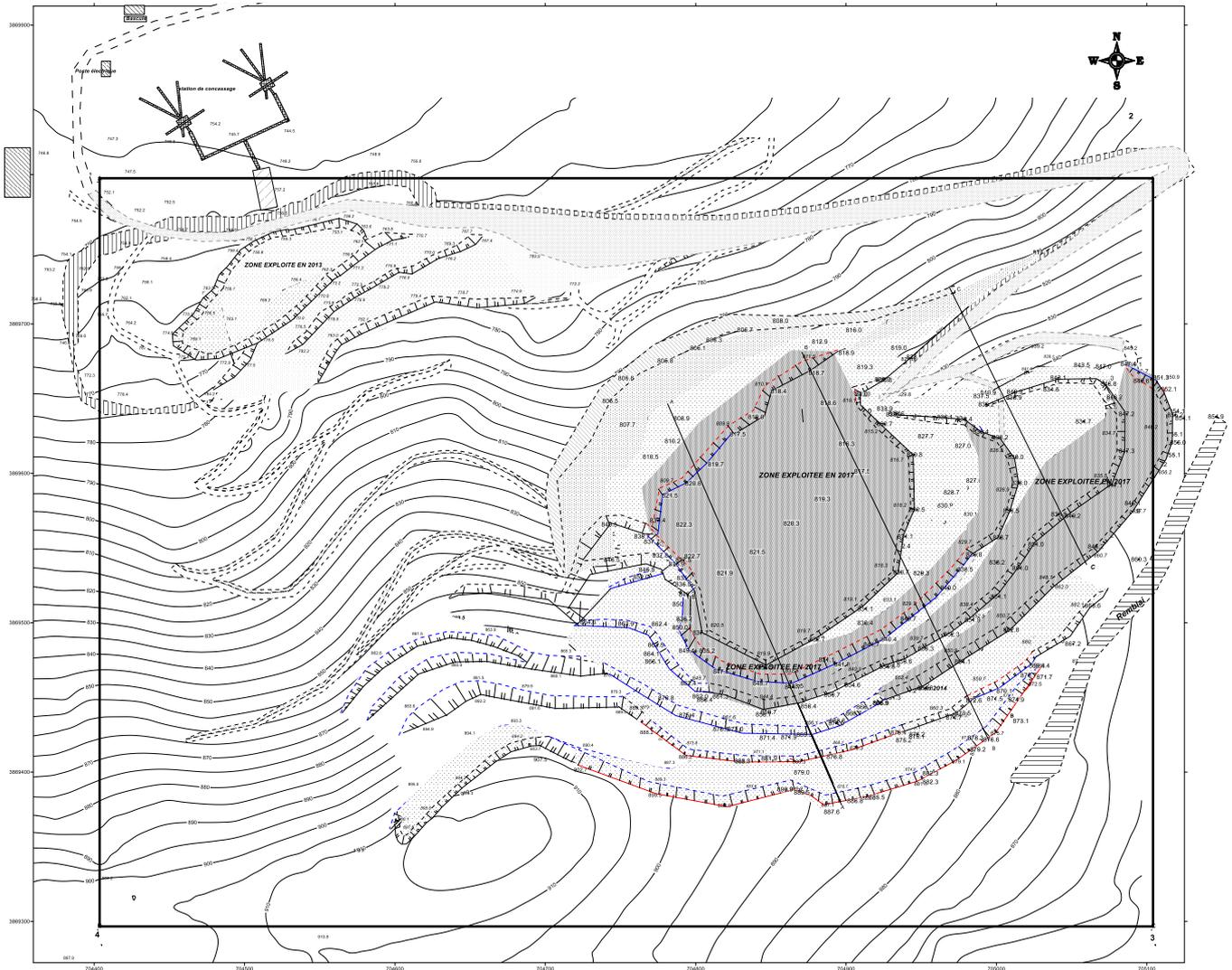


Figure II.4 : Levé topographique actualisé du calcaire de djebel kraoula échelle 1/1000 (l'année 2017).

## II.2. Méthode d'exploitation

### II.2.1. Généralités

La méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux qui assurent la couverture et l'extraction en quantité et en qualité planifié dans les conditions de sureté absolue, autrement dit un système d'exploitation caractérisé par le développement des travaux préparatoires, de découverte et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

Les déplacements des chantiers et des fronts de travail définissent le système d'exploitation. En bref, la méthode d'exploitation doit tenir compte d'une part, des conditions géologique et minières du gisement et d'autre part, des paramètres techniques des engins miniers utilisés.

### II.2.2. Choix de la méthode d'exploitation

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

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

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

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

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

La méthode d'exploitation adoptée au niveau de la carrière de Djebel kraoula est de fonçage. L'ouverture de ce dernier commence du bas vers le haut, La préparation des roches se fait par travaux de forage et de tir. La mise à terril est extérieure pour le moment [11].

### II.2.3. Principaux paramètres de l'exploitation

#### a. Hauteur du gradin

La hauteur du gradin pour la carrière de Djebel kraoula est de 15 mètres

#### b. Largeur de 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 ;
- ✓ Des lignes de transmission électrique ainsi que de la disponibilité de réserve prête au chargement [12].

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

$$B = A + X + C + T + Z \text{ (m)}$$

Où :

#### ➤ La largeur d'enlevure

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

- Les propriétés des roches ;
- Le mode d'abattage des roches ;
- Les types et les dimensions des engins de chargement.

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à l'explosif la largeur d'enlevure est déterminée par la formule suivante :

$$A = W + (n-1) \times b$$

Tel que :

W : La banquette pratique (m), (3,53 m) ;

n : le nombre des rangée (2 rangée) ;

b : la distance entre deux rangée successives, (3,4) ;

AN:

$$A = 3,53 + (2-1) \times 3,4$$

**A=6,93m.**

X : largeur réduite du tas de roches abattues en dehors de l'enlevure ;

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

K<sub>f</sub> : coefficient de foisonnement, k<sub>f</sub>=1,5 ;

H<sub>g</sub> : hauteur du gradin, H<sub>g</sub>=15m ;

$H_t$ : hauteur du tas des roches abattus ; dans le cas de deux rangés ;

Avec :

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

AN :

$$H_t = 0,9 \times 15$$

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

Donc ;

$$X = 6,93 \times \left( 2 \times 1,5 \times \frac{15}{13,5} - 1 \right)$$

$$X = 16,17\text{m.}$$

$C$  : la distance de sécurité comprise entre le tas de roches et la chaussée de transport ;

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

AN :

$$C = 0,2 \times 15$$

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

$T$  : largeur de la chaussée de transport (chaussé),  $T = 12\text{m}$  ;

$Z$  : largeur du prisme d'éboulement :  $2,8\text{m}$ .

Donc :

$$B = 6,93 + 16,17 + 3 + 12 + 2,8 = 40,9\text{m.}$$

Largeur de la plate-forme de travail = **41m**

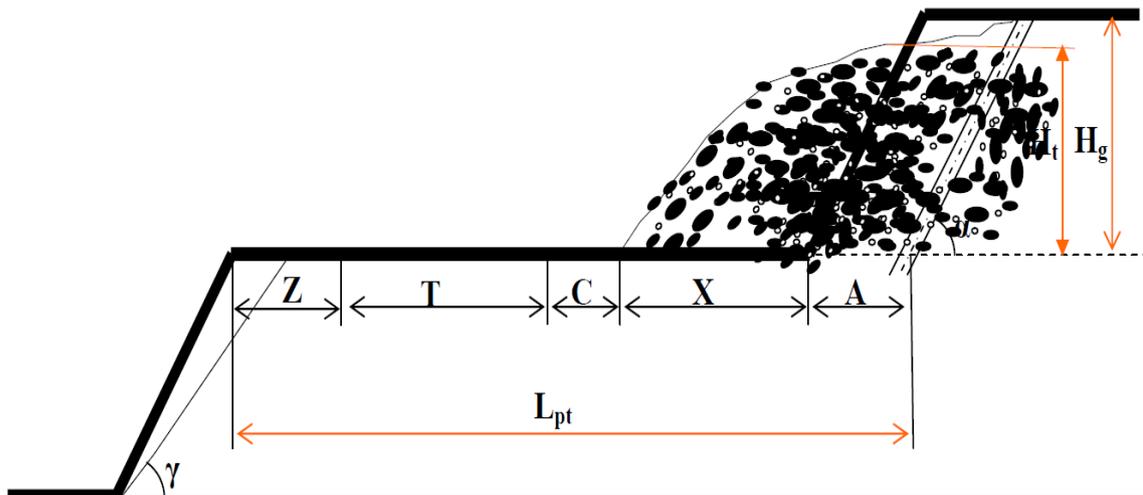


Figure II.5 : La largeur de la plateforme de travail.

**Conclusion**

Tant que le gisement est de type flanc coteau, l'ouverture de ce dernier commence du bas vers le haut, toute en effectuant une piste d'accès et des demi tranchés de découpages qui préparent le champ minier à l'exploitation. Une fois que on détermine les paramètres technologiques de la piste d'accès ; on procède à la suite au choix de la méthode d'exploitation qui est la méthode avec transport des déblais.

# CHAPITRE III

**Description  
technique et  
mécanique de  
carrière**

## Introduction

Avant de décider le lancement des opérations d'achat des matériels nécessaires à l'exploitation, le recrutement et formulation du personnel, il est indispensable de réaliser une étude de faisabilité technique, cette étude constitue une étape importante dans la démarche d'évaluation de projet,

- ❖ Combien d'engins seront nécessaires pour l'exploitation.
- ❖ Quelles sont les types d'engins à utiliser ou bien recommander.
- ❖ Quel est l'effectif mine.

Pour répondre à ces questions, d'abord il faut calculer, les réserves minières ; la production annuelle et la durée de vie de la mine.

### III.1. Organisation de travail au niveau de la carrière

#### III.1.1. Régime de fonctionnement de la carrière

Le régime de travail suivi de la carrière est le suivant :

- Le nombre de jours ouvrable par an.....312**Jour/ an** ;
- Le nombre de jours ouvrable par semaine..... **06jours/ semaine** ;
- Le nombre de postes de travail..... **02postes/ jour** ;
- Le nombre d'heures de travail par poste.....**8heures/poste** :

Les horaires de chaque poste :

- 1<sup>er</sup> poste de 05h à 13h
- 2<sup>ème</sup> poste de 13h à 21h

#### III.1.2. La capacité de production :

##### ➤ La production annuelle

La production annuelle d'une mine à ciel ouvert est projetée généralement selon les objectifs de l'entreprise ou bien fixée selon la capacité de la production de l'usine de traitement ou une station de concassage qui est déjà en activité.

L'objectif visé par l'entreprise est d'atteindre une production annuelle en agrégat égale à 1.000.000m<sup>3</sup>/an.

##### ➤ La production mensuelle

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

$$P_m = \frac{P_a}{N_m/\text{an}}$$

Tel que :

$P_a$  : Production annuelle,  $P_a=1.000.000$  t/an

$N_m/\text{an}$ : Le nombre de mois ouvrables par an, qui est égal à 12 mois.

Donc :

$$P_m = \frac{1000000}{12} = 83333.33 \text{ t/mois.}$$

La production mensuelle est de **83334 t/mois**.

➤ **La production journalière**

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

$$P_j = \frac{Pa}{N_j/an}$$

Tel que :

$N_j/an$ : Le nombre de jours ouvrables par an, qui est égal à 312 jours.

Donc :

$$P_j = \frac{1000000}{312} = 3205.13 \text{ t/jour.}$$

La production journalière est de **3206 t/jour**.

➤ **La production horaire**

La production journalière ( $P_h$ ) est déterminée par la formule suivante ;

$$P_j = \frac{Pa}{N_j/an \times N_h/j}$$

Tel que :

$N_h/jour$  : Le nombre d'heure ouvrables par jours, qui est égal à 16 heures.

Donc :

$$P_j = \frac{1000000}{312 \times 16} = 200.32 \text{ t/jour.}$$

La production horaire au niveau de la carrière est de **201 t/h**

La répartition de la production en temps est consignée dans le tableau III.1 suivant :

**Tableau III.1.** Le régime de production de la carrière en 2017.

| Production par : | Capacité (tonne) |
|------------------|------------------|
| An               | 1 000 000        |
| Mois             | 83334            |
| Jour             | 3205             |
| Poste            | 1603             |
| heure            | 201              |

➤ **Coefficient d'utilisation**

Pour calculer Le coefficient d'utilisation d'un matériel donné on prend en considération les obstacles qui peuvent ralentir la cadence de l'engin, tel que : l'entretien arrêts pour vérification et entretiens périodique ainsi que des pannes, des temps perdus aux chargements de poste, le manque d'opérateurs, la non-utilisation volontaire, l'organisation du travail.

Le coefficient d'utilisation est calculé par la relation suivante :

$$k_u = \frac{T_r}{T_p}$$

Tel que :

$T_p$ : La durée d'un poste,  $T_p=8h$ .

$T_r$  : Le temps réel, ( $T_r = 7h$ )

$$k_u = \frac{7}{8}$$

$$k_u = 0,87$$

### III.1.3. Station de concassage

Afin d'arriver à la production annuelle de 1 000 000 t/an, l'entreprise a installée deux Concasseurs à mâchoires qu'ont les caractéristiques suivantes :

**Tableau III.2.** Les principales caractéristiques des concasseurs utilisés dans la carrière.

|                                       | Débit<br>(t/h) | Rendement<br>(%) | L'ouverture<br>d'alimentation<br>(mm) | Vitesse de<br>l'arbre<br>excentrique<br>(r/min) | Puissance<br>du moteur<br>(KW) | Poids<br>totale<br>(t) |
|---------------------------------------|----------------|------------------|---------------------------------------|---|--------------------------------|------------------------|
| <b>1<sup>er</sup><br/>Concasseur</b>  | 150            | 70               | 1000-1200                             | 200   | 110                            | 55                     |
| <b>2<sup>eme</sup><br/>Concasseur</b> | 100-150        | 70               | 750-1060                              | 250   | 110                            | 49                     |

## III.2. Travaux de forage et de tir

### III.2.1. Généralités sur les méthodes de préparation de roche à l'abattage

Le maillon initial des processus technologique lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert est bien la préparation des roches à l'extraction, la qualité de cette dernière prédéterminée en grande partie, le rendement des engins miniers, la sécurité du travail et d'une manière générale l'efficacité des travaux a ciel ouvert.

Dans la plupart des cas la préparation des roches a la traction renferme destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimension nécessaire et admissible pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport [14].

Au niveau de la carrière de Djebel kraoula, la méthode de préparation des roches appliquée est l'abattage à l'explosifs vu la dureté des roches exploitées (la dureté du calcaire est  $f = 10$ ).

Dans l'industrie minière on distingue les modes de forage suivants [15]:

- Forage rotatif (sondeuses rotatives) ;
- Forage percutant (sondeuses percutantes) ;
- Forage roto-percutant (sondeuses roto-percutantes) ;
- Forage thermique (sondeuses thermiques).

### **III.2.2. Exigences technologiques des travaux de forage et de tir**

La fragmentation des roches par explosif est très répandue dans les carrières et mines à ciel ouvert, c'est la méthode principale pour la préparation des roches dures à l'extraction, la qualité de la préparation a une influence prépondérante sur les indices technico-économiques des processus technologiques de l'entreprise minière, les travaux de forage et de tir dans les carrières ou mines à ciel ouvert doivent répondre aux attentes suivantes :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- Etat normal du pied de gradin (une surface plate sans rebord) ;
- 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 à la surface et pour l'environnement ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail [15].

### **III.2.3. Mode de forage existant dans la carrière de Djebel kraoula**

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 [16]:

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

Dans la carrière Djebel kraoula le mode de forage existant c'est le forage roto percutant, et ce en relation avec les données du gisement ( $f = 13$  ,  $\rho = 2,6$  ( t / m<sup>3</sup> ),  $H_{gr} = 15$  (m) ,  $D_{tr} = (89$  mm).

Les caractéristiques techniques de la sondeuse roto percutante utilisée dans la carrière de Djebel kraoula est de type ATLAS ROC D9, Il est à signaler que la sondeuse ATLAS ROC D9 est la plus utilisée car elle est plus performante que le chariot de forage, l'ATLAS ROC est utilisé pour la formation des trous verticaux aussi bien qu'inclinés sur des plateformes de travail bien nivelées.



**Figure III.1.** Sondeuse ATLAS ROC D9.

**Tableau III.3 :** Caractéristique technique de la sondeuse ATLAS ROC D9.[17]

| Marque                      | ATLAS COPCO |
|-----------------------------|-------------|
| Type                        | ROC D9      |
| Type de moteur              | CAT C7      |
| Puissance de moteur         | 168 kW      |
| Diamètre de trou            | 75 à 105mm  |
| Direction de forage         | (60° - 90°) |
| Vitesse de rotation         | 45tr/min    |
| Consommation d'air comprimé | 6 bars      |
| Profondeur max de forage    | 28 m        |
| Poids                       | 14.2 t      |
| Longueur                    | 11 m        |
| Hauteur                     | 3.13 m      |
| Largeur                     | 2.5 m       |

### III.2.4. Travaux de tir

#### III.2.4.1. Généralité

L'abattage à l'explosif est un procédé technique incontournable pour détacher et réduire les roches d'un massif en place lorsque leur résistance est trop élevée. C'est le premier élément du processus industriel, et en particulier le premier élément de la chaîne de réduction granulométrique.

Il existe différentes méthodes et divers outils qui permettent de mieux maîtriser l'abattage et d'améliorer son résultat. Cette amélioration consiste à atteindre les objectifs suivants :

- l'objectif prioritaire est d'intégrer la sécurité des tirs le plus en amont possible, en évitant le risque de projection ;
- abattre un grand volume de roche ;
- Une bonne granulométrie de tir et la plus adaptée aux installations ;
- La création d'un taux de fines minimum est souhaitable si les fines ne sont pas valorisées ;
- Une proportion de blocs hors gabarie la plus réduite possible sauf dans le cas d'une production spécifique d'enrochement ;
- Une forme du tas adaptée à l'engin de chargement ;
- Une aire de travail et de roulage la plus saine possible pour un carreau en bon état et pour augmenter le rendement des engins ;
- Une bonne sortie du pied pour favoriser l'utilisation des pistes futures ;
- Obtenir des fronts les plus rectilignes possibles pour améliorer le travail préparatoire de foration et pour la limitation des surplombs et de chute de blocs.

#### III.2.4.2. Explosifs utilisés dans la carrière

Les travaux de tir nécessitent d'utiliser des produits chimiques (explosifs) destinés pour libérer leur énergie potentielle en un temps très court, qui s'accompagne de dégagement d'un important volume gazeux et une température très élevée.

Chaque produit explosif se caractérise par sa capacité de travail, sa brisance ou vitesse de détonation, sa sensibilité à l'onde explosive, son aptitude à transmettre la détonation, sa résistance à l'humidité ou l'eau, son état physique et son mode de présentation.

Dans la carrière de Djebel kraoula les explosifs utilisés sont de deux types :

- MARMANIT comme charge de pied
- ANFOMIL comme charge de colonne

Les caractéristiques des explosifs MARMANIT II et l'ANFOMIL sont données dans le tableau suivant :

**Tableau III.4.** Caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X].

| L'explosif utilisé          | Marmanit II      |                  |               | Anfomil         |
|-----------------------------|------------------|------------------|---------------|-----------------|
| Résistance à l'eau          | Médiocre         |                  |               | Médiocre        |
| Densité                     | 1.05             |                  |               | 0.9             |
| Vitesse de détonation (m/s) | 4500             |                  |               | 2600            |
| Puissance C.U.P             | 1,27             |                  |               | 1.15            |
| Energie [kJ/kg]             | 3987             |                  |               | 3803.8          |
| Volume de gaz (L/Kg)        | 868              |                  |               | 967             |
| Conditionnement             | En cartouche     |                  |               | En sac de 25 Kg |
|                             | Diamètre<br>(mm) | Longueur<br>(mm) | Poids<br>(kg) |                 |
|                             | 65               | 750              | 25            |                 |

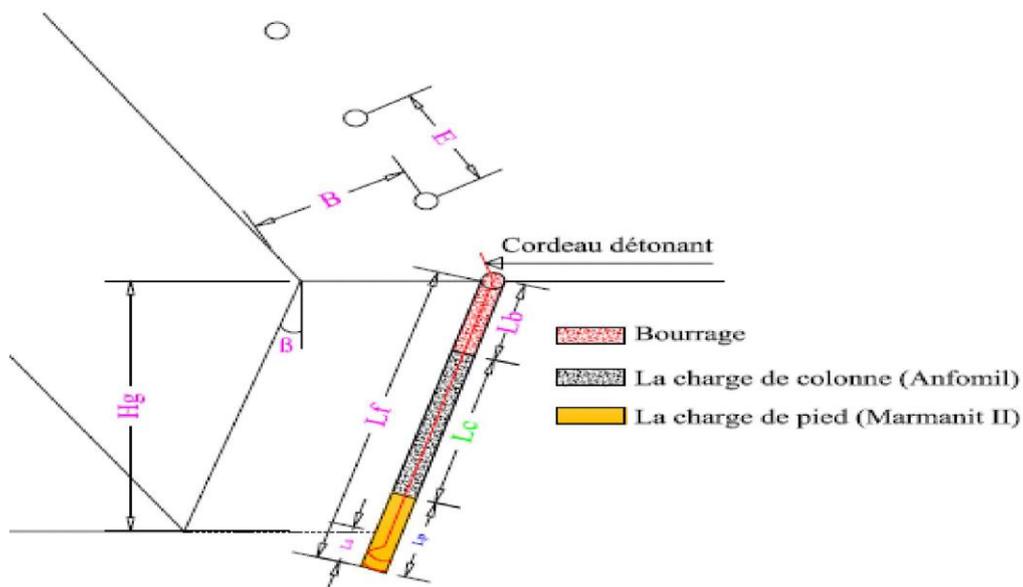
Les paramètres du plan de forage et de tir sont donnés dans le **tableau III.5** ci-dessous.

**Tableau III.5.** Paramètre de forage et de tir existant dans la carrière :

| Paramètre                                  | symbole   | valeur |
|--|-----------|--------|
| Hauteur de gradin (m)                      | $H_g$     | 15     |
| Diamètre des trous (mm)                    | $D_{tr}$  | 89     |
| L'inclinaison des trous (%)                | .....     | 10°    |
| Banquette maximale (m)                     | $W_{max}$ | 3.53   |
| Espacement(m)                              | E         | 3.4    |
| Ecartement(m)                              | $E_t$     | 2.8    |
| L'excès de forage (sous forage) (m)        | $L_s$     | 1.02   |
| La hauteur de la charge du pied (m)        | $L_p$     | 3.54   |
| Charge linéaire du fond (kg/m)             | $C_p$     | 3.83   |
| Quantité d'explosif au pied du gradin (kg) | $Q_p$     | 13.74  |
| La hauteur du bourrage (m)                 | $H_b$     | 2.72   |
| La hauteur de la charge de colonne (m)     | $L_c$     | 10.04  |
| Charge linéaire de colonne (kg/m)          | $C_c$     | 1.94   |

|  |           |         |
|--|-----------|---------|
| Quantité d'explosif en colonne (kg)                    | $Q_c$     | 19.5    |
| Quantité de charge d'explosifs dans un trou (kg)       | $Q_{tot}$ | 33.24   |
| Consommation spécifique d'explosif ( $kg/m^3$ )        | $q_s$     | 0.27    |
| Volume de roche abattu par un trou ( $m^3$ )           | $V_{tr}$  | 140.9   |
| Nombre de trous forés nécessaire en une semaine (trou) | $N_{tr}$  | 72      |
| Nombre de rangées                                      | $N_r$     | 2       |
| Volume de roche abattu par deux volées ( $m^3$ )       | $V_{vo}$  | 10144.8 |

La **figure III.2** résume tous les paramètres du plan de tir (banquette, espacement, chargement...).



$H_g$  : hauteur du gradin =15m ;

$L_b$  : longueur du bourrage =2.72m;

$\beta$ : Angle d'inclinaison du trou =10° ;

$L_s$  : longueur de sous-foration =1.02m;

$L_f$ : longueur de foration =16.3m

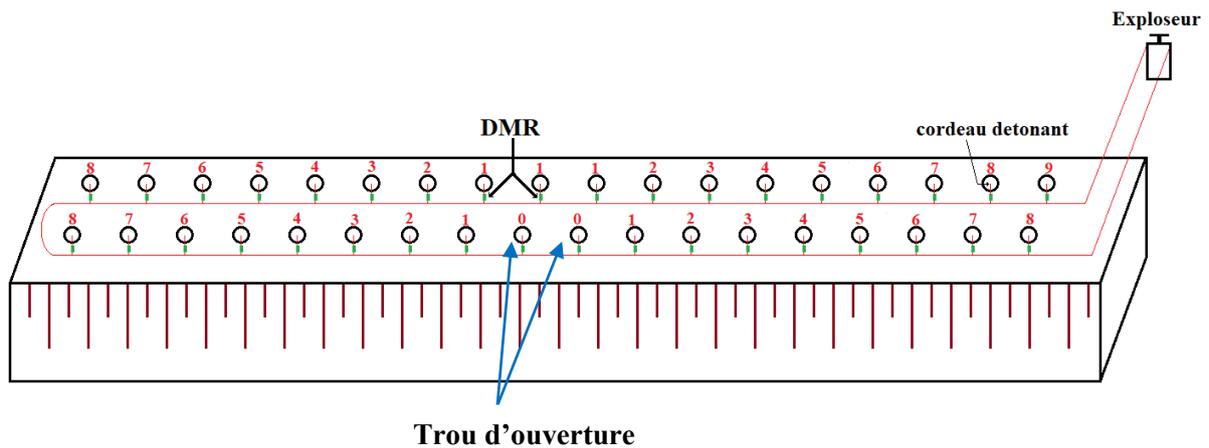
$B$  : la banquette =3.53m ;

$E$  : l'espacement =3.4m;

$L_c$  : longueur de charge de colonne =10.04m;

$L_p$  : longueur de charge de pied =3.54m.

**Figure III.2.** Schéma générale montant les différents paramètres du plan de tir.



**Figure III.3.** Schéma du plan de tir en « V » ouvert.

### III.3. CHARGEMENT

#### III.3.1. Généralité

La production de la carrière est conditionnée par les engins de chargement. Le choix de ces engins dépend essentiellement de la production escomptée. Considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert, Les engins de chargement définissent le niveau de la production de la carrière.

Les travaux d'extraction et de chargement consistent en abattage des roches du massif vierge ou préalablement ameubli et leur chargement dans les engins de transport.

La détermination du type d'engin de chargement se base sur les facteurs suivants :

- La production ciblée ;
- La nature des matériaux à charger ;
- Les mesures de sécurité.

Au niveau de la carrière de Djebel kraoula les matériaux abattus sont repris par deux pelles hydrauliques à chenille de type **CATER PILLAR 345C** dont les caractéristiques sont présentées dans le tableau suivant :

**Tableau III.6.** Caractéristiques techniques de la Pelles hydrauliques CATER PILLAR 345C

| Caractéristiques techniques                           | Unités         | Valeurs       |
|---|----------------|---------------|
| Puissance du moteur                                   | ch             | 224           |
| Capacité du godet                                     | M <sup>3</sup> | 4             |
| Largeur de la chargeuse                               | m              | 3.45          |
| Longueur hors tout                                    | m              | 9.46          |
| Hauteur hors tout (godet au levage maxi)              | m              | 6.21          |
| Hauteur de déversement au levage maximum              | -              | Vidange à 45° |
| Porter au levage maximum (vidange à 45°)              | m              | 1.54          |
| Profondeur de cavage                                  | m              | 0.41          |
| Diamètre de braquage (godet en position de transport) | m              | 15.8          |
| Poids en ordre de marche                              | t              | 29.8          |
| Vitesse de translation (avant)                        | Km/h           | 37            |
| Vitesse de translation (arrière)                      | Km/h           | 42            |
| Durée de cycle théorique                              | s              | 25            |

**Figure III.4.** Pelles hydrauliques CATER PILLAR 345C (07/03/2018)

### III.4. TRANSPORT

#### III.4.1. Généralité

Le transport dans une carrière est un procédé technologique par déplacement des charges, il représente des dépenses très considérables qui peuvent aller de 20% à 30% du prix de revient total d'exploitation. Il consiste à déplacer la masse minière du front de taille vers la zone de déchargement (stock pile ou usine de traitement).

Le choix rationnel des équipements de transport dépend des facteurs suivants :

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

Le choix du type de camion dépend principalement des caractéristiques de la charge à transporter, de la distance de transport et du type de l'excavateur.

Etant donné que le relief de la carrière de Djebel kraoula est montagneux et vue la production annuelle planifiée de 1 000 000 t/an, le mode de transport appliqué dans ce cas est celui par camions.

Dans la carrière Djebel kraoula, ils utilisent deux types des camions :

le camion **STEYR(SX3254VR354)**, le **DUMPER (ASTRA RD 40)**. Les caractéristiques techniques de ces camions sont données dans les tableaux ci-dessous.

**Tableau III.7.** Caractéristiques techniques du camion ASTRA RD 40C

|  |               |      |
|--|---------------|------|
| <b>Modèle</b>                            | <b>ASTRA</b>  |      |
| <b>Type</b>                              | <b>RD 40C</b> |      |
| <b>Capacité de benne (m<sup>3</sup>)</b> | 24.2          |      |
| <b>Capacité de charge (t)</b>            | 40            |      |
| <b>Vitesse maximale (km/h)</b>           | 47.6          |      |
| <b>Poids à vide (t)</b>                  | 30            |      |
| <b>Poids à charge (t)</b>                | 70            |      |
| <b>Puissance du moteur (KW)</b>          | 368           |      |
| <b>Démenions (mm)</b>                    | Hauteur       | 3858 |
|  | Largeur       | 4454 |
|  | Longueur      | 7883 |



**Figure III.5.** Camion ASTRA RD40C

Les caractéristiques techniques de camion type STEYR sont données dans le **Tableau III.8** ci-dessous.

**Tableau III.8.** Caractéristiques techniques du camion STEYR

|                                     |             |      |
|-------------------------------------|-------------|------|
| Modèle                              | STEYR       |      |
| Type                                | SX3254VR354 |      |
| Capacité de benne (m <sup>3</sup> ) | 16          |      |
| Capacité de charge (t)              | 25          |      |
| Vitesse maximale (km/h)             | 70          |      |
| Poids à vide (t)                    | 25.75       |      |
| Poids à charge (t)                  | 50.75       |      |
| Puissance du moteur (KW)            | 251         |      |
| Démenions (mm)                      | Hauteur     | 3320 |
|                                     | Largeur     | 3450 |
|                                     | Longueur    | 7650 |



**Figure III.6.** Camion STEYER VR354

## **Conclusion**

Pour entamer l'exploitation Nous avons défini les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation exécuté dans la carrière.

Le mode d'abattage convenable pour ce site est celui d'abattage à l'explosif qui nécessite donc un plan de tir, on a présenté les paramètres du plan de forage et de tir utilisé sans la carrière.

Un autre maillon très important dans la chaîne de production, c'est le processus de chargement et de transport qui dépend la granulométrie des tas des roches abattues.

# CHAPITRE IV

## **Processus d'exploitation du gisement de kraoula**

## Introduction

Dans le but d'augmenter la production annuelle de la carrière Djebel kraoula, nous essaierons d'adopter un nouveau plan d'exploitation qui consiste en des modifications sur la totalité de la chaîne d'exploitation de l'enleveur jusqu'à la zone mécanique. Cette dernière est soutenue par une nouvelle installation pour la préparation mécanique du calcaire dotée une capacité de 400t/h. Cette étude est basée sur les données du matériel disponible dans cette carrière.

### IV.1. Les réserves géologiques exploitables de la carrière Djebel kraoula

Réserve exploitable durant l'année 2017 et le volume restant décomposé en catégories certaine, Probable, possible (m<sup>3</sup>). Elles sont regroupées dans le tableau suivant :

**Tableau IV.1.** Réserves géologiques exploitables (Année 2017) [16]

| <b>Réserve exploitable au 1<sup>er</sup> janvier de l'exercice 2017</b>       |           |           |           |
|---|-----------|-----------|-----------|
|   | Certaine  | Probable  | Possible  |
| <b>Total (m<sup>3</sup>)</b>  | 21688900  | 19520010  | 23857790  |
| <b>Total (tonne)</b>  | 56391140  | 50752026  | 62030254  |
| <b>Réserve exploitable au 31 décembre de l'exercice 2017 (volume restant)</b> |           |           |           |
|   | Certaine  | Probable  | Possible  |
| <b>Total (m<sup>3</sup>)</b>  | 21314764  | 19145874  | 23483654  |
| <b>Total (tonne)</b>  | 55 418386 | 49 779272 | 61 057500 |

Le volume de la matière première extrait en 2017 est de : 374136 (m<sup>3</sup>)

### IV.2. Calcul de durée de vie de la carrière

Le calcul de la durée de vie d'une carrière se fait par la formule suivante :

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

Q : les réserves exploitables (t).

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

$$T_v = \frac{55\,418\,386}{2\,500\,000} = 22.16$$

$$T_v = 23 \text{ ans}$$

### IV.3. Production planifiée

#### ➤ La production annuelle

L'objectif visé par l'entreprise est d'atteindre une production annuelle en granulats égale à 2 500 000 t/an.

#### ➤ La production mensuelle

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

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

Tel que :

$P_a$  : Production annuelle,  $P_a = 2.500.000$  t/an ;

$N_{m/an}$  : Le nombre de mois ouvrables par an, qui est égal à 12 mois.

Donc :

$$P_m = \frac{2500000}{12}$$

$$P_m = 208334 \text{ t/mois.}$$

#### ➤ La production journalière

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

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

Tel que :

$N_{j/an}$  : Le nombre de jours ouvrables par an, qui est égal à 312 jours.

Donc :

$$P_j = \frac{2500000}{312}$$

$$P_j = 8013 \text{ t/jour.}$$

#### ➤ La production horaire

La production horaire ( $P_h$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$P_h = \frac{P_a}{N_{j/an} \times N_{h/j}}$$

Tel que :

$N_{j/an}$  : Le nombre de jours ouvrables par an, qui est égal à 312 jours ;

$N_{h/jour}$  : Le nombre d'heure ouvrables par jours, qui est égal à 16 heures.

Donc :

$$P_h = \frac{2500000}{312 \times 16}$$

$$P_h = 501 \text{ t/heure.}$$

#### IV.4. Caractéristiques de la zone mécanique de la carrière

La zone mécanique de la carrière de UMABT comprends essentiellement la station de concassage cette dernière soutenue par une nouvelle installation de concassage qui dispose d'un concasseur a mâchoire primaire C130 de capacité de production de 400t/h, ses caractéristiques sont les suivantes :

**Tableau VI.2.** Caractéristiques des équipements de la zone mécanique [17]

| N° | Désignation Equipement       | Caractéristiques |
|----|------------------------------|------------------|
| 01 | Unité de concassage primaire | Débit 400t/h     |
| 02 | Alimentateur vibrant         | SAESB130         |
| 03 | Concasseur a mâchoire        | SAESC140         |
| 04 | Bande de décharge            | 1200x6000        |
| 05 | Convoyeur à bande            | 1200x35000       |
| 06 | Système tunnel               | SAESB10 3un.     |
| 07 | Convoyeur à bande            | 1200x20000       |
| 08 | Convoyeur à bande            | 1200x23000       |
| 09 | Broyeur à percussion         | SAES S1420       |
| 10 | Broyeur à percussion         | SAES T1315       |
| 11 | Bande de décharge            | 1200x11000       |
| 12 | Convoyeur à bande            | 1200x32000       |
| 13 | Crible vibrant               | SAES 2472-4 2un. |
| 14 | Bande de décharge            | 1000x6000        |
| 15 | Convoyeur à bande            | 1000x24000       |
| 16 | Convoyeur à bande            | 1000x16000       |
| 17 | Crible vibrant               | SAES 2050-2      |
| 18 | Convoyeur à bande            | 800x16000        |
| 19 | Bande de décharge            | 800x9000         |
| 20 | Bande de stockage            | 800x15000 5un.   |
| 21 | Control cabinet              | 2un.             |

##### IV.4.1. Capacité pratique de station de concassage

La capacité pratique ( $C_{sta}$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$C_{sta}=400 \times K_u \text{ (t/h)}$$

Avec :

$K_u$  = coefficients d'utilisation,  $k_u=0.87$

Donc :  $C_{sta}=400 \times 0,87 =348$  (t/h)  
 $C_{sta}= 348$  (t/h)

## IV.5. Travaux de forage

### IV.5.1. Rendement de foreuse

Le rendement de foreuse représente le nombre de trou forés par poste ou mètre par poste ou par heure.

$$R_s = V_f \times T_p \times K_u$$

Avec :

**V<sub>f</sub>** : Vitesse pratique de forage d'un mètre de trou par heure ; ( $V_f = m/h$ ).

**T<sub>p</sub>** : durée d'un poste de travail ; ( $T_p = 8$  h).

**K<sub>u</sub>** : Coefficient d'utilisation de la machine. (**K<sub>u</sub>** = 0,87).

La vitesse pratique de forage de la sondeuse ATLAS ROC D9 utilisée dans la carrière est de 0,75m/min donc 45m/h

$$R_s = 45 \times 0,87 \times 8 = 313.2 \text{ m/poste}$$

Donc : **R<sub>s</sub> = 19 trous/poste**

### IV.5.2. Nombre de foreuse

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

- $P_a$  : Production annuel (t/an) ;  $Q_{AN}=2.500.000$  tonnes.
- $R_s$  : Rendement de la foreuse ;  $R_f=18$ trou/ poste.
- $K_r$  : coefficient de réserve de la foreuse (1.2-1.25), on prend  $K_{res}=1.2$  ;
- $N_{p/j}$  : Nombre de poste de travail par jours ; ( $N_{p/j}=1$ poste).
- $N_{j/an}$  ; nombre de jours ouvrable par an ; ( $N_{j/an}=312$  jours).
- $Q_{tr}$ : La quantité (en tonne) de la roche abattue par un trou. ( $Q_{tr}=366$  t)

$$N_f = \frac{2500000 \times 1.2}{19 \times 2 \times 312 \times 366} = 0.69 \approx 1 \text{ foreuse}$$

Le nombre de foreuse nécessaire est : **1 foreuse**

## IV.6. Chargement

Les engins de chargement et d'excavation utilisés dans les carrières en générale sont les excavateurs à godet unique. Dans le cas de la carrière de Djebel kraoula, l'engin utilisé est une pelle hydraulique à chenille de type **CATER PILLAR 345C** de capacité de godet de **4m<sup>3</sup>**.

### IV.6.1. Calcul la productivité de la chargeuse

#### IV.6.1.1. Temps de cycle de la chargeuse

Le temps de cycle de l'engin de chargement comprend 4 phases :

- Chargement du godet ;
- Marche à godet chargé ;
- Déchargement du godet ;
- Parcours à vide vers le lieu de chargement.

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

$$T_C = T_{ch} + T_{mch} + T_{déch} + T_{mv}(S)$$

Avec :

- $T_{ch}$  : Le temps de remplissage du godet ;
- $T_{mch}$  : Le temps de marche à charge ;
- $T_{déch}$ : Le temps de déchargement ;
- $T_{mav}$  : Le temps de marche à vide.

Après un certain nombre de chronométrage réalisé au niveau de la carrière d'UMABT, durant notre stage, les mesures de temps obtenus sont regroupées dans le tableau ci-dessous :

**Tableau VI.3.** Chronométrage de la chargeuse CATER PILLAR 345C

| Cycle        | Temps de chargement(s) | Temps de parcours(s) | Temps de déchargement(s) | Temps de retour(s) | Total        |
|--------------|------------------------|----------------------|--------------------------|--------------------|--------------|
| 1            | 7.06                   | 6.43                 | 6.35                     | 5.46               | 25,3         |
| 2            | 8.38                   | 6.35                 | 4.33                     | 4.64               | 23,7         |
| 3            | 9.74                   | 5.75                 | 5.53                     | 6.35               | 27,37        |
| 4            | 10.06                  | 6.25                 | 4.49                     | 6.93               | 27,73        |
| 5            | 9.42                   | 5.35                 | 5.75                     | 6                  | 26,52        |
| 6            | 7.53                   | 5.10                 | 3.78                     | 5.43               | 21 ,66       |
| 7            | 7.16                   | 4.94                 | 3.9                      | 5                  | 21           |
| <b>Moyen</b> | <b>8,49</b>            | <b>5,73</b>          | <b>4,87</b>              | <b>5 ,69</b>       | <b>24,75</b> |

Le temps de cycle moyen  $t_c$  de la chargeuse est :  **$T_c=24.75$  S**

#### IV.6.1.2.Calcul de la production théorique (P<sub>th</sub>)

Elle est définie par un nombre de cycle théorique de base par heure. Elle est calculée par la relation suivante :

$$P_{th} = N \cdot G \text{ m}^3/\text{heure}$$

- $P_{th}$  : Production théorique de la chargeuse ;  $\text{m}^3/\text{h}$
- $G$  : volume chargé, transporté ou déplacé en  $\text{m}^3$  ;  $G = 4 \text{ m}^3$
- $N$  : Nombre de cycle de base par heure.  $N=3600/24.75$

$$N = \frac{3600}{24.75} ; \quad N = 145$$

$$P_{th} = 145 \times 4 = 580 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$P_{th} = 1450 \text{ t/h}$$

#### IV.6.2.Le rendement de la chargeuse

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

$$R_{ch} = \frac{3600 \times K_r \times E \times T_p \times K_u \times \rho}{T_c \times K_f}$$

Tel que :

$E$  : La capacité du godet de la chargeuse ( $\text{m}^3$ ), ( $E=4\text{m}^3$ ) ;

$K_f$  : Le coefficient de foisonnement ;  $K_f=1.5$ .

$K_r$  : Le coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ( $k_r=0.85$  à  $0.9$ ) ; on prend  $K_r=0.9$ .

$T_p$  : durée d'un poste de travail (h) ;  $T=8\text{h}$ .

$K_u$  : Le coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail ;  $K_u=0.87$ .

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

$t_c$  : La durée d'un cycle de chargement (S).

Donc :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 4 \times 0.9 \times 8 \times 0.87 \times 2.5}{24.75 \times 1.5} = 6074 \text{ t/poste}$$

Le rendement postière de la chargeuse est de **6074 t/poste**.

##### IV.6.2.1.Rendement annuel de la chargeuse

Il se détermine par la formule ci-dessous :

$$R_{ch/an} = R_{ch} \times N_p \times N_{jo/an} ; (\text{t}/\text{an})$$

- $N_p$  : Nombre de poste par jour.

$$R_{ch/an} = 6074 \times 2 \times 312 = 3790176 \text{ t/an.}$$

Le rendement annuel de la chargeuse est de **3 790 176 t/an.**

#### IV.6.3. Nombre de chargeuses

Le nombre nécessaire de chargeuses pour assurer la production annuelle de la carrière est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{P_{an}}{R_{ch}/an} \text{ chargeuses}$$

- $P_{an}$  : production annuelle planifiée(t).

$$P_{an} : 2\,500\,000 \text{ t}$$

Alors : 
$$\frac{2500000}{3790176} = 0.66 \approx 1$$

Le nombre de chargeuses nécessaire est : **1 chargeuse.**

#### IV.6.4. Nombre total de chargeuses

Il est calculé par la formule ci-dessous

$$N_{tch} = N_{ch} \times K_r ; \text{ chargeuse}$$

- $K_r$  : coefficient de réserve.  $K_r = (1.2 \text{ à } 1.4)$  On prend  $K_r = 1.3$

$$N_{tch} = 1 \times 1.3 = 1.3 \approx 2$$

Donc on déduit que l'entreprise doit acquérir une autre chargeuse en réserve, en cas d'éventuelle panne, même si suivant les calculs, une seule chargeuse est suffisante pour assurer la productivité de la carrière.

#### IV.6.5. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivant :

$$N_g = \frac{G \times K_f}{E \times K_r \times \gamma} \text{ godet};$$

Où :

- $G$  : capacité de charge du camion ;
- $K_f$  : coefficient de foisonnement des roches ;  $K_f = 1.5$
- $E$  : capacité du godet ;  $E = 4 \text{ m}^3$
- $K_r$  : coefficient de remplissage du godet ;  $K_r = 0.9$
- $\gamma$  : masse volumique de la roche. ;  $\gamma = 2.6 \text{ t/m}^3$

Dans la carrière UMABT, ils utilisent deux types des camions : le STEYR(SX3254VR354) de capacité 25 tonne, le DUMPER (ASTRA RD 40) de capacité 40tonne.

On aura :

1<sup>ère</sup> cas Camion STEYER : 
$$N_g = \frac{25 \times 1.5}{4 \times 0.9 \times 2.6} = 4 \text{ godets ;}$$

$$2^{\text{ème}} \text{ cas Dumper ASTRA : } Ng = \frac{40 \times 1.5}{4 \times 0.9 \times 2.6} = 6.41 \approx 7 \text{ godet.}$$

## IV.7. Transport

Sur le site de la carrière Djebel kraoula, le transport et le déplacement des charges, depuis les fronts de travail vers la station de concassage, se fait à bord d'engins mobiles.

### IV.7.1. Le temps de cycle de camion

$$T_C = T_r + T_{mch} + T_{déch} + T_{mv} + T_m$$

$T_r$  : Le temps de remplissage du camion ;

$T_{mch}$  : Le temps de marche à charge ;

$T_{déch}$  : Le temps de déchargement ;

$T_{mv}$  : Le temps de marche à vide ;

$T_m$  : Le temps du manœuvre.

Comme pour la chargeuse, nous avons aussi réalisé un certain nombre de chronométrage pour les camions. Les résultats obtenus sont exposés dans les deux tableaux suivants :

**Tableau VI.4.** Chronométrage du temps de cycles du camion STEYR

| Le temps(s) | Les mesures |       |       |       |       |       |       | Moyen  |
|-------------|-------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|
| $T_r$       | 138.6       | 134.4 | 136.2 | 128.4 | 127.8 | 140.4 | 126   | 133.11 |
| $T_{mch}$   | 453.6       | 436.2 | 378   | 484.8 | 432.6 | 452.6 | 386.4 | 432.02 |
| $T_{déch}$  | 53          | 43    | 34    | 25    | 53    | 45    | 25    | 39.71  |
| $T_{mv}$    | 333         | 256.8 | 318.6 | 316.6 | 334.2 | 280.6 | 384.6 | 317.77 |
| $T_m$       | 33          | 31    | 35    | 30    | 35    | 37.3  | 30    | 33.04  |

Le temps cycle moyen mesuré est :  $T_c = 955.65 \text{ s.}$

**Tableau VI.5.** Chronométrage du temps de cycles du dumper ASTRA

| Le temps(s) | Les mesures |        |       |        |        |       |       | Moyen  |
|-------------|-------------|--------|-------|--------|--------|-------|-------|--------|
| $T_r$       | 174.23      | 180,6  | 191,5 | 160.32 | 170.16 | 180.3 | 169.5 | 175.23 |
| $T_{mch}$   | 475         | 469.16 | 484,8 | 482    | 495,17 | 485   | 505   | 485.16 |
| $T_{déch}$  | 29          | 30,3   | 33,9  | 31.94  | 29,69  | 25,4  | 32,5  | 30.39  |
| $T_{mv}$    | 454         | 495    | 458   | 484    | 497    | 431   | 429   | 464    |
| $T_m$       | 30          | 30,2   | 34    | 33,4   | 30     | 36    | 38    | 33     |

Le temps cycle moyen mesuré est :  $T_c = 1187,78 \text{ s.}$

**IV.7.2. Rendement des camions :**

Le rendement d'un camion est donné par la formule suivante :

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

Tel que :

$Q_c$  : La capacité de la benne du camion (t) ;

$T_p$ : La durée d'un poste (h),  $T_p=8h$  ;

$K_q$  : Le coefficient d'utilisation de la capacité du camion ( $K_q \leq 1$ , On prend  $K_q=0.9$ ) ;

$K_u$ : Le coefficient d'utilisation du camion durant un poste de travail ;  $K_u=0.87$

$t_c$  : le temps de réalisation d'un cycle.

Donc :

**Cas de camion STEYR**

$$R_c = \frac{3600 \times 25 \times 8 \times 0.9 \times 0.87}{955.65}$$

$$R_c = 590 \text{ t/poste.}$$

**Cas de dumper ASTRA**

$$R_c = \frac{3600 \times 40 \times 8 \times 0.9 \times 0.87}{1187.78}$$

$$R_c = 759.41 \text{ t/poste.}$$

**IV.7.3. Nombre des camions nécessaires pour assurer la production**

$$N_c = \frac{P_{an} \times K_i}{R_c \times N_p \times N_j}$$

Où :

$P_{an}$  : Production annuel planifiée :  $P_{an}=2\ 500\ 000$  t ;

$K_i$  : Le coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0,8 et 1,2), On prend  $K_i=1.2$  ;

$R_c$  : rendement postière moyen des camions

$N_p$  : Nombre de poste ;  $N_p=2$  postes

$N_j$  : Nombre de jours ouvrable par an ;  $N_j=312$  jours

**Cas de camion STEYR**

$$N_c = \frac{2500000 \times 1.2}{590 \times 2 \times 312} = 8.14 = 9 \text{ camions}$$

**Cas de dumper ASTRA**

$$N_c = \frac{2500000 \times 1.2}{759.41 \times 2 \times 312} = 6.33 = 7$$

Pour combiner entre les deux types des camions pendant les heures de travail, on choisit 6 camion qui sont déjà en service et on cherche le nombre nécessaire des camions pour atteindre la production journalière de 8012.82t

Le rendement des 6 camions est égal : 3540t/h.

Donc le nombre des dumpers nécessaire est :

$$N_c = \frac{(8012.82 - 3540) \times 1.2}{759.41 \times 2} = 3.53 = 4$$

Au niveau de la carrière il existe déjà deux (2) dumpers ASTRA de 40 t, Donc l'entreprise doit acquérir deux (2) dumpers de 40t de plus pour assurer la production souhaitée.

### **IV.8. Travaux d'abattage à l'explosif**

L'abattage des roches à l'explosif est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Il est très répandu dans les exploitations à ciel ouvert pour la destruction des roches dures.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaires ;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail [18].

#### **IV.8.1. La conception d'un plan de tir**

La conception d'un plan de tir, correspond à la définition de la géométrie de forage et le chargement des trous de mine. Fondamentalement, elle consiste à assurer :

- Le fonctionnement normal des charges pour leur offrir une surface libre et un volume de dégagement adaptés ;
- L'adaptation de l'explosif au massif afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe [19] ;

Avant d'entreprendre la conception, il faut [20] :

- Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts ;
- Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités) ;

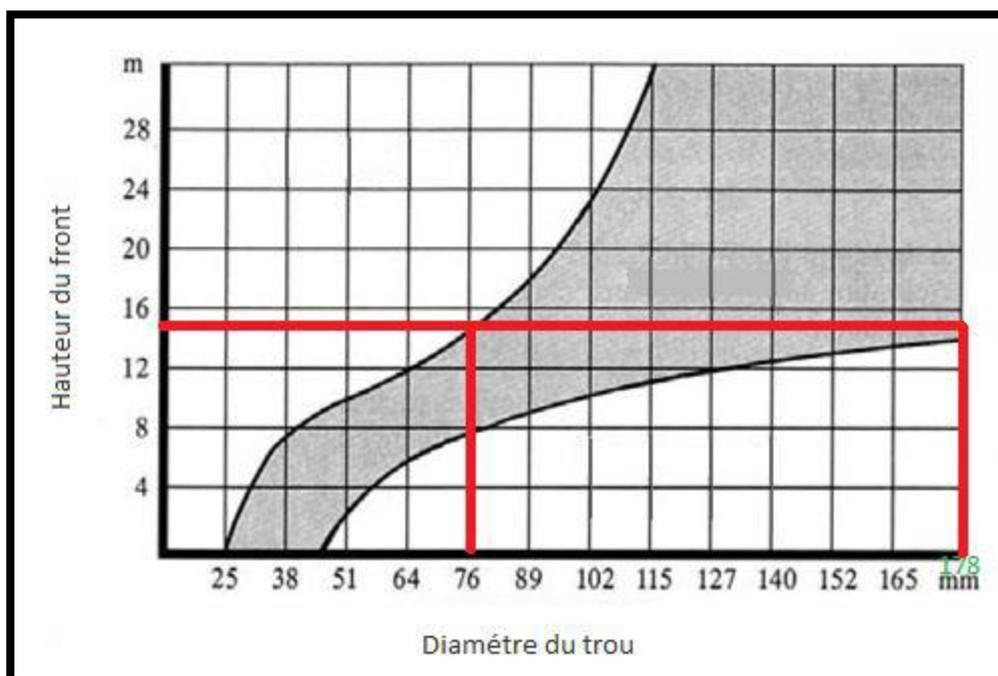
- Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture) ;
- Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles : leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau ;
- Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

## IV.8.2. Les paramètres d'un plan de tir

### IV.8.2.1. Diamètre des trous

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue.

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage (**Figure IV.1**). Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée [20].



**Figure IV.1.** Choix du couple diamètre-hauteur de front.

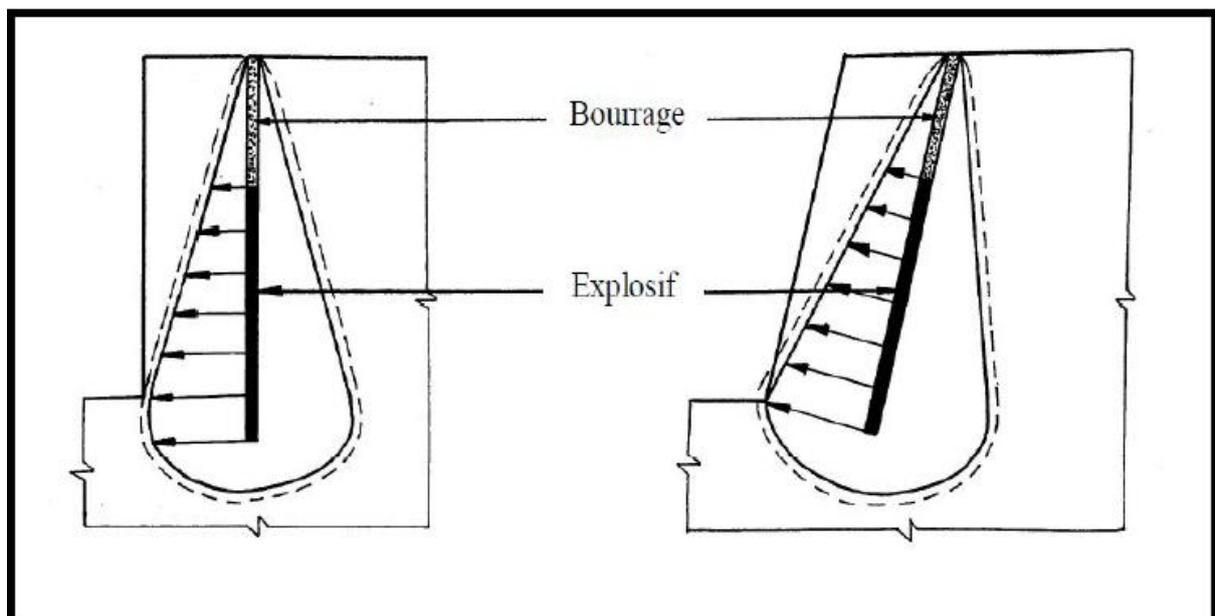
La figure IV.1 montre la relation existante entre le diamètre du trou et la hauteur du gradin. Pour une hauteur de 15 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 76/178mm. Dans notre cas d'étude, le diamètre choisit pour la foration des trous est de l'ordre de 89mm.

#### IV.8.2.2. L'inclinaison des trous

Le trou incliné améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir. L'abattage par trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifié. D'autres avantages des trous inclinés sont à signaler :

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

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières à ciel ouvert [21].



**Figure IV.2.** Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.

L'inclinaison des trous forés est comprise entre  $10^\circ$  et  $20^\circ$  par rapport à la verticale. On prend l'inclinaison de  $10^\circ$  pour notre cas.

#### IV.8.2.3. La ligne de moindre résistance (Banquette maximale)

La banquette ou la ligne de moindre résistance est la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Elle est déterminée par la formule suivante [22] :

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

Tel que :

d: Diamètre du trous (mm) ;

$S_p$ : La puissance de la charge de fond de l'explosif.

#### IV.8.2.3.1. Coefficient de puissance de l'explosif (weight strength (S))

La puissance de l'explosif désigne son énergie propre utilisable à un travail déterminé. Cet indice d'énergie est défini à partir de la chaleur d'explosion Q et du volume de gaz V dégagé par unité de masse. Il est déterminé par la formule de Langefors suivante :

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left( 5 \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right)$$

Tel que :

Q: La quantité de chaleur dégagée par un kilogramme l'explosif ;

V: Le volume de gaz dégagé par un kilogramme l'explosif ;

$Q_0$  et  $V_0$  sont les valeurs correspondantes à celle d'explosif de référence Gélanit II ;

$Q_0 = 4807 \text{ kJ/kg}$

$V_0 = 808 \text{ L/kg}$  (dans les conditions normales ; C.N.T.P.)

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

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

Q et V sont les valeurs correspondantes à celle de la Marmanit II (utilisé comme charge de pied).

$Q = 3987 \text{ kJ/kg}$

$V = 868 \text{ L/kg}$

AN:

$$S_p = \frac{5}{6} \times \left( \frac{3987}{4807} + \frac{868}{808} \right) = 0.87$$

**$S_p = 0.872$**

#### IV.8.2.3.2. Résistance au tirage 'c'

La résistance au tirage représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, c'est donc la quantité minimale d'explosif pour abattre  $1 \text{ m}^3$  de roche. Cette valeur est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain. Elle est donnée dans le **tableau ci-dessous** :

**Tableau IV.6.** Résistance au tirage de quelques roches

| Roche                       | R(kg/m <sup>3</sup> ) |
|-----------------------------|-----------------------|
| Basalte                     | 0,33                  |
| Calcaire crayeux            | 0,25                  |
| <b>Calcaire moyen à dur</b> | <b>0,35 ÷ 0,40</b>    |
| Diorite                     | 0,45                  |
| Granite dur                 | 0,45                  |
| Grés fins                   | 0,40                  |
| Quartzite pâte fine         | 0,53                  |
| Quartzite fracturé          | 0,30                  |

Pour les calcaires durs (notre cas) on prend la valeur de :

$$R = 0,40 \text{ kg/m}^3.$$

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

$$c=0.05+R$$

$$c=0.05+0.4$$

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

#### IV.8.2.3.3. Facteur de contrainte ' f '

C'est un facteur qui permet d'introduire une correction en fonction de l'inclinaison donnée au trou. De plus, L'inclinaison des trous étant un paramètre secondaire relativement indépendant, cela peut permettre une meilleure sortie du pied, une meilleure fragmentation en tête et une diminution des effets arrière.

**Tableau IV.7.** La valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou.

| L'angle $\beta$ (°) | 0 | 10   | 20   | 30   |
|---------------------|---|------|------|------|
| F                   | 1 | 0.95 | 0.90 | 0.85 |

Dans notre cas  $\beta = 10^\circ$ , donc  $f = 0.95$ .

#### IV.8.2.4. Rapport Espacement/Banquette E/B

le rapport de la maille dépend essentiellement des objectifs poursuivis [22].

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

$$E/B=1.25$$

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

Donc la valeur de la banquette maximale est :

$$W_{\max} = \frac{89}{33} \times \sqrt{\frac{1.05 \times 0.87}{0.45 \times 0.95 \times 1.25}}$$

$$W_{\max} = 3.53 \text{ m.}$$

#### IV.8.2.5. Correction de la banquette du fait de la déviation des forages

Les erreurs de foration (alignements ou déviations) doivent être prises en compte cependant, il faut veiller à ce que ces déviations ne soient pas supérieures à 0,03 m/m de foration ; dans ce cas, LANGEFORS considère que la banquette à prendre en compte est [22].

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

$$W = 3.53 - 0.05 \times 15$$

$$W = 2.78 \text{ m.}$$

#### IV.8.2.6. L'espace entre les trous

On peut distinguer trois possibilités, tout dépend de la qualité de la fragmentation à obtenir [13] :

$E = (1,25 \text{ à } 1,5) * B$ , caractérise une fragmentation fine ;

$E = (1 \text{ à } 1,25) * B$ , caractérise une fragmentation moyenne ;

$E = B$ , dans le cas d'une production d'embrochements.

Dans notre cas, on espère avoir une fragmentation moyenne, donc :

$$E = 1.25 \times W$$

AN :

$$E = 1.25 \times 2.78$$

$$E = 3.45 \text{ m.}$$

#### IV.8.2.7. L'excès de forage (sous forage)

Ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin en créant les conditions normales de travail des engins de chargement. Il dépend essentiellement à la banquette. D'après LANGEFORS l'excès de forage est calculé par la formule suivante [23] ;

Donc :

$$L_s = 0.3 \times W_{\max}$$

AN :

$$L_s = 0.3 \times 3.53$$

$$L_s = 1.06 \text{ m.}$$

#### IV.8.2.8. La longueur de foration

La longueur de foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage à garantir une déviation faible. Elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison des trous qui favorise le dégagement du pied et diminue les effets arrière. Cette longueur est déterminée par la formule suivante [21] :

$$L_f = \frac{H_g}{\cos \beta} + L_s$$

Tel que :

$H_g$ : La hauteur du gradin (m) ;

$\beta$ : L'inclinaison du trou par rapport à la verticale ( $^\circ$ ) ;

$L_s$ : L'excès de forage (m).

AN:

$$L_f = \frac{15}{\cos 10} + 1.06$$

$$L_f = 16.3 \text{ m.}$$

#### IV.8.2.9. La hauteur de la charge du pied

La charge de pied, c'est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied, elle déterminée par la formule suivante [21] :

$$L_p = 1.3 \times W$$

Tel que :

$W$  : La banquette (m).

AN :

$$L_p = 1.3 \times 2.78$$

$$L_p = 3.6 \text{ m.}$$

#### IV.8.2.10. Charge linéaire du fond

Elle est donnée par la relation suivante [20] :

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

AN :

$$C_p = 0.88 \times \frac{0.95}{0.87} \times 1.25 \times \left[ \frac{0.07}{2.78} + 0.4 + 0.004 \times 2.78 \right] \times 2.78^2$$

$$C_p = 4.05 \text{ kg/m.}$$

#### IV.8.2.11. Quantité d'explosif au pied du gradin

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne, certains auteurs considèrent que la moitié de la charge doit être dans le 1/3 de la longueur du trou (au fond du trou). Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied [24].

$$Q_p = l_p \times C_p$$

AN :

$$Q_p = 3.6 \times 4.05$$

$$Q_p = 14.58 \text{ kg.}$$

#### IV.8.2.12. La hauteur du bourrage

La hauteur de bourrage est égale en général à la banquette pratique « B » pour les tirs de surface. Le bourrage devrait se composer du sable ou du gravier avec une dimension particulière de 4 à 9 mm. La recherche a prouvé que cette taille donne le meilleur emprisonnement des gaz d'explosifs. Si  $H_b < B$ , le risque de projection des roches augmente, mais la quantité de rochers diminue. D'autre part, si  $H_b > B$ , elle donnera plus de rochers mais la projection des roches sera moins [21].

Donc :

$$H_b = W = 2.78 \text{ m}$$

$$H_b = W = 2.78 \text{ m.}$$

#### IV.8.2.13. La hauteur de la charge de colonne

La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, et est déterminé par la formule suivante [22].

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

AN:

$$L_c = 16.3 - 1.3 \times 2.78 - 2.78$$

$$L_c = 9.9 \text{ m.}$$

#### IV.8.2.14. Charge linéaire de colonne

Elle est définie comme étant la charge qui remplit le reste du trou. Son énergie massique est dite plus inférieure à celle nécessaire en pied. Elle est donnée par la formule suivante [23].

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

AN :

$$C_c = \frac{4.05}{2}$$

$$C_c=2.025 \text{ kg/m.}$$

#### IV.8.2.15. Quantité d'explosif en colonne

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

$$Q_c = L_c \times C_c$$

AN :

$$Q_c = 9.9 \times 2.025$$

$$Q_c = 20.05 \text{ kg.}$$

#### IV.8.2.16. Quantité de charge d'explosifs dans un trou

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

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

AN :

$$Q_{\text{tot}} = 14.58 + 20.05$$

$$Q_{\text{tot}} = 34.63 \text{ kg.}$$

#### IV.8.2.17. Consommation spécifique d'explosif

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m<sup>3</sup> de roche [24].

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{\text{tot}}}{W \times E \times H_g} \text{ (kg/m}^3\text{)} ;$$

AN :

$$q_s = \frac{34.63}{2.78 \times 3.45 \times H_g}$$

$$q_s = 0.24 \text{ kg/m}^3.$$

#### IV.8.2.18. Volume de roche abattu par un trou

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

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

AN :

$$V_{\text{tr}} = 2.78 \times 3.45 \times H_g$$

$$V_{\text{tr}} = 143.865 \text{ m}^3.$$

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

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

$\rho$ : La masse volumique du bloc (m<sup>3</sup>).

AN :

$$Q_{\text{tr}} = 146.1 \times 2.6$$

$$Q_{\text{tr}} = 374.049 \text{ t.}$$

#### IV.8.2.19. Nombre de trous forés nécessaire par tir

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

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

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

$$N_{tr} = \frac{P_j \times 6}{V_{tr}}$$

AN :

$$N_{tr} = \frac{8013 \times 6}{374.049}$$

$$N_{tr} = 128 \text{ trou/semaine}$$

#### IV.8.2.20. Nombre de rangées

Le nombre de rangées est déterminé par :

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

Le tir s'effectuera par 2 rangées des trous.

#### IV.8.2.21. Volume de roche abattu par deux volées

Il est donné par la relation suivante :

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

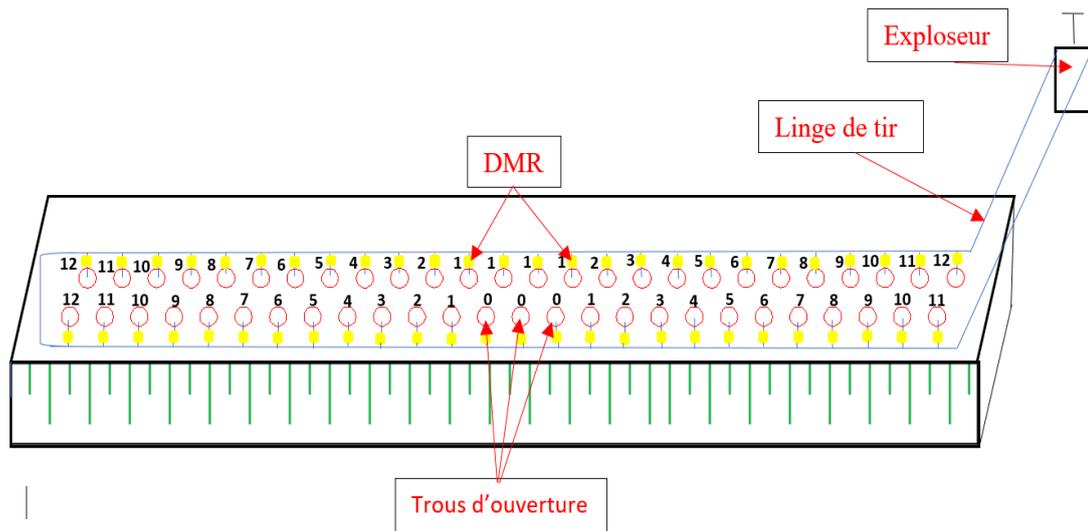
AN :

$$V_{vo} = 128 \times 143.865$$

$$V_{vo} = 18414.7t$$

#### IV.8.3. Amorçage :

Un schéma de disposition des trous en quinconce avec un raccordement des détonateurs en série donnerait à priori de bons résultats comme indiqué dans la figure **Figure IV.3**



**Figure IV.3 :** Schéma de disposition des trous en quinconce avec liaison des détonateurs électriques à micro retards en V (en série)

## Conclusion

D'après les calculs que nous avons effectués, nous avons constaté que des élargissements sur les fronts de taille doivent être entamés, ainsi qu'un renforcement de cycle du transport par 2 dumpers de 40 tonnes, par contre les moyens disponibles pour la foration et le chargement sont capables de satisfaire les objectifs de production visés qui sont de l'ordre de 2 500 000 t/an.

# Conclusion Générale

### Conclusion générale

Les travaux d'exploration effectués au niveau du gisement de Kraoula ont permis de donner une description générale sur la formation géologique de la zone étudiée, qui est caractérisé par une stratification hétérogène de couches de calcaire, de marne et d'argile. Les caractéristiques géotechniques du calcaire de Kraoula sont conformes aux normes d'utilisation de ce granulats pour le béton hydraulique et les routes.

L'étude géologique et topographique du gisement de Kraoula a permis d'évaluer les réserves exploitables qui sont de 56 millions de tonnes, l'entreprise pourra exploiter ce gisement pendant 23 ans avec une production annuelle de 2,5 millions de tonne.

Pour atteindre cet objectif, L'entreprise exploitante a acquis une nouvelle station de concassage de capacité de production de 400t/h. pour ce fait, une modification sur tout le plan d'exploitation est nécessaire. Cette modification consiste à recalculer et déterminer les paramètres de forage et de tir et les paramètres de chargement et de transport qui dépend beaucoup plus du rendement de matériel utilisé. A cet effet nous avons déterminé les paramètres concernant ce processus afin d'assuré la production prévue par l'entreprise.

Suite aux résultats obtenus, nous recommandons :

- Augmentation de volume de roches abattues qui nécessite plus de trous forés (126).
- Soutènement des travaux de forage par un chariot de forage pour le combinée avec la sondeuse qui est déjà en service.
- Soutènement le cycle de chargement par deux dumpers de capacité de 40tonnes.
- Maintenir la station de concassage déjà en service, malgré sa vétusté, pour atteindre les objectifs.

## Références bibliographique

---

### Références bibliographique

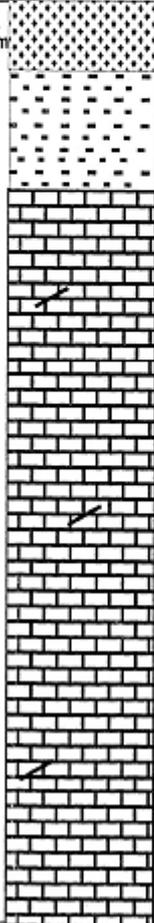
- [1] : **BENSALEM Md.** 2012 «AUDIT ENVIRONNEMENTAL CARRIERE D'AGREGAT DJEBEL KRAOULA».Bureau d'expert en études géologique, minières et environnement.
- [2] : **AMARI G.** ; 2010 «Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula, Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.
- [3] : **TAHIRI A.** ; 1992 «Modélisation des massifs rocheux fissures par la méthode des éléments distincts ». Thèse de doctorat de l'école nationale des ponts et chaussées.
- [4] :document interne unité d'UMABT source service plan d'exploitation d'agrégats bureau d'expert en géologie minière et environnement (SBA).
- [5] : **BEY A.** ; 2010 « Rapport géologique du gisement de Kraoula ». Bureau d'étude géologique et minière.
- [6]: **CHABOU M.** ; « Cours de Pétrographie Endogène ». Université Ferhat Abbas, Sétif .
- [7]: **BOUFEDAH B A.** ; 2011 « Influence de la granularité (classe granulaire 4/22.4) sur les caractéristiques des granulats et sur les propriétés des bétons ordinaires ». Mémoire de Magister de l'Université Mentouri de Constantine.
- [8] : **CHIBKA N.** ; 1980 « Exploitation des gisements métallifères » Edition Office des Publications universitaires.
- [9] : **CHAIN R, BOUHEDJA A.** ; « Guide pour l'élaboration d'un projet de cours : l'exploitation à ciel ouvert ». Université badji Mokhtar Annaba.
- [10] : **CHELOUCHE F.** ; « Ouverture et l'exploitation du gisement de baryte de draissa (Wilaya de Bechar) ». Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique.
- [11] :V.Rjeveski, [1978], "Processus des travaux miniers à ciel ouvert". NEDRA, Moscou
- [12]: **Antill, J.M. Modern,** [November 1964], " blasting techniques for construction engineering", Australian civil engineering and construction, page 17.
- [13] : Les données de l'entreprise de UMABT, service de la carrière.
- [14]: Fiche technique de chargeuse Caterpillar Performance Handbook Edition 33; Wheel Loaders Integrated Tool carriers
- [15] : **GOKHALE B V.;** 2011 « Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines ». CRC Press/Balkema P.O. Box 447, 2300 AK Leiden, The Netherlands.
- [16] : **BAALI. F,** [2012].Exploitation à ciel ouvert d'une carrière des agrégats Algran el Ghedir Skikda - Rapport de stage

## Références bibliographique

---

- [17] : document interne unité d'UMABT. Source service exploitation carrière.
- [18] : **KOVALENKO K, AMBARTSOUMIAN N, M LAHMER K.** ; 1986 « Exploitation des carrières ». Edition Office des publications universitaires.
- [19] : **BERDOUDI S.** 2009 « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes ». Thèse de doctorat de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [20] : **GHARBI K.** ; 2007 « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique.
- [21]: **OLOFSSON S.O,** 2002«Applied explosives technology for construction and mining».
- [22] : <http://www.ceresm.com>, « Guide de mise en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique ».
- [23] : **HERRMANN.K** ,1971 « Précis de forage des roches ». Edition DUNOD paris.
- [24] : **LOUNIS.F** , 2007 « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.

# Annexes

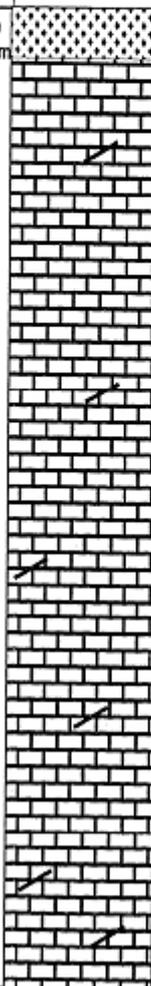
| Foré<br>Ct (m) |    | Diamètre<br>De A | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION   | OBSERVATION |
|----------------|----|------------------|--|---|-------------|
| 0              | 15 |                  |  |   |             |
|                |    | 89<br>mm         |  | <p>Argile gréseuse avec des débris de calcaire</p> <p>Marne marron- brun, tendre</p> <p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur,<br/>par endroits caverneux fissuré.</p> |             |
| FIN DU SONDAGE |    |                  |  |   |             |

EURL UMABT  
lot N°48 Nedjma Es-Senia Oran

EXÉCUTÉ PAR :  
**GÉOCONSEIL**

SONDAGE N°: 01 PROFONDEUR : 15 m

Coordonnées M.T.U x=704 800 m y= 3869 800 m Z=743 m

| Foré<br>Ct (m) |   | Diamètre<br>mm | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION   | OBSERVATION |
|----------------|---|----------------|--|---|-------------|
| De             | À |                |  |   |             |
| 0              |   | 89             |  | <p>Argile gréseuse avec des débris de calcaire</p> <p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.</p> |             |
| 15             |   |                |  |   |             |

FIN DU SONDRAGE

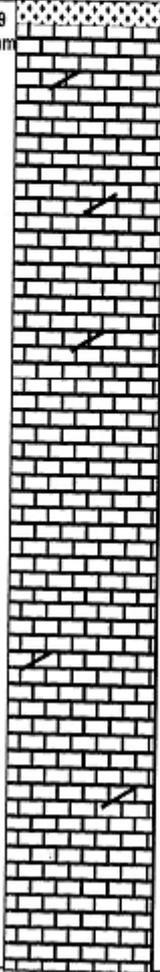
**EURL UMABT**  
**LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN**

SONDRAGE N°: 02    PROFONDEUR : 15 m

Coordonnées M.T.U    x=705 073 m    y= 3869 797 m    Z=790m

EXECUTE PAR :

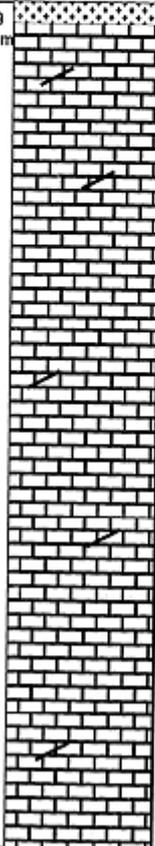
**GÉOCONSEIL**

| Foré |   | Diamètre | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION   | OBSERVATION |
|------|---|----------|--|---|-------------|
| De   | À |          |  |   |             |
| 0    |   | 89 mm    |  | Argile gréseuse avec des débris de calcaire                           |             |
| 15   |   |          |  | Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré. |             |

EURL UMABT  
 LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN  
 SONDAGE N°: 03 PROFONDEUR : 15 m  
 Coordonnées M.T.U x=705 085 m y= 3869 673 m Z=820m

EXECUTE PAR :  
**GÉOCONSEIL**

FIN DU SONDAGE

| Foré<br>Ct (m) |    | Diamètre<br>mm | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION  | OBSERVATION |
|----------------|----|----------------|--|--|-------------|
| De             | À  |                |  |  |             |
| 0              | 15 | 89             |  | <p>Argile gréseuse avec des débris de calcaire</p> <p>Calcaires gris, gris-verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.</p> |             |

FIN DU SONDAGE

EURL UMABT  
LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN

SONDAGE N°: 04 PROFONDEUR : 15 m

Coordonnées M.T.U x=704 735 m y= 3869 700 m Z=770m

EXECUTE PAR :

**GÉOCONSEIL**

| Foré<br>Ct (m) |    | Diamètre<br>De À | LITHOLOGIE | DESCRIPTION | OBSERVATION |
|----------------|----|------------------|------------|-------------|-------------|
| 0              | 15 |                  |            |             |             |

FIN DU SONDRAGE

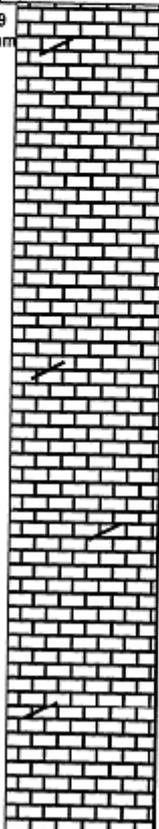
EURL UMABT  
LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN

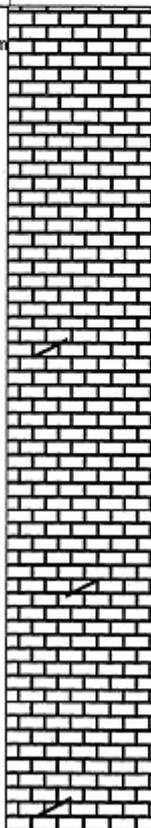
SONDRAGE N°: 05 PROFONDEUR : 15 m

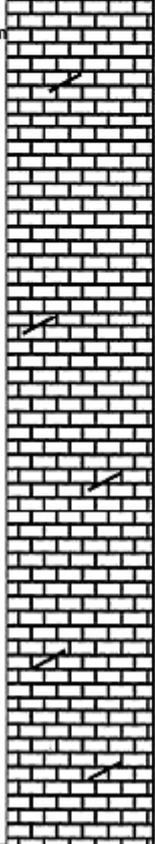
Coordonnées M.T.U x=704 430 m y= 3869 600 m Z=777m

EXECUTE PAR :

GÉOCONSEIL

| <p><b>EURL UMABT</b><br/> <i>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</i></p> <p>SONDAGE N°: 06    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U x=704 709 m y= 3869 600 m Z=882m</p> |    |               | <p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>                                      |  |             |
|--|----|---------------|--|--|-------------|
| Foré<br>Ct (m)   |    | Diamètre<br>A | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION  | OBSERVATION |
| De   | A  |               |  |  |             |
| 0  | 15 | 89<br>mm      |  | <p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur,<br/>par endroits caverneux fissuré.</p> |             |
| <p>FIN DU SONDAGE</p>  |    |               |  |  |             |

| <p><b>EURL UMABT</b><br/> <b>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</b></p> <p>SONDAGE N°: 07    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U    x=705 070 m    y= 3869 598 m    Z=843m</p> |          |  | <p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>                                    |             |
|---|----------|--|--|-------------|
| Foré<br>Ct (m)  | Diamètre | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION  | OBSERVATION |
| De  | A        |  |  |             |
| 0   | 89<br>mm |  | <p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur,<br/>par endroits caverneux fissuré.</p> |             |
| 15  |          |  |  |             |
| <p>FIN DU SONDAGE</p>   |          |  |  |             |

| Foré<br>Ct (m) |    | Diamètre | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION  | OBSERVATION |
|----------------|----|----------|--|--|-------------|
| De             | À  |          |  |  |             |
| 0              | 15 | 89<br>mm |  | Calcaires gris, gris -verdâtres, dur,<br>par endroits caverneux fissuré. |             |
| FIN DU SONDAGE |    |          |  |  |             |

EURL UMABT  
LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN

SONDAGE N°: 08 PROFONDEUR : 15 m

Coordonnées M.T.U x=704 978 m y= 3869 498 m Z=867m

EXECUTE PAR :

GÉOCONSEIL

| Foré<br>Ct (m) |    | Diamètre<br>De À | LITHOLOGIE | DESCRIPTION | OBSERVATION |
|----------------|----|------------------|------------|-------------|-------------|
| 0              | 15 |                  |            |             |             |

FIN DU SONDAGE

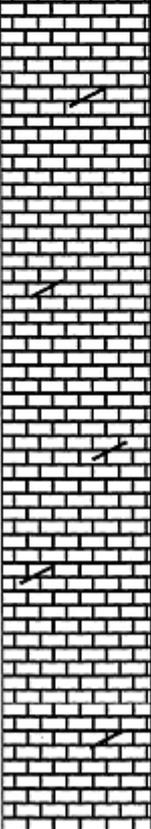
**EURL UMABT**  
**LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN**

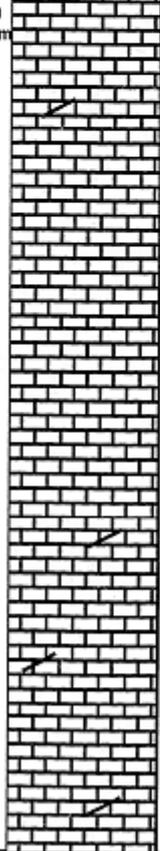
SONDAGE N°: 09 PROFONDEUR : 15 m

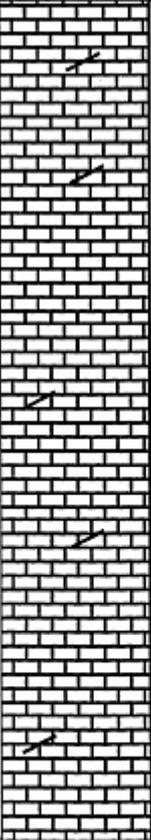
Coordonnées M.T.U x=704 524 m y= 3869 500 m Z=826m

EXECUTE PAR :

**GÉOCONSEIL**

|  |          |  |  |             |
|--|----------|--|--|-------------|
| <p><b>EURL UMABT</b><br/> <i>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</i></p> <p>SONDAGE N°: 10    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U   x=704 416 m   y= 3869 399 m   Z=860m</p> |          |  | <p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>                                    |             |
| Foré<br>Ct (m)   | Diametre | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION  | OBSERVATION |
| De   | A        |  |  |             |
| 0  | 89<br>mm |  | <p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur,<br/>par endroits caverneux fissuré.</p> |             |
| 15   |          |  |  |             |
| FIN DU SONDAGE   |          |  |  |             |

| <p><b>EURL UMABT</b><br/> <b>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</b></p> <p>SONDAGE N°: 11    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U   x=704 864 m   y= 3869 400 m   Z=876m</p> |          | <p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>                                      |  |             |
|--|----------|--|--|-------------|
| Foré<br>Ct (m)   | Diamètre | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION  | OBSERVATION |
| De   | A        |  |  |             |
| 0  | 89<br>mm |  | <p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur,<br/>par endroits caverneux fissuré.</p> |             |
| 15   |          |  |  |             |
| FIN DU SONDAGE   |          |  |  |             |

| Foré           |    | Diamètre | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION  | OBSERVATION |
|----------------|----|----------|--|--|-------------|
| Ct (m)         | De |          |  |  |             |
| 0              |    | 89<br>mm |  | Calcaires gris, gris -verdâtres, dur,<br>par endroits caverneux fissuré. |             |
| 15             |    |          |  |  |             |
| FIN DU SONDAGE |    |          |  |  |             |

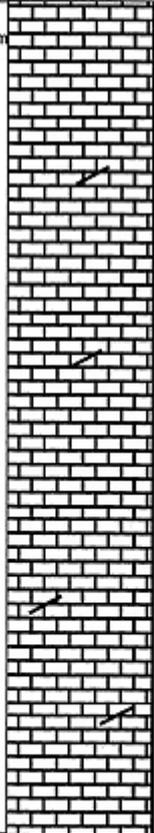
EURL UMABT  
LOT N°48 NEDJEMA Es SENIA ORAN

SONDAGE N°: 12 PROFONDEUR : 15 m

Coordonnées M.T.U X=705 082 m y= 3869 399 m Z=840m

EXECUTE PAR :

GÉOCONSEIL

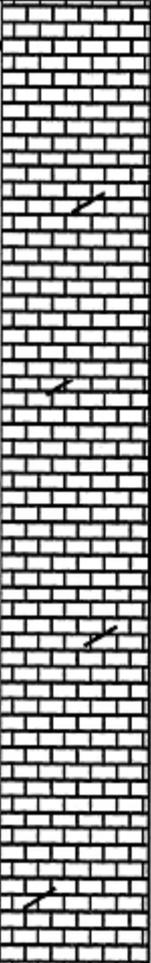
| Foré<br>Ct (m) |    | Diamètre<br>A | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION   | OBSERVATION |
|----------------|----|---------------|--|---|-------------|
| De             | A  |               |  |   |             |
| 0              | 15 | 89<br>mm      |  | Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré. |             |
| FIN DU SONDAGE |    |               |  |   |             |

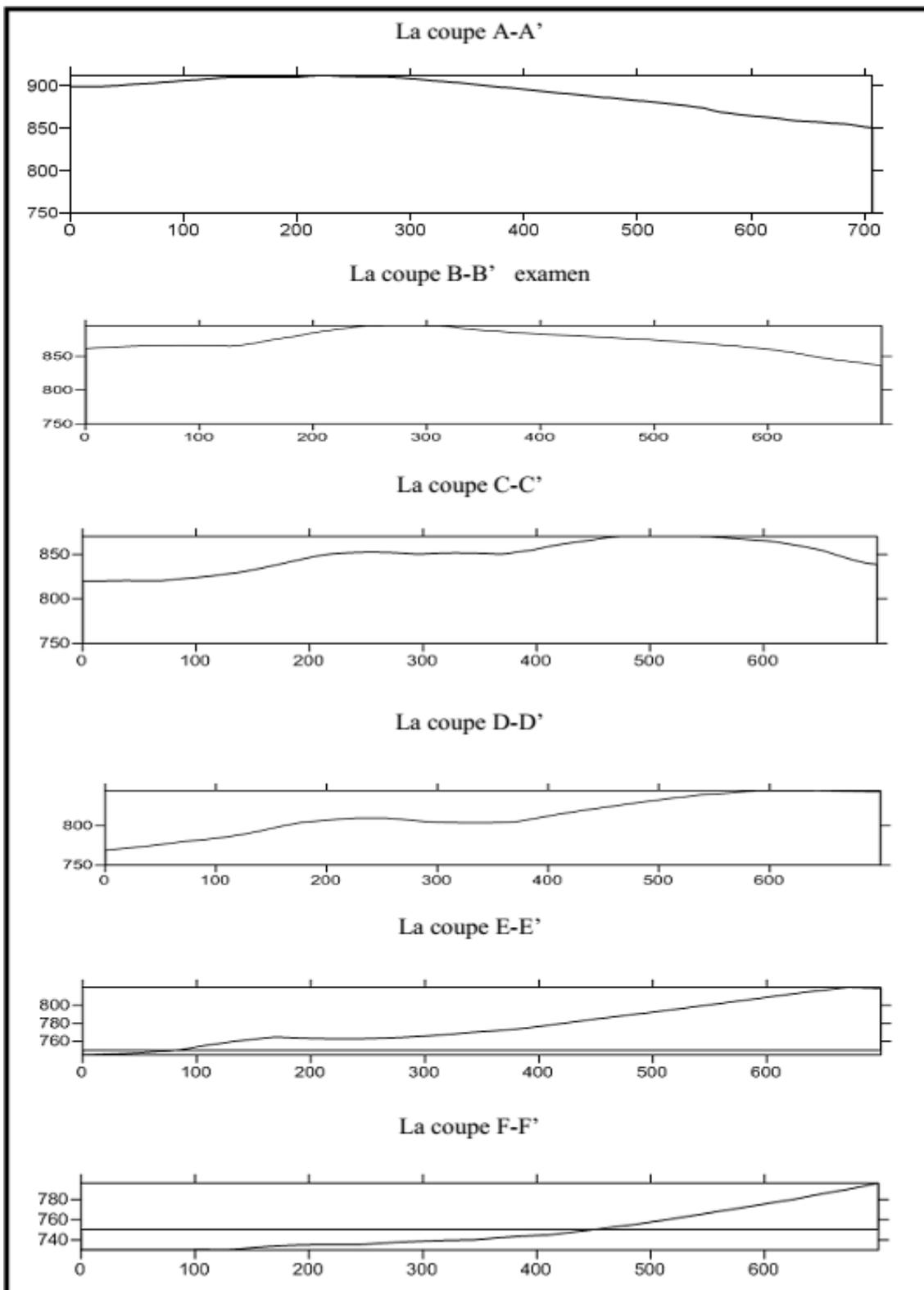
**EURL UMABT**  
**LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN**

SONDAGE N°: 13    PROFONDEUR : 15 m

Coordonnées M.T.U x=705 016 m y= 3869 305 m Z=842m

EXECUTE PAR :  
**GÉOCONSEIL**

| Foré  |      | Diamètre | LITHOLOGIE   | DESCRIPTION  | OBSERVATION |
|---|------|----------|--|--|-------------|
| Ct (m)  | De À |          |  |  |             |
| <p><b>EURL UMABT</b><br/> <b>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</b></p> <p>SONDAGE N°: 14    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U x=704 427 m y= 3869 302 m Z=885m</p> <p>EXECUTE PAR :<br/><b>GÉOCONSEIL</b></p> |      |          |  |  |             |
| 0   | 15   | 89 mm    |  | <p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur,<br/>par endroits caverneux fissuré.</p> |             |
| FIN DU SONDAGE  |      |          |  |  |             |



**Résumé :**

Notre projet de fin d'étude consiste à établir un nouveau plan d'exploitation de gisement de calcaire djebel kraoula wilaya de sidi bel abbés appropriée la nouvelle production prévisionnelle prévue par l'entreprise UMABT (2500000 tonnes) .

Nous avons défini tous les paramètres concernant le processus de chargement et de transport, et spécialement la détermination des paramètres du plan de tir par la méthode de LANGEFORS afin d'assuré la production souhaité.

**Les mots clé :** plans de tir, calcaire, exploitation, gisement,kraoula.

**Abstract :**

Our project of end of study consists in drawing up an new plan of exploitation for the limestone deposit djebel kraoula wilaya de sidi bel abbés appropriate new production forecast planned by the company UMABT(2500000 tons).

We have defined all the parameters concerning the process of loading and transport, and especially the determination of the parameters of the shot-firing pattern of method LANGEFORS to ensure the desired production.

**Key word:** shot-firing pattern.limestone,exploitation,deposit, kraoual